

Montage Gold

PROJET AURIFÈRE DE KONÉ EN CÔTE d'IVOIRE

Étude de faisabilité définitive

Rapport technique – Norme National Instrument 43-101

3276-GREP-001

Date du rapport : 14 mars 2022

Date d'effet : 14 février 2022

Montage
GOLD

PAGE DE DATE ET SIGNATURE

La Personne Qualifiée Indépendante (au sens où l'entend la règle National Instrument 43-101) pour les besoins de ce rapport est Sandra (Sandy) Hunter, représentant Lycopodium. D'autres revues dont le détail figure ci-après ont été effectués par Jonathon Abbott, Mike Hallewell, Pieter Labuschagne, Carl Nicholas, Joeline McGrath et Tim Rowles.

L'auteur a effectué une revue approfondie des données techniques et économiques du Projet aurifère de Koné de Montage Gold, et il a examiné les contributions à ce rapport par Montage Gold.

Le rapport global intitulé Rapport technique de l'étude de faisabilité définitive du Projet aurifère de Koné en Côte d'Ivoire a été assemblé et signé par les auteurs suivants :

Signé, ce 14 mars 2022

Sandra (Sandy) Hunter Lic. Sc. (dist.), Mb. Inst. Australas. Mine et Métal. (FAusIMM) (Prof. agréée)
Ingénieure principale de procédé
Lycopodium Minerals Pty. Ltd.

Les Personnes Qualifiées spécialisées dans d'autres disciplines sont :

- **Jonathon Abbott** : Géologue conseil, MPR Geological Consultants Pty Ltd, Lic. Sc. Appl. Géol., Mb. Inst. Austr. Géosc. (MAIG)
- **Mike Hallewell** : Consultant, MPH Minerals Consultancy Ltd., Lic. Sc, Mb. Inst. Matér. Minér. Min. (FIMMM), Mb. Inst. Sud-Afr. Min. et Métal. (FSAIMM), FMES, Ing. G. Civ.
- **Pieter Labuschagne** : Consultant, GCS (Pty) Ltd, M. Sc. Hydrogéologie (Pr. Sci. Nat. 400386/11).
- **Carl Nicholas** : Consultant, Mineesia Ltd., M. Sc., Lic. Sc. (dist.), Dipl. Imp. Coll., C. Env., Mb. Prof. Inst. Mater. Minér. Min.
- **Joeline McGrath** : Consultante principale, Carci Mining, Lic. Ing., M. Fin, Mb. Inst. Austral. des Mines et Métal. (AusIMM) (Prof. agréée) n° 317704
- **Tim Rowles** : Consultant, Knight Piésold Pty. Ltd., Lic. Sc., M. Sc, Mb. Inst. Austral. des Mines et Métal. (AusIMM) (Prof. agréé), Ing. Prof. QLD (RPEQ) (10166).

Les certificats signés par les Personnes Qualifiées se trouvent à la fin de ce rapport.

PROJET AURIFÈRE DE KONÉ EN CÔTE d'IVOIRE
Rapport technique – Norme National Instrument 43-101

3276-GREP-001-**Error! No text of specified style in document.**

Table des matières

	<i>Page</i>
1.0 RÉSUMÉ GÉNÉRAL	14
1.1 Introduction.....	14
1.2 Description et propriété du titre minier.....	14
1.2.1 Description du titre minier.....	14
1.2.2 Titre minier.....	14
1.3 Accessibilité, climat, ressources locales, infrastructures, physiographie.....	14
1.4 Géologie et minéralisation.....	15
1.5 Exploration et définition des ressources.....	15
1.6 Essais métallurgiques.....	16
1.7 Estimation de la ressource minérale.....	17
1.8 Estimation de la réserve minérale.....	18
1.9 Exploitation.....	19
1.10 Méthodes de récupération.....	20
1.11 Infrastructure du Projet.....	22
1.11.1 Approvisionnement en eau.....	22
1.11.1 Électricité.....	22
1.11.3 Parc à résidus.....	23
1.12 Études de marché et contrats.....	24
1.13 Environnement.....	24
1.14 Coûts d'investissement et d'exploitation.....	25
1.14.1 Coûts d'investissement.....	25
1.14.2 Charges d'exploitation.....	26
1.14.3 Coûts d'exploitation pour traitement et infrastructures.....	26
1.15 Analyse économique.....	27
1.16 Recommandations.....	28
1.16.1 Géologie.....	28
1.16.2 Environnement.....	29
1.16.3 Exploitation.....	29
1.16.4 Essais métallurgiques.....	29
1.16.5 Infrastructures.....	29
2.0 INTRODUCTION	31
2.1 Base du Rapport technique.....	31
2.2 Inspection du site par les personnes qualifiées.....	31
2.3 Date d'entrée en vigueur.....	32
2.4 Abréviations.....	32
3.0 DEPENDANCE VIS-À-VIS D'AUTRES EXPERTS.....	34
4.0 DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DU TITRE MINIER.....	35
4.1 Emplacement du titre minier.....	35
4.2. Titres miniers.....	36

4.2.1	Cadre des titres miniers	36
4.2.2	Titre minier et propriété du Projet.....	36
5.0	ACCESSIBILITE, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES, PHYSIOGRAPHIE... 41	
5.1	Accessibilité	41
5.2	Climat.....	41
5.3	Ressources locales et infrastructures	41
5.4	Physiographie	41
6.0	HISTORIQUE	43
7.0	CONTEXTE GEOLOGIQUE ET MINERALISATION	45
7.1	Contexte géologique régional	45
7.2	Contexte géologique du Permis de recherche de Koné.....	47
7.3	Contexte géologique du gisement de Koné et minéralisation	48
7.3.1	Séquence de diorite.....	50
7.3.2	Géologie de l'éponte supérieure.....	54
7.3.3	Géologie de l'éponte supérieure.....	56
7.3.4	Minéralisation	56
7.3.5	Structure et déformation.....	60
7.3.6	Dykes	62
7.3.7	Déformation post -minérale.....	67
8	TYPES DE GISEMENT	71
9	EXPLORATION.....	72
9.1	Introduction.....	72
9.2	Échantillonnage du sol.....	73
9.3	Tranchées	74
9.4	Échantillonnage de puits.....	75
9.5	Levé magnétique.....	76
9.6	Levé de polarisation induite en configuration gradient	76
10	FORAGE	78
10.1	Introduction et résumé.....	78
10.2	Forage à circulation inverse (RC) à Koné.....	79
10.2.1	Procédures de forage et d'échantillonnage	79
10.2.2	Levés haut de trou et en profondeur	81
10.2.3	Représentativité des échantillons	82
10.3	Forage au diamant	84
10.3.1	Procédures de forage et d'échantillonnage	84
10.3.2	Levés des hauts de trous et en profondeur.....	85
10.3.3	Représentativité des échantillons	85
10.4	Forage à circulation inverse (RC) de reconnaissance	86
11	PREPARATION DES ECHANTILLONS, ANALYSE ET SECURITE	87
11.1	Introduction et résumé.....	87
11.2	Procédures de soumission des échantillons et sécurité.....	88
11.3	11.3 Laboratoire d'analyse primaire	89
11.4	Échantillonnage exploratoire	90
11.4.1	Échantillonnage du sol.....	90
11.4.2	Tranchées.....	91

11.4.3	Échantillonnage de puits.....	92
11.5	Forage RC et diamant à Koné.....	93
11.5.1	Préparation et analyse des échantillons.....	93
11.5.2	Surveillance habituelle de l'échantillonnage et fiabilité des essais.....	94
11.5.3	Lixiviation au cyanure et pyroanalyse avec tamisage des duplications.....	98
11.6	Forage à circulation inverse (RC) de reconnaissance.....	103
11.6.1	Préparation et analyse des échantillons.....	103
11.6.2	Surveillance de l'échantillonnage et fiabilité des essais.....	104
11.7	Mesure de la densité.....	107
12	VERIFICATION DES DONNEES	110
13	MINERALURGIE ET ESSAIS METALLURGIQUES.....	112
13.1	Essais métallurgiques en 2014.....	112
13.2	Essais métallurgiques en 2018.....	112
13.2	Essais métallurgiques en 2020.....	114
13.2.1	Variabilité de la comminution et essais physiques.....	114
13.2.2	Essais d'optimisation des conditions de lixiviation.....	115
13.2.3	Essai de variabilité de lixiviation.....	116
13.2.4	Modélisation du charbon.....	118
13.2.5	Génération d'échantillon de stériles.....	118
13.2.6	Essais d'épaississeur.....	118
13.2.7	Essais rhéologiques.....	120
13.3	Essais métallurgiques en 2021.....	121
13.3.1	Variabilité de comminution et tests physiques.....	121
13.3.2	Spéciation d'argile par XRD.....	123
13.3.3	Concentration gravimétrique.....	123
13.3.4	Essais de diagnostic des résidus de lixiviation au cyanure.....	124
13.3.5	Essais de variabilité de la lixiviation au cyanure.....	125
13.3.6	Mise à l'essai de la décroissance du cyanure de sodium.....	131
13.3.7	Modélisation du charbon.....	131
13.3.8	Essais d'épaississeur.....	132
13.3.9	Rhéologie.....	132
13.4	Résumé des résultats de la métallurgie.....	133
13.4.1	Emplacements des échantillons métallurgiques.....	133
13.4.2	Comminution.....	136
13.4.3	Données métallurgiques.....	138
13.4.4	Spéciation d'argile.....	140
13.4.5	Concentration gravimétrique.....	140
13.4.6	Essais de diagnostic sur résidus de lixiviation.....	140
13.4.7	Essai de variabilité de lixiviation au cyanure.....	140
13.4.8	Essais sur la décroissance de la lixiviation au cyanure.....	143
13.4.9	Modélisation du charbon.....	143
13.4.10	Modélisation du charbon pour l'argent.....	143
13.4.11	Mise à l'essai d'épaississeur.....	144
13.4.12	Propriétés rhéologiques.....	144
14	ESTIMATION DE LA RESSOURCE MINERALE.....	146
14.1	Introduction.....	146

14.2	Interprétation de la minéralisation et détermination de domaines	146
14.3	Jeu de données des estimations.....	148
14.4	Paramètres d'estimation	150
14.5	Affectation de masse volumique apparente.....	152
14.6	Classification des estimations.....	152
14.7	Évaluations du modèle	153
14.8	Estimation de la ressource minérale	155
15	ESTIMATIONS DES RESERVES MINERALES.....	158
15.1	Déclaration des réserves.....	158
15.2	Base de l'estimation.....	159
15.3	Hypothèses clés pour l'optimisation des fosses.....	160
15.3.1	Modèle des ressources	160
15.3.2	Dilution et récupération du minerai	160
15.3.3	Considérations géotechniques	160
15.3.4	Contraintes pour l'optimisation.....	164
15.3.5	Estimation des coûts de base pour l'extraction	164
15.3.6	Coûts de traitement	165
15.3.7	Cours de l'or, redevances et frais de vente	165
15.3.8	Récupération par traitement.....	165
15.3.9	Détermination de la teneur-seuil de coupure	166
15.4	Résultats de l'optimisation de fosse.....	167
15.4.1	Méthodologie et logiciel.....	167
15.4.2	Résultats de l'optimisation et sélection des enveloppes de fosses.....	167
15.5	Conception de la mine	168
15.5.1	Stratégie de développement des fosses.....	168
15.5.2	Critères de conception des fosses.....	169
15.5.3	Conception de route de transport.....	169
15.5.4	Critères de conception pour verses de stériles	170
15.6	Conceptions des étapes de fosses.....	171
15.7	Évaluation de risques	176
16	METHODES D'EXTRACTION MINIERE	177
16.1	Méthode d'exploitation.....	177
16.1.1	Approche globale.....	177
16.1.2	Équipes et personnel	177
16.1.3	Matériel minier.....	178
16.1.4	Contrôle de la teneur.....	181
16.2	Forage et abattage à l'explosif.....	181
16.3	Dénoyage de fosses.....	183
16.4	Calendrier de production de la mine.....	184
16.5	Évaluation du risque des activités minières.....	197
17.0	METHODES DE RECUPERATION	199
17.1	Vue d'ensemble.....	199
17.1.1	Schéma fonctionnel.....	199
17.2	Base de la conception du procédé	207
17.2.1	Usine de traitement.....	207
17.2.2	Sélection du circuit de comminution	207

17.2.3	Disponibilités de circuits.....	207
17.2.4	Aire de tout-venant de mine et circuit de concassage	208
17.2.5	Tas de stockage du minerai concassé.....	208
17.2.6	Broyage	208
17.2.7	Classification.....	209
17.2.8	Criblage des stériles	209
17.2.9	Épaississement de prélixiviation.....	209
17.2.10	Circuit de lixiviation et de charbon en pulpe.....	210
17.2.11	Élution, électroextraction et récupération de l'or	210
17.2.12	Épaississement et pompage des résidus.....	210
17.3	Critères clés de la conception du procédé	211
17.4	Description du procédé.....	212
17.4.1	Aire de tout-venant de mine (ROM).....	212
17.4.2	Circuit de concassage.....	212
17.4.3	Stockage du minerai concassé et stockage du matériau surdimensionné de l'écran du dispositif HPGR.....	213
17.4.4	Concassage HPGR et criblage par voie humide.....	213
17.4.5	Circuit de broyage et de classification.....	215
17.4.6	Épaississement de prélixiviation.....	216
17.4.7	Circuit de lixiviation	216
17.4.8	Circuit de charbon en pulpe (CIP).....	217
17.4.9	Épaississement et élimination des résidus	218
17.4.10	Opérations d'élution, de régénération du charbon et de chambre de coulée	219
17.4.11	Réactifs.....	222
17.4.12	Services	225
17.5	Système de commande.....	228
18.0	INFRASTRUCTURE DU PROJET	229
18.1	Alimentation en eau	229
18.1.1	Évaluation préliminaire des eaux de ruissellement.....	229
18.1.2	Évaluation des eaux souterraines.....	232
18.1.3	Propriétés de l'aquifère.....	242
18.1.4	Qualité des eaux souterraines	243
18.1.5	Modèle hydrogéologique conceptuel	243
18.1.6	Modèle numérique des eaux souterraines.....	246
18.1.7	Évacuation des résidus dans la Fosse Sud.....	258
18.1.8	Évaluation environnementale.....	265
18.1.9	Dénoyage des fosses minières.....	265
18.1.10	Modélisation du bilan hydrique	267
18.1.11	Installation de stockage d'eau	274
18.1.12	Installation de récupération de l'eau / captage de la rivière	274
18.2	Alimentation électrique.....	274
18.3	Conception du parc à résidus.....	276
18.3.1	Capacité durant la LOM.....	277
18.3.2	Caractéristiques physiques des résidus.....	278
18.3.3	Caractéristiques géochimiques des résidus.....	279
18.3.4	Catégorie de conséquence d'une rupture de barrage et de déversement environnemental	280
18.3.5	Configuration des endiguements	281

18.3.6	Construction de l'endiguement.....	281
18.3.7	Analyse géotechnique.....	282
18.3.8	Dépôt des résidus.....	282
18.3.9	Suivi et instrumentation.....	283
18.3.10	Bilan hydrique.....	284
18.4	Investigations géotechniques.....	284
18.4.1	Investigation géotechnique du TSF.....	284
18.4.2	Investigation géotechnique de la WSF.....	284
18.4.3	Investigation géotechnique du site de l'usine.....	284
18.4.4	Installation de stockage d'eau.....	285
18.4.5	Installation de récupération de l'eau / prélèvement sur rivière.....	285
19	ÉTUDES DE MARCHÉ ET CONTRATS.....	286
20	ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, OBTENTION DE PERMIS ET IMPACT SOCIAL OU COMMUNAUTAIRE.....	287
20.1	Introduction.....	287
20.2	Contexte juridique de la Côte d'Ivoire : environnement.....	288
20.3	Exigences et directives internationales.....	288
20.4	Obtention de permis pour le Projet.....	289
20.5	Aménagement du Projet.....	290
20.6	Contexte environnemental et social de référence.....	294
20.6.1	Emplacement du Projet.....	294
20.6.2	Zones protégées.....	294
20.6.3	Contexte environnemental de référence.....	295
20.6.4	Contexte social de référence.....	297
20.7	Impacts potentiels sur l'environnement.....	298
20.8	Plan de gestion environnementale.....	299
20.9	Plans de la fermeture.....	299
20.10	Santé et sécurité.....	302
20.11	Surveillance.....	302
20.12	Consultation du public.....	303
21	COÛTS D'INVESTISSEMENT ET D'EXPLOITATION.....	305
21.1	Introduction.....	305
21.2	Résumé des coûts d'investissement.....	305
21.2.1	Coûts d'investissement - Mine.....	306
21.2.2	Coûts d'investissement – Usine de traitement et infrastructures.....	306
21.2.3	Coûts d'exploitation - TSF.....	307
21.3	Résumé des coûts d'investissement.....	307
21.3.1	Coûts d'exploitation - Mine.....	307
21.4	Coûts d'exploitation - Usine et infrastructures.....	309
21.5	Exclusions.....	310
22	ANALYSE ECONOMIQUE.....	312
22.1	Introduction.....	312
22.2	Entrées et hypothèses du modèle.....	312
22.2.1	Coûts en capital.....	313
22.2.2	Recettes.....	313
22.2.3	Redevances.....	313

22.2.4	Frais de vente.....	314
22.2.5	Amortissements	314
22.2.6	Inflation	314
22.2.7	Coûts d'exploitation	314
22.2.8	Modèle financier.....	314
22.2.9	Résumé financier	319
22.2.10	Sensibilités de paramètres uniques.....	321
23	TITRES MINIERS ADJACENTS	323
24	AUTRES DONNEES ET INFORMATIONS PERTINENTES.....	324
25	INTERPRETATION ET CONCLUSIONS	325
25.1	Contexte géologique et état de l'évaluation	325
25.1.1	Traitement des minéraux et tests métallurgiques.....	325
25.1.2	Exploitation	327
25.1.3	Traitement.....	327
25.1.4	Hydrologie	327
25.1.5	Électricité.....	328
25.1.6	Environnement et obtention des Permis	328
26	RECOMMANDATIONS	330
26.1.1	Géologie.....	330
26.1.2	Exploitation	330
26.1.3	Essais métallurgiques.....	330
26.1.4	Eau.....	330
26.1.5	Parc à résidus et gestion de l'eau	331
26.1.6	Approvisionnement en courant électrique	331
26.1.7	Environnement	331
27	BIBLIOGRAPHIE.....	332
28	PAGE DE DATE ET DE SIGNATURE	334

Liste des figures

Figure 4-1 Limites du permis d'exploration et élévation SRTM	37
Figure 4-2 Anomalie du sol, emplacements des tranchées et des forages	38
Figure 5-1 Photographie de la zone de ressource de Koné (face au nord)	42
Figure 7-1 Géologie du Bouclier Man Leo	47
Figure 7-2 Carte géologique du Permis de recherche de Morondo	48
Figure 7-3 Coupe à travers le centre du gisement, montrant les unités principales et la conception de fosse dans la DFS	49
Figure 7-4 Plan du gisement définissant les unités principales et la conception de fosse dans la DFS (ÉFD)	50
Figure 7-5 Exemple de contact net entre deux masses de diorite	51
Figure 7-6 Diorite à grain grossier	52
Figure 7-7 Diorite à grain fin	53
Figure 7-8 Diorite noire siliceuse	53
Figure 7-9 Diorite vert pâle	54
Figure 7-10 Roches volcanoclastiques mafiques de type 1	55
Figure 7-11 Roches volcanoclastiques mafiques de type 1	55
Figure 7-12 Roches volcanoclastiques mafiques de type 3	56
Figure 7-13 Foliation Minéralisation & essaïms de VQS	57
Figure 7-14 Orientations de la foliation	58
Figure 7-15 Coupe traversant le centre du gisement	58
Figure 7-16 Cisaillement ductile dans la diorite	59
Figure 7-17 Plis déjetés dans la diorite	60
Figure 7-18 Corrélation entre le pendage de la foliation et la direction des roches-hôtes	61
Figure 7-19 Stéréogrammes des foliations	62
Figure 7-20 Foliations altérées chlorite/biotite	63
Figure 7-21 Pendage et direction des dykes verts tardifs	63
Figure 7-22 Dykes verts tardifs	64
Figure 7-23 Dyke mafique massif	65
Figure 7-24 Dyke felsique	65
Figure 7-25 Dyke felsique	66
Figure 7-26 Dyke felsique porphyrique	67
Figure 7-27 Faille refermée mineure	68
Figure 7-28 Stéréogramme de failles mineures	68
Figure 7-29 VQS plissées	69
Figure 7-30 Plissement ductile	70
Figure 9-1 Distribution de l'échantillonnage du sol	74
Figure 9-2 Exemple de coupe de tranchée annotée	75
Figure 9-3 Levé par polarisation provoquée	77
Figure 10-1 Forage à Koné en 2013	81
Figure 10-2 Enregistrement de l'état des échantillons pour les forages RC à Koné	82
Figure 10-3 Teneur en or /récupération pour forages RC	84
Figure 11-1 Organisation des échantillons et installation de stockage de Fadiadougou	89
Figure 11-2 Duplications de terrain pour forages RC et diamant à Koné	95
Figure 11-3 Contre essais interlaboratoires ALS sur les échantillons de forage de Koné	99

Figure 11-4 Contre-essais interlaboratoires du Bureau Veritas sur les échantillons de forage de Koné.....	101
Figure 11-5 - Contre essais interlaboratoires de SGS sur essais du Bureau Veritas.....	102
Figure 11-6 Contre essais interlaboratoires de SGS sur essais d'Intertek.....	103
Figure 11-7 Duplications de terrain pour forage RC de reconnaissance.....	104
Figure 11-8 Méthode alternative et duplications interlaboratoires pour forages RC de reconnaissance	107
Figure 11-9 SGS par rapport aux mesures de densité apparentes en interne.....	109
Figure 13-1 Relations entre g Au/t dans l'alimentation et g Au/t dans les résidus par domaine.....	117
Figure 13-2 Teneur en soufre dans la roche fraîche et teneur en or dans les résidus.....	117
Figure 13-3 Soufre dans l'alimentation en échantillons de Frais et consommation de cyanure	118
Figure 13-4 Courbe des valeurs de rupture (YS) de l'essai d'épaisseur.....	121
Figure 13-5 Relation entre g Au/t dans les résidus et g Au/t dans l'alimentation pour domaines de Frais	127
Figure 13-6 Relation entre g Au/t dans les résidus et g Au/t dans l'alimentation pour domaines de Transition	127
Figure 13-7 Relation entre g Au/t dans les résidus et g Au/t dans l'alimentation pour domaines d'Oxyde.....	128
Figure 13-8 Cinétique de la lixiviation d'or.....	128
Figure 13-9 Résumé des consommations de cyanure de sodium	129
Figure 13-10 Effet du % de S sur le résidu (en g/t Au) de lixiviation au cyanure et consommation de NaCN en kg/t.....	129
Figure 13-11 Ventilation de la consommation de cyanure en grammes par tonne par espèce	130
Figure 13-12 Résumé des consommations de chaux en kg/tonne.....	130
Figure 13-13 Relation entre cyanure libre et g Au/t dans les résidus.....	131
Figure 13-14 Valeurs de rupture contre contenu de solides 10 % d'Oxyde	132
Figure 13-15 Emplacements des échantillons de comminution – plan.....	134
Figure 13-16 Emplacements des échantillons de comminution – coupe	134
Figure 13-17 Emplacements des échantillons de variabilité de la lixiviation – plan	135
Figure 13-18 Emplacements des échantillons de variabilité de la lixiviation – coupe.....	136
Figure 13-19 A x b et variabilité par domaine de l'indice de Bond en broyeur à boulets	137
Figure 13-20 Variabilité par domaine des indices de Bond d'abrasion et d'impact à basse énergie (indice de broyabilité).....	137
Figure 13-21 Résumé de la récupération totale d'or.....	139
Figure 13-22 g/t Au, % S et ppm Cu dans la variabilité d'alimentation par type de domaine (g/t Au dans l'alimentation) (% S dans l'alimentation) (ppm Cu dans l'alimentation).....	141
Figure 13-23 Variabilité d'extraction par lixiviation en % Au par type de domaine (% d'extraction de l'or par lixiviation en 36 heures)	142
Figure 13-24 Consommation en kg/t NaCN par type de domaine (consommation de NaCN en kg/t en 36 heures)	142
Figure 13-25 Consommation en kg/t CaO par type de domaine (consommation de CaO en kg/t en 36 heures)	143
Figure 14-1 Domaine minéralisé et traces des forages RC et forages au diamant.....	148
Figure 14-2 Tracé tridimensionnel de variogramme (maillage local)	151
Figure 14-3 Blocs du modèle au seuil de coupure 0,2 g/t	154
Figure 14-4 Teneurs estimées dans les grilles de forage par rapport aux teneurs des composites	155

Figure 15-1 Enveloppe de fosse à Koné en août 2021 et huit forages géotechniques carottés	162
Figure 15-2 Résultats de l'étude d'optimisation de Koné.....	167
Figure 15-3 Enveloppe d'optimisation RF 1 (« RF 1 Shell ») et oxydation à l'état solide dans l'éponte inférieure (« Foot Wall »)	168
Figure 15-4 Emplacements des verses de stériles	171
Figure 15-5 Conceptions finales des Fosses Nord et Sud (avec traversée de la route).....	174
Figure 15-6 Conception technique de l'approfondissement 1 de la Fosse Sud.....	175
Figure 15-7 Conception technique de l'approfondissement 2 de la Fosse Sud.....	175
Figure 16-1 Besoins totaux pour la flotte de CAT 785 par année.....	179
Figure 16-2 Tonnes prévues dans la zone de précaution route / ligne électrique.....	182
Figure 16-3 Plan des forages de dénoyage du site minier.....	183
Figure 16-4 Surface des fosses au départ, avant découverte précédant les activités minières (Année -1)	189
Figure 16-5 Progression de la mine en Année 4.....	192
Figure 16-6 Progression de la mine en Année 7.....	193
Figure 16-7 Progression de la mine en Année 9.....	195
Figure 16-8 Fin du cycle de traitement.....	197
Figure 17. -1 Schéma de traitement global.....	201
Figure 17-2 Plan du site.....	203
Figure 17-3 Plan d'implantation de l'usine.....	205
Figure 18-1 Précipitations mensuelles et évaporation moyennes à Koné.....	229
Figure 18-2 Terrain du site et drainage.....	231
Figure 18-3 Principales unités géologiques : coupe	233
Figure 18-4 Principales unités géologiques : plan.....	234
Figure 18-5 Contexte géologique simplifié.....	236
Figure 18-6 Exemple préliminaire de dimensions de fosse sur section transversale.....	237
Figure 18-7 Exemple d'épaisseur de saprolite.....	238
Figure 18-8 Rendements pneumatiques observés au cours des forages	239
Figure 18-9 Profondeur des eaux souterraines	241
Figure 18-10 Modèle hydrogéologique de fosse conceptuelle.....	245
Figure 18-11 Structure des grilles du modèle	248
Figure 18-12 Élévation du dépôt des résidus dans la Fosse Sud et comblement de la Fosse Nord	249
Figure 18-13 Nappe phréatique avant les activités minières	251
Figure 18-14 Nappe phréatique post-activités minières.....	253
Figure 18-15 Rabattement de nappe cumulé	255
Figure 18-16 Arrivée prévue d'eaux souterraines (ML/jour) et taux maximum de rabattement de nappe (m/jour).....	256
Figure 18-17 Décantation à la Fosse Sud.....	257
Figure 18-18 Lignes d'écoulement simulées : Année 25	259
Figure 18-19 Lignes d'écoulement simulées : Année 35	261
Figure 18-20 Lignes d'écoulement simulées : Année 100	263
Figure 18-21 Emplacements des forages de dénoyage.....	266
Figure 18-22 Volumes de dénoyage (ML/jour)	267
Figure 18-23 Schéma du bilan hydrique	268
Figure 18-24 Résultats du bilan hydrique (conditions moyennes).....	270
Figure 18-25 Carte de l'éclairement énergétique solaire en Côte d'Ivoire	275
Figure 18-26 Disposition générale du parc à résidus.....	278

Figure 18-27	Système de revêtement et de drainage au parc à résidus	280
Figure 18-28	Endiguement principal : section type.....	281
Figure 18-29	Digue de col : section type	281
Figure 18-30	Disposition des dépôts de résidus (« tailings »)	283
Figure 19-1	Cours de l'or au LME.....	286
Figure 20-1	Aménagement du site	292
Figure 20-2	Aménagement du site central.....	293
Figure 20-3	Réservoirs d'eau à Fadiadougou.....	296
Figure 20-4	Vue panoramique sur la zone de fosses montrant un terrain plat	296
Figure 20-5	Vue panoramique de la zone entre le TSF et la verse de stériles dans le sud du Projet	296
Figure 20-6	Vue depuis le piège photographique n° 2	297
Figure 20-7	Réunion avec le Chef et les Anciens de Fadiadougou	303
Figure 20-8	Réunion avec le Chef et les Anciens de Batogo.....	304
Figure 21-1	Coûts miniers unitaires.....	309
Figure 22-1	Trésorerie cumulée (avant et après imposition).....	315
Figure 22-2	Recettes générées par type de matériau.....	320
Figure 22-3	Ventilation des frais d'exploitation.....	320
Figure 22-4	Sensibilité de la VAN et du TRI après impositions	321
Figure 23-1	Titres miniers adjacents.....	323

Liste des tableaux

Tableau 1-1	Essais de comminution	17
Tableau 1-2	Résumé des essais métallurgiques.....	17
Tableau 1-3	Ressources Indiquées et Inférées (août 2021).....	18
Tableau 1-4	Récapitulation des réserves minérales de Koné	18
Tableau 1-5	Calendrier de production minière.....	19
Tableau 1- -6	Calendrier de production minière	20
Tableau 1-7	Résumé des coûts d'investissement estimés (4 ^e trimestre 2021, ±15 %).....	25
Tableau 1- -8	Résumé du capital d'entretien estimé (4 ^e trimestre 2021, ±15 %)	25
Tableau 1- - 9	Coûts miniers	26
Tableau 1-10	Coûts d'exploitation du traitement (Trimestre 4, 2021, ±15 %).....	27
Tableau 1- -11	Résumé du coût comptant et coût unitaire (@ 1600\$/oz)	27
Tableau 1- - 12	Résumé du modèle financier @ \$1 600/oz.....	28
Tableau 1-13	Sensibilité du Projet	28
Tableau 2-1	Récapitulation des visites du site par les QP	32
Tableau 4- -1	Récapitulation des redevances	36
Tableau 4-2	Engagements des dépenses du Permis de recherche.....	37
Tableau 6-1	Exploration entreprises par les titulaires précédents	43
Tableau 8-1	Critères de sélection du sol.....	71
Tableau 9-1	Activités d'exploration à ce jour.....	72
Tableau 10-1	Campagnes de forage de Koné.....	79
Tableau 10-2	Ensemble de données d'estimation des composites du domaine minéralisé dans le volume de ressource par groupe de forage.....	79
Tableau 10-3	Estimations de récupération des échantillons du forage RC.....	83

Tableau 10-4 Récupération de carotte pour composites de 3 m provenant du forage au diamant	85
Tableau 11-1 Laboratoires d'analyse par étape d'échantillonnage	90
Tableau 11-2 Blancs grossiers et échantillons de référence inclus dans les échantillons de sol	91
Tableau 11-3 Blancs grossiers et échantillons de référence inclus dans les échantillons de puits de 2019	92
Tableau 11-4 Ensemble des données d'estimation par laboratoire d'essai	93
Tableau 11-5 Blancs grossiers inclus dans les échantillons des forages de Koné	95
Tableau 11-6 Échantillons de référence insérés avec les échantillons des forages de Koné	97
Tableau 11-7 Autre méthode de test des duplications, comparée aux tests initiaux pour les échantillons de Koné	98
Tableau 11-8 Blancs grossiers et échantillons de référence inclus dans les échantillons de reconnaissance RC de 2019-2020	105
Tableau 11-9 Mesure de densité vrac par oxydation et type de roche	108
Tableau 12-1 Vérification entre banque de données et fichiers sources pour les échantillons RC et diamant	110
Tableau 13-1 Résumé des essais de lixiviation au cyanure en 2018	113
Tableau 13-2 Résumé des essais de comminution en 2020	114
Tableau 13-3 Constantes d'adsorption au charbon	118
Tableau 13-4 Résultats d'essais d'épaississement dynamique	120
Tableau 13-5 Résumé de la totalité des essais SMC	122
Tableau 13-6 Résumé de tous les résultats des essais de résilience à basse énergie pour indice de Bond	122
Tableau 13-7 Résultats de tous les essais pour indice de Bond en broyeur à boulets	123
Tableau 13-8 Résumé de tous les indices d'abrasion de Bond	123
Tableau 13-9 Résumé des essais E-GRG	124
Tableau 13-10 Résumé de tous les résultats des 130 échantillons pour ÉFD	126
Tableau 13-11 Essais de comminution	137
Tableau 13-12 Résumé des données métallurgiques produites	139
Tableau 13-13 Efficacités de séquence d'adsorption de l'argent	144
Tableau 13-14 Efficacités de séquence d'adsorption de l'argent	144
Tableau 14-1 Transformation de WGS84 sur maillage local	146
Tableau 14-2 Statistiques du jeu de données des estimations	149
Tableau 14-3 Seuils indicateurs et teneurs moyennes des classes	151
Tableau 14-4 Critères de recherche	151
Tableau 14-5 Facteurs d'ajustement de la variance	152
Tableau 14-6 Paramètres d'optimisation du modèle de fosse des ressources	157
Tableau 14-7 Estimations de la Ressource Minérale Indiquée et Inférée par teneur de coupure	157
Tableau 14-8 Estimations de la Ressource Minérale Indiquée et Inférée à un seuil de coupure de 0,2 g/t par type d'oxydation	157
Tableau 15-1 Résumé des Réserves Minérales pour le gisement de Koné	158
Tableau 15-2 Résumé du rapport géotechnique sur la conception des gradins	163
Tableau 15-3 Résumé du rapport géotechnique sur la conception inter-rampe (IR) et pente globale (OS)	163
Tableau 15-4 Résumé des coûts miniers fixes	164
Tableau 15-5 Frais de traitement (\$/t traitée)	165
Tableau 15-6 Paramètres de recette et de vente	165

Tableau 15-7 Récupérations par le traitement aux teneurs-seuils de coupure pour équilibre et teneurs moyennes des inventaires de fosses.....	166
Tableau 15-8 Calculs de teneurs-seuils de coupure.....	166
Tableau 15-9 Classes de teneurs-seuils de coupure.....	166
Tableau 15-10 Entrées géotechniques modifiées pour conception de fosse.....	169
Tableau 15-11 Conception de route de transport.....	169
Tableau 15-12 Paramètres de conception pour verses à stériles et tas de stockage.....	170
Tableau 15-13 Inventaire des fosses à Koné.....	171
Tableau 15-14 Évaluation de risques au cours du développement du Projet.....	176
Tableau 16-1 Besoins totaux pour la flotte de CAT 785.....	179
Tableau 16-2 Besoins en équipement auxiliaire.....	181
Tableau 16-3 Calendrier d'exploitation minière de Koné.....	185
Tableau 16-4 Calendrier du traitement à Koné.....	187
Tableau 16-5 Évaluation des risques liés aux opérations minières.....	198
Tableau 17.0-1 Principaux critères de conception du procédé.....	211
Tableau 18-1 Données de qualité des eaux souterraines.....	243
Tableau 18-2 Données de station météorologique.....	244
Tableau 18-3 Approvisionnement et demande en eau à Koné dans des conditions de précipitations moyennes.....	272
Table 18-4 Résumé de l'évaluation de catégorie de conséquence.....	280
Tableau 20-1 Échéancier des coûts de fermeture.....	300
Tableau 21-1 Résumé des coûts d'investissement estimés (Trimestre 4 2021, $\pm 15\%$).....	305
Tableau 21-2 Résumé du capital d'entretien estimé (Trimestre 4 2021, $\pm 15\%$).....	306
Tableau 21-3 Résumé du capital d'entretien estimé pour le TSF (Trimestre 4 2021).....	307
Tableau 21-4 Coûts fixes miniers.....	308
Tableau 21-5 Coûts d'exploitation de la Fosse Sud par type de matériau.....	309
Tableau 21-6 Coûts d'exploitation de la Fosse Nord par type de matériau.....	310
Tableau 22-1 Entrées et hypothèses du modèle.....	312
Tableau 22-2 Dépenses en capital à la préproduction.....	313
Tableau 22-3 Réinvestissements de maintien.....	313
Tableau 22-4 Calendrier de la mine et du traitement.....	316
Tableau 22-5 Modèle financier.....	317
Tableau 22-6 Modèle financier résumé @ 1 600 \$.....	319
Tableau 22-7 Résumé des coûts nominaux et des coûts unitaires.....	321
Tableau 22-8 Sensibilité de la VAN et du TRI.....	322
Tableau 25-1 Essais de comminution.....	326
Tableau 25-2 Résumé des essais métallurgiques.....	326

1.0 RÉSUMÉ GÉNÉRAL

1.1 Introduction

Ce Rapport technique indépendant comprend une Étude de faisabilité définitive (DFS / ÉFD) pour Montage Gold Inc. (ci-après « Montage » ou la « Société ») pour le Projet aurifère de Koné (« KGP » ou « Projet ») en Côte d'Ivoire. Cette DFS a été élaborée par Lycopodium Minerals Pty Ltd pour le compte de Montage. Ce Rapport technique est conforme à la norme canadienne National Instrument 43-101, concernant l'information sur les projets miniers (NI 43-101).

1.2 Description et propriété du titre minier

1.2.1 Description du titre minier

Le Projet de Koné couvre une superficie de 300 km² dans le nord-ouest de la Côte d'Ivoire, à 470 km au nord-ouest d'Abidjan. Le Permis de Recherche de Koné se trouve dans les sous-préfectures de Kani et Fadiadougou, dans le département de Kani, et la région de Worodougou. Les villages de Fadiadougou et Batogo se trouvent à l'intérieur du Permis.

Les réserves forestières de Toundia et de Yarani se trouvent en partie sur le Permis de recherche de Koné. La réserve de Toundia couvre une superficie d'environ 5 km² et comprend les parties septentrionales de la fosse à ciel ouvert prévue. La Société s'efforce de ne pas affecter la zone forestière. Le bureau forestier local (SODEFOR) est tenu informé des activités de la Société et un plan de reboisement est une des composantes de ses futurs programmes.

1.2.2 Titre minier

Le Permis de recherche de Koné numéro 262 (PR 262) a été accordé en 2013 à la société Red Back Mining (Côte d'Ivoire) SARL (« Red Back »), filiale en propriété exclusive de Kinross Gold Corporation. En février 2017, Orca Gold Inc (« Orca ») a annoncé qu'elle avait signé un contrat d'achat d'actions avec deux filiales à part entière de Kinross Gold Corporation, afin d'acquérir le Permis de recherche de Koné dans le cadre d'un accord global pour deux permis et cinq demandes de permis en Côte d'Ivoire. En juillet 2019, Orca a cédé ses actifs en Côte d'Ivoire à sa filiale Montage. En octobre 2020, Montage Gold Corp est entrée à la Bourse de Toronto.

En mars 2016 et mars 2019, le Permis de Recherche de Koné a été reconduit pour trois ans. Le nom de l'exploitant Red Back Mining (Côte d'Ivoire) SARL a été changé en Shark Mining CDI SARL (« Shark Mining ») en août 2018.

En vertu du Permis de recherche de Koné, le droit d'accès de la Société pour la recherche minérale est illimité. Cette zone est largement inhabitée en dehors des principaux villages et les communautés ont manifesté leur soutien pour les activités d'exploration.

1.3 Accessibilité, climat, ressources locales, infrastructures, physiographie

Le Projet se trouve à 470 km au nord-ouest d'Abidjan, et on y accède par un réseau de routes goudronnées partant d'Abidjan, principale agglomération urbaine du pays.

Les communautés de Fadiadougou et Batogo se trouvent dans la zone du Permis de recherche de Morondo, le centre urbain de quelque importance le plus proche étant Séguéla à 80 km au sud.

On distingue trois saisons : douce et sèche (de novembre à mars), chaude et sèche (de mars à mai) et chaude et humide (de juin à octobre). Les précipitations annuelles moyennes sont de 1273 mm. Les températures maximales diurnes moyennes sont entre 22 et 32 °C.

Il y a suffisamment d'espace sur la zone du Permis pour la fosse à ciel ouvert, les installations de résidus, l'usine de traitement, le captage des eaux et le parc à résidus.

La zone du Projet est caractérisée par un relief modéré, s'étendant entre 200 et 420 m au-dessus du niveau de la mer. Les rivières Marahoué et Yarani sont les principaux bassins de drainage de la région, mais la majeure partie du Projet est coupée par des bassins saisonniers peu profonds qui ne présentent de flux significatifs que pendant la saison humide.

Le Projet se situe au sein de l'écorégion de la forêt-savane guinéenne d'Afrique de l'Ouest, bande de forêts entrelacées, de savanes et de prairies s'étirant de l'ouest du Sénégal jusqu'à l'est du Nigéria, séparant les forêts tropicales humides proches de la côte, de la savane ivoirienne occidentale de l'intérieur. Certaines parties de la zone du Projet sont couvertes de plantations de noix de cajou et de coton, tandis que d'autres sont utilisées pour des cultures vivrières. Des zones de taille significatives se trouvent au-dessus de cuirasses concrétionnées sous-jacentes, riches en fer, et elles ne se prêtent qu'au pâturage.

1.4 Géologie et minéralisation

Le Permis de recherche de Koné se trouve au sein du domaine du Birimien de Baoulé-Mossi, qui se compose de sédiments métamorphisés, de roches volcanoclastiques et volcaniques, flanqués à l'ouest par des tonalites et des diorites.

La plus grande partie de la zone du Projet est couverte d'une croûte concrétionnée, avec seulement de très rares affleurements et une profonde altération. La stratigraphie locale comprend une séquence de roches volcaniques mafiques à pendage modéré vers l'ouest, qui sont pénétrées par un ensemble de diorites de quartz d'environ 250 m d'épaisseur.

La minéralisation aurifère se trouve dans les roches intrusives à l'intérieur d'une large zone de cisaillement et de foliation variables, associée à de fines veines de quartz, de quartz-carbonate et de sulfure, une altération finement disséminée de pyrite et de biotite. Des teneurs en or plus élevées sont associées à une plus grande intensité de déformation et une plus grande fréquence de veinules de quartz-carbonate-sulfure.

1.5 Exploration et définition des ressources

Au cours de 2009, Red Back Mining a réalisé un échantillonnage de sol de 800 m par 50 m d'espacement, suivi d'échantillonnages intercalaires locaux de 400 m par 50 m et de 200 m par 50 m, et a identifié un gisement d'or de 2,7 km de long dans une anomalie du sol à Koné. Les résultats des excavations de tranchées qui ont suivi justifiaient un forage exploratoire, puis un forage de définition des ressources.

Entre 2009 et décembre 2021, la minéralisation de Koné a été testée par 102 249 m de forages (54 703 m de carottage et 45 545 m de RC) et sur cette base, une estimation des ressources minérales (MRE) a pu être faite en août 2021.

La minéralisation interprétée a été testée par des cheminements généralement espacés de 100 m, avec des trous espacés en général de 50 m, plus rarement 25 m, s'étendant jusqu'à des profondeurs verticales comprises entre 100 m et 550 m.

Toutes les activités d'échantillonnage ont été supervisées par des géologues de terrain.

La préparation et les essais pour l'or des échantillons primaires ont été confiés à des laboratoires privés indépendants. Les analyses effectuées en « interne » se sont limitées aux mesures de densité par immersion par les employés de la Société.

Les informations disponibles pour démontrer la fiabilité de la préparation et de l'analyse des échantillons incluent les résultats pour échantillons témoins (« blancs grossiers »), échantillons de référence, combinés avec des contre-essais interlaboratoires et des essais sur les duplications.

L'enregistrement géologique et le stockage des échantillons ainsi que la documentation des résultats analytiques sont conformes à l'expérience de l'auteur en matière de bonnes pratiques usuelles dans l'industrie.

Les informations disponibles pour démontrer la représentativité du forage RC et du carottage au diamant de Koné incluent les journaux d'état des échantillons RC, le poids des échantillons RC récupérés et les mesures de récupération du carottage.

L'auteur de ce rapport considère que les mesures de contrôle qualité adoptées pour l'échantillonnage d'exploration ont établi que l'échantillonnage était représentatif et exempt de tout biais, ou de tout autre facteur qui pourrait avoir une incidence importante sur la fiabilité de l'échantillonnage.

L'auteur estime que les procédures de préparation des échantillons, de sécurité et analytiques adoptées pour les forages de Koné de 2010 à 2021 constituent une base adéquate pour les estimations de ressources actuelles et les activités d'exploration.

1.6 Essais métallurgiques

Un programme extensif de tests de comminution a été réalisé à ce jour, comprenant 65 tests JK Tech SMC, 67 essais d'indice de Bond pour broyeur à boulets (« ballmill work index »), 17 essais d'Indice d'abrasion (« abrasion inde ») et 12 essais d'impact à faible énergie de Bond pour déterminer l'indice de Bond pour concasseurs (« crusher work index »).

Le Tableau 1- -1 montre les résultats des tests de comminution de toutes les études. La zone où prédomine la minéralisation fraîche est modérément dure en termes de résistance au broyage et au concassage SAG, mais tendre en termes de résistance au broyage à boulets, et a une abrasivité moyenne.

Tableau 1-1 Essais de comminution

Ore Type	Deposit % Tonnes	JK Tech SMC A x b			Ballmill Work Index		Abrasion Index		Crusher Work Index	
		No Samples	Relative Density	JK SMC A x b	No Samples	Bond BWi kWhrs/t	No Samples	Bond A _i g	No Samples	Bond CWi kWhrs/t
Fresh	87.4	53	2.75	31.3	54	11.4	10	0.419	11	17.0
Trans	5.5	9	2.69	76.5	9	7.8	4	0.152	1	8.5
Oxide	7.0	3	1.57	*	4	3.9	3	0.115		
Total	100.0	65	2.66	34.0	67	10.7	17	0.383	12	15.4

* Oxide Data - Off JK Tech Scale

130 échantillons de variabilité de la lixiviation ont été testés avec les conditions de conception optimisées à la température prévue de la pulpe et des niveaux d'oxygène dissous. Les essais métallurgiques comprenaient les minéralisations Oxyde (« Oxide »), Transition fraîche (« Transition») et FW Fraîche (« Fresh », éponte supérieure, ou Frais), et les résultats indiquent que tous les types de matériaux se prêtent à une lixiviation CIP directe au cyanure en cuve.

Les récupérations d'or prévues ont été estimées sur la base des prévisions des teneurs des résidus, une perte de solution de 0,01 g/L et une perte par fines de charbon de 0,15 %. Le Tableau 1-2 donne les estimations des récupérations d'or basées sur les teneurs moyennes du gisement. Les consommations de cyanure sont toutes de faibles à très faibles, et les consommations de chaux sont faibles pour la zone où prédomine le Frais (88 %), mais plus élevées pour les zones Transition (5 %) et Oxyde (7 %) moins dominantes.

Tableau 1-2 Résumé des essais métallurgiques

# Samples	Domain	Processed ('000 t)	Processed Au g/t	Average Au Recovery,%	kgs/t NaCN	kgs/t CaO
53	South HW Fresh	124,107	0.69	89.10	0.26	0.55
12	North HW Fresh	469	0.56	78.13	0.37	0.43
13	South FW Fresh	17,337	0.55	87.65	0.23	0.45
17	South Transition	7,894	0.56	91.23	0.18	0.99
5	North Transition	387	0.46	88.06	0.35	0.75
21	South Oxide	9,807	0.57	93.79	0.18	2.50
9	North Oxide	917	0.47	94.17	0.13	2.79
130	LOM	160,918	0.66	89.30	0.25	0.70

Les récupérations d'or élevées, les faibles consommations de réactifs et la résistance de moyenne à faible au broyage représentent des conditions économiques favorables pour le traitement.

1.7 Estimation de la ressource minérale

MPR Geological Consultants a estimé les ressources minérales pour le Projet de Koné sur la base des données de forage RC et diamant fournies par Montage en août 2021.

Les estimations, avec des forages espacés d'environ 50 m x 50 m sont classées comme Indiquées, avec des estimations Inférées (ou présumées) basées sur des forages généralement espacés de 100 m. La minéralisation testée à de plus larges espacements n'est pas suffisamment définie pour faire une estimation des ressources minérales.

Les ressources récupérables du gisement de Koné ont été estimées par krigeage d'indicatrice multiple (MIK) des teneurs d'or composites dans des trous de deux mètres des forages RC et au diamant. Les ressources estimées comprennent un ajustement de variance pour donner des estimations des ressources récupérables au-dessus des seuils de coupure, pour des dimensions d'unité minière sélective de cinq par dix par cinq mètres (est, nord, vertical), et sont signalées dans un tracé de fosse optimale généré pour un cours de l'or de USD 1500/oz.

Les MRE ont été classifiées et signalées conformément à la norme NI 43-101 et les classifications adoptées par le CIM Council (Institut Canadien des Mines) en mai 2014. Elles prennent effet au 27 janvier 2021.

Le Tableau 1-3 montre la MRE pour une gamme de teneurs de coupure. Les chiffres de ces tableaux sont arrondis pour refléter la précision des estimations et comprennent les erreurs d'arrondi. Les estimations au seuil de coupure de 0,2 g/t représentent le cas de base ou le scénario préféré. Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas une viabilité économique démontrée.

Tableau 1-3 Ressources Indiquées et Inférées (août 2021)

Seuil de coupure Au g/t	Indiquées			Inférées		
	Mt	Au g/t	Au Moz	Mt	Au g/t	Au Moz
0,1	278	0,51	4,56	32	0,35	0,36
0,2	225	0,59	4,27	22	0,45	0,32
0,3	168	0,70	3,78	14	0,56	0,25
0,4	128	0,82	3,37	9,0	0,69	0,20
0,5	99,1	0,92	2,93	5,9	0,81	0,16
0,6	76,9	1,03	2,55	3,9	0,95	0,12
0,7	59,9	1,14	2,20	3,2	1,1	0,10
0,8	46,8	1,25	1,88	1,9	1,2	0,07

1.8 Estimation de la réserve minérale

L'estimation de la réserve minérale est illustrée au Tableau 1-4. Il s'agit de la première estimation des réserves minérales du Projet de Koné, basée sur la MRE d'août 2021. Les chiffres de ces tableaux sont arrondis pour refléter la précision des estimations et comprennent les erreurs d'arrondi.

Tableau 1-4 Récapitulation des réserves minérales de Koné

	Classification	Oxyde			Transition			Frais			Total		
		Mt	Au g/t	Au M Oz	Mt	Au g/t	Au M Oz	Mt	Au g/t	Au M Oz	Mt	Au g/t	Au M Oz
Fosse Sud	Probables	9,8	0,57	0,18	7,9	0,56	0,14	141,4	0,67	3,05	159,1	0,66	3,39
Fosse Nord	Probables	0,9	0,47	0,01	0,4	0,46	0,01	0,6	0,57	0,01	1,9	0,5	0,03
Total	Probables	10,7	0,56	0,19	8,3	0,56	0,15	142,1	0,67	3,06	161,1	0,66	3,42

1.9 Exploitation

Sur la base de la géométrie du gisement et sa proximité de la surface, celui-ci sera exploité sous forme d'exploitation minière à ciel ouvert avec un parc classique de tombereaux et d'excavateurs.

Une étude des informations géotechniques disponibles est en cours et un ensemble d'angles de pente globaux ont été recommandés par SRK Consulting. Les angles de pente ont été utilisés dans les optimisations subséquentes et les conceptions de fosses.

Les optimisations de fosses ont été exécutées à l'aide des données de coûts de traitement et de récupération. Les coûts miniers ont été divisés en coûts miniers de base et coûts miniers supplémentaires. Les coûts ont été basés sur les offres des entreprises minières d'Afrique de l'Ouest. La stratégie d'exploitation suppose que les opérations minières seront effectuées par un maître d'œuvre sur la base du coût par tonne, en utilisant un parc de véhicules comprenant des tombereaux de transport rigides de 145 t avec une unité de chargement de taille appropriée.

Le gisement de Koné sera exploité par deux fosses, une fosse plus petite au nord, atteignant une profondeur de 130 m et une fosse plus grande au sud, qui elle s'étend jusqu'à une profondeur de 470 mètres. Le taux de recouvrement pour les fosses est de 0,90 : 1. Sur la base de l'équipement d'exploitation minière présumé, une hauteur de banc de 5 mètres dans l'Oxyde, de 10 mètres dans le matériau de Transition et de 15 mètres dans la roche Fraîche a été conçue, bien que les conditions géotechniques permettent d'excaver jusqu'à deux bancs entre les bermes de sécurité dans la roche fraîche. Il y aurait une possibilité d'exploiter des hauteurs de banc supérieures dans les zones de stériles en vrac.

Une période d'accélération de 12 mois a été supposée au démarrage, le tonnage optimisé total de production est de 35 millions de tonnes par an. La cible pour la première année était de 9,9 Mt et 11,0 Mt d'alimentation de concasseur de haute qualité, toutes les années suivantes visant 11,0 Mtpa, y compris le matériau du tas de stockage de basse teneur après l'Année 9. La dilution minière et la récupération n'ont pas été incluses dans le calendrier puisqu'elles étaient déjà dans la modélisation de la ressource.

Le Tableau 1-5 montre le tableau de production annualisé de la mine avec l'extraction sur une période de neuf ans, et une année consacrée à la découverte.

Tableau 1-5 Calendrier de production minière

	Description	Unit	LOM Total
Mining			
	North Pit Tonnes	Mt	1.9
	North Pit Grade	Au g/t	0.50
	South Pit Tonnes	Mt	159.1
	South Pit Grade	Au g/t	0.66
	Total Tonnes	Mt	161.1
	Total Grade	Au g/t	0.66
	North Pit Waste Tonnes	Mt	2.1
	South Pit Waste Tonnes	Mt	143.5
	Total Waste Tonnes	Mt	145.7
	Strip Ratio	W:O	0.90

Le Tableau 1- -6 est le calendrier de traitement, indiquant que le minerai de qualité supérieure est traité en premier, le matériau de faible qualité empilé étant traité une fois l'exploitation minière achevée.

Tableau 1- -6 Calendrier de production minière

	Description	Unit	LOM Total
Processing			
	Stockpile Rehandle	Mt	71.3
	Oxide Tonnes	Mt	10.7
	Oxide Grade	Au g/t	0.56
	Transition Tonnes	Mt	8.3
	Transition Grade	Au g/t	0.56
	Fresh Tonnes	Mt	124.6
	Fresh Grade	Au g/t	0.69
	FW Fresh Tonnes	Mt	17.5
	FW Fresh Grade	Au g/t	0.56
	Total Processed Tonnes	Mt	161.1
	Total Processed Grade	Au g/t	0.66
	Total Process Recoveries	%	89.3%
	Total Recovered	000 ozs	3,059

Stockpile Rehandle	Reprise au tas de stockage
Oxide Tonnes	Tonnes Oxyde
Oxide Grade	Teneur Oxyde
Transition Tonnes	Tonnes Transition
Transition Grade	Teneur Transition
Fresh Tonnes	Tonnes Frais
Fresh Grade	Teneur Frais
Total Processed Tonnes	Total tonnes traitées
Total Processed Grade	Total teneur traitée
Total Process Recoveries	Total récupérations traitement
Total recovered	Total récupération

1.10 Méthodes de récupération

L'usine de traitement est basée sur un solide diagramme métallurgique conçu pour une récupération optimale des métaux précieux. Le diagramme choisi est basé sur des opérations qui ont fait leurs preuves dans l'industrie. Les essais métallurgiques exécutés à ce jour ont confirmé que l'or de Koné se prête bien à une récupération par des techniques classiques de cyanuration et d'adsorption sur charbon actif.

Les critères clés de sélection des équipements sont l'adéquation au service, la fiabilité, et la facilité d'entretien. L'agencement de l'usine permet d'accéder facilement à tous les équipements pour les besoins d'exploitation et de maintenance, tout en conservant une configuration qui facilitera la progression de la construction dans plusieurs zones simultanément.

Les critères essentiels de conception de l'usine sont les suivants :

- Rendement nominal de 11,0 Mtpa avec un broyage à 80 % passant (P₈₀) 75 µm

- Disponibilité globale de l'usine de traitement de 91,3 %, soutenue par la sélection d'équipement de réserve dans les domaines critiques, équipements fournis par un fournisseur fiable et connexion à une centrale au GNL située sur le site.
- Contrôle suffisamment automatisé pour minimiser la nécessité d'une interface opérateur continue, mais qui permet le contournement et le contrôle manuel si et quand c'est nécessaire.

La conception de l'usine de traitement incorpore les unités opérationnelles suivantes :

- Broyage primaire et circuit fermé secondaire à l'aide d'un concasseur giratoire et de deux concasseurs à cône pour produire une taille de produit broyé P_{80} d'environ 38 mm. La préparation de la taille d'alimentation pour un broyage secondaire est nécessaire pour le circuit de broyage HPGR-broyeur à boulets plus efficace, comparé à un circuit de broyage classique SAG.
- Un tas de stockage du minerai concassé avec une capacité nominale de 22 000 tonnes humides, fournissant un stockage de réserve de minerai concassé, avec des trémies de récupération continue pour le circuit de comminution HPGR- broyeur à boulets.
- Deux circuits de broyage fermés avec des cribles humides, les boues avec les morceaux de petite taille envoyées vers le circuit de broyage par la trémie d'alimentation du cyclone. Deux trains parallèles de broyeurs à boulets avec des hydrocyclones produiront une taille de broyage P_{80} de 75 μm
- Épaississement avant la lixiviation pour augmenter la densité de la pulpe alimentant le circuit de lixiviation et le charbon en pulpe (CIP), pour minimiser la mise en réservoir et réduire la consommation globale de réactifs.
- Un circuit de lixiviation de quatorze cuves disposées en deux trains parallèles de sept cuves en série, pour fournir 36 heures de temps de séjour.
- Un circuit CIP Kemix Pumpcell consistant en huit cuves CIP pour la récupération de l'or sur charbon pour minimiser les quantités de charbon, l'or dans le circuit et les coûts d'exploitation. La conception du circuit CIP et d'élution est basée sur la collecte quotidienne du charbon.
- Un circuit d'élution AARL divisé de 20 tonnes, électroextraction et fusion de l'or pour récupérer l'or du charbon et produire le doré.
- Épaississement des résidus pour récupérer et recycler l'eau de procédé provenant des résidus CIP.
- Pompage des résidus vers le parc à résidus (TSF)

1.11 Infrastructure du Projet

1.11.1 Approvisionnement en eau

Sous réserve de l'approbation finale des autorités gouvernementales, l'eau proviendra de la rivière Marahoué voisine, du dénoyage des fosses et d'un champ de captage supplémentaire. L'évaluation hydrologique du bassin versant indique que le débit de la rivière sera supérieur à la demande totale d'eau pendant 7 mois de l'année.

Le site repose sur un système global d'aquifères sous-jacents, à faible rendement, avec un niveau piézométrique global moyen des nappes phréatiques de 20 mbgl. Vers le sud de la fosse principale, la nappe phréatique est en général moins profonde et les données de surveillance des eaux souterraines indiquent une nappe souterraine assez plate au sein de la zone de la fosse.

Huit forages d'exploration hydrogéologique ont été forés pour déterminer les caractéristiques de l'aquifère sur le Projet aurifère de Koné. Des tests aquifères (tests de pompage) ont été effectués et interprétés pour déterminer les paramètres aquifères de trois systèmes aquifères. Les paramètres obtenus suggèrent un faible coefficient de transmission globale de l'aquifère, avec une plus grande transmissivité associée aux fractures le long des structures géologiques.

Les simulations du modèle numérique ont conclu que le dénoyage des fosses nécessitera un enlèvement de l'ordre de 3 000 à 6 000 m³/jour (34 l/sec à 70 l/sec). Le dénoyage global de la fosse sera complété par des forages de dénoyage en périphérie, lesquels augmenteront légèrement la production globale d'eau des activités minières. Il n'est pas envisagé que l'exploitation minière fournisse plus de 15 à 25 % de la quantité d'eau totale.

L'eau potable pour la base-vie et des bureaux proviendra de forages dédiés. Des analyses et une évaluation de la qualité de l'eau seront effectuées afin de déterminer les exigences en traitement de l'eau.

De l'eau prise dans la rivière, de l'eau de dénoyage et de l'eau supplémentaire provenant d'un champ de captage seront pompées dans une installation de stockage d'eau (WSF) extérieure à la rivière, adjacente à l'usine de traitement. Le ruissellement de surface de la zone minière, de l'aire du tout-venant et des tas de stockage s'écoulera par gravité jusqu'à la WSF. La WSF aura une capacité d'environ 7,2 Mm³ et permettra l'accumulation d'eau pendant la saison humide et un tirage pendant la saison sèche. De plus, l'eau sera recyclée de l'installation de stockage au bassin d'eau de procédé.

Les besoins en eau de traitement, en eau potable et en eau pour le rabattement des poussières seront de l'ordre de 30 000 m³/jour. Le bilan hydrique du site indique qu'une quantité d'eau suffisante sera disponible pour la durée de vie de la mine en tenant compte de la WSF projetée, de la prise d'eau de rivière, de l'eau de dénoyage et de l'eau supplémentaire captée.

1.11.1 Électricité

Une centrale électrique hybride GNL/solaire a été évaluée comme étant la combinaison d'alimentation privilégiée, à la suite des propositions reçues des fournisseurs de courant ouest-africains pour le développement de la centrale électrique de Koné.

La demande maximum de l'usine de Koné est estimée à 44,8 MW, une demande annuelle moyenne de 37 MW et une consommation d'énergie prévue de 303 GWh/an. La ferme solaire produira 22,7 MW d'énergie solaire qui sera couplée à un système de stockage d'énergie de batterie (BESS) de 8,8 MW.

Les paiements annuels du contrat de la centrale électrique sont de 20 millions \$ par an sur 5 ans, avec un paiement de transfert estimé à 38 M\$ pour l'Année 6. Les coûts d'exploitation et d'entretien annuels pour l'approvisionnement en énergie électrique sont estimées à 0,0998 \$/kWh pour la centrale hybride gaz/solaire.

L'intégration de systèmes d'énergie solaire photovoltaïque et du stockage en batteries devrait couvrir jusqu'à 16 % des besoins en énergie électrique de la centrale, ce qui représente une économie de carburant de 4 millions \$ par an. L'empreinte carbone de l'alimentation électrique sera également réduite avec l'énergie PV solaire compensant jusqu'à 23 000 tonnes de CO₂ par an par comparaison à une centrale électrique GNL autonome. Des systèmes dédiés de contrôle de la centrale électrique hybride seront utilisés, pour optimiser le rendement énergétique renouvelable tout en garantissant la sécurité et la fiabilité de l'alimentation électrique à un niveau élevé.

1.11.3 Parc à résidus

L'arrangement pour la gestion des rejets comprend un seul parc à résidus (TSF) confiné par un remblai traversant le vallon et le dépôt à l'intérieur des fosses, lorsque l'exploitation de la Fosse Sud sera terminée. Initialement, le TSF sera construit pour stocker les résidus et il sera relevé tous les ans jusqu'à la fin de l'exploitation de la Fosse Sud (après l'année 9). Les résidus seront déposés dans la Fosse Sud pendant les 6,5 dernières années de traitement.

Les bassins du TSF seront revêtus de polyéthylène haute densité (PEHD) dans les zones de fonctionnement normal des bassins et d'un doublage de sol compacté ailleurs afin de réduire l'infiltration. De plus, un système de drainage souterrain, de drainage des remblais et de drainage des sous le revêtement sera mis en place pour réduire les suintements et faciliter la consolidation des résidus. Les résidus seront déposés à l'air libre, le bassin surnageant situé loin du remblai. L'eau du bassin surnageant sera récupérée par une pompe aspirante, la prise flottante étant située dans un canal creusé adjacent à une voie accès sur digue.

Après l'achèvement de l'exploitation minière la neuvième année, les résidus seront déposés dans la fosse par quatre embouts (« spigots ») de déposition situés autour du périmètre de la fosse. Les pompes seront progressivement remontées sur la rampe au fur et à mesure que le niveau des résidus augmentera. L'eau sera extraite de l'étang de décantation à l'aide de lignes d'entrée flottantes. Le volume de l'étang sera à son plus haut niveau la première année, car l'étang du TSF sera pompé dans la fosse pour permettre au TSF de commencer le processus de fermeture rapidement. Le volume de l'étang de la fosse sera graduellement repompé vers l'usine de traitement, et l'étang sera réduit dans les dernières années d'opération.

Le TSF sera fermé et réhabilité une fois terminé le transfert dans la fosse. À la fermeture, des déversoirs seront formés pour empêcher l'accumulation d'eau dans l'installation, et une couverture de roches résiduelles sera placée sur les résidus, avant de mettre en place une couche de terre arable pour la revégétalisation.

1.12 Études de marché et contrats

Aucune étude de marché officielle n'a été entreprise. Le produit final du Projet Koné sera des barres d'or / de doré, qui seront expédiées vers une affinerie pour y être traitées. L'or affiné peut soit être vendu par l'affinerie, soit être retourné à la compagnie. Des devis préliminaires ont été reçus d'une affinerie et d'un fournisseur de transport.

1.13 Environnement

Pendant l'étape du développement, les questions environnementales sont administrées par le Ministère de l'Environnement, de l'Assainissement Urbain et du Développement Durable, et par l'Agence Nationale de l'environnement (ANDE). Pendant l'exploitation, le centre ivoirien de lutte contre la pollution surveille les préoccupations environnementales.

Le Code de l'environnement s'applique aux installations minières et inclut les exigences minimales de l'étude d'impact environnemental, et le détail des règlements et procédures pertinents pour les évaluations d'impact environnemental et social. Le Code minier exige que tous les demandeurs de titres miniers (à l'exclusion des orpailleurs) soumettent une Étude d'impact environnemental et social (ÉIES) au DGMG et à l'ANDE et à toutes les autres institutions comme requis dans le Décret minier. Le Code minier inclut également des dispositions concernant la fermeture de la mine. Pour assurer la protection de l'environnement, les détenteurs de titres miniers ouvriront un compte séquestre dans une institution financière ivoirienne de premier plan au début des opérations minières, qui sera utilisé pour couvrir les coûts liés à la gestion de l'environnement et aux plans de fermeture de mine. D'autres lois environnementales qui peuvent avoir un impact sur les projets miniers incluent le Code de l'eau et le Code Forestier.

La Côte d'Ivoire est membre de l'Initiative pour la transparence des industries extractives (ITIE) depuis 2008. Le Code minier exige également l'adhésion aux principes de bonne gouvernance, y compris les principes de l'Équateur et les principes de l'ITIE. Les détenteurs de titres miniers doivent émettre des rapports ITIE.

Il n'y a pour le moment aucune objection au développement du Projet. Le Projet a commencé à recueillir des données de référence afin d'étayer les plans de gestion de l'environnement. Il existe des réserves forestières protégées impactées et adjacentes au Projet, et elles seront évaluées au cours de l'évaluation actuelle d'impact environnemental et social. Le Projet est situé relativement près des communautés de Batogo, Fadiadougou et Manabri, et des enquêtes préliminaires indiquent que ces communautés soutiennent l'entreprise.

Montage Gold s'engage à gérer les impacts de ses opérations, en conformité avec les meilleures pratiques internationales reconnues. La Société a lancé le processus d'évaluation d'impact, avec l'élaboration et la soumission du mandat de l'évaluation d'impact. Les résultats peuvent être utilisés pour améliorer la conception, tout en maximisant les bénéfices, sans encourir de coûts excessifs. Conformément aux processus d'amélioration continue, plusieurs stratégies peuvent être utilisées pour soutenir le Projet, notamment :

- Surveillance continue de la présence de la faune dans la zone du Projet, de sorte que les mesures de gestion puissent être adaptées pour refléter les changements de conditions
- Évaluation des besoins pour chacune des réserves forestières classifiées

- Engagement continu avec la collectivité, y compris partage de l'information ainsi qu'initiatives de soutien et développement de l'infrastructure.
- Optimisation de la combinaison GNL et solaire
- Maintien d'une procédure de règlement des différends pour identifier et anticiper les problèmes potentiels.

1.14 Coûts d'investissement et d'exploitation

1.14.1 Coûts d'investissement

L'estimation du capital est résumée dans les Tableaux 1- -7 et 1- -8. Les coûts d'investissement initiaux sont estimés à 543,9 MUSD, y compris une réserve pour risques de 50,5 MUSD.

Tableau 1-7 Résumé des coûts d'investissement estimés (4^e trimestre 2021, ±15 %)

Zone principale	MUSD
Mine	39,6
Usine de traitement	320,7
TSF	50,6
Base-vie	3,3
Réinstallation	9,5
EPCM	39,4
Coûts maître d'ouvrage	30,3
Sous-total	493,3
Fonds de prévoyance	50,5
Total	543,9

La durée de la phase détaillée de conception et de construction du Projet a été estimée à 31 mois, commençant par la station de pompage de Marahoué et de la WSF pour assurer qu'une quantité suffisante d'eau est disponible pour le traitement. La construction de l'usine est estimée à 27 mois. Le maître d'œuvre minier se mobilisera 15 mois avant le début du traitement.

Le coût total en capital LOM est estimé à 835,6 MUSD, y compris les coûts en capital de maintien de 291,7 MUSD, comme le montre le Tableau 1- -8. La centrale GNL et la base-vie seront financés dans le cadre d'un contrat BOOT.

Tableau 1- -8 Résumé du capital d'entretien estimé (4^e trimestre 2021, ±15 %)

Zone principale	MUSD
Base-vie	5,7
TSF	59,4
Électricité	138,0
Usine de traitement	31,9
Fermeture	56,7
Total	291,7

1.14.2 Charges d'exploitation

Les coûts contractuels d'exploitation minière à ciel ouvert ont été dérivés d'un processus d'appel d'offres impliquant plusieurs maîtres d'œuvre miniers d'Afrique de l'Ouest, lesquels ont reçu un plan détaillé de l'exploitation minière. Le coût d'exploitation moyen d'une fosse à ciel ouvert (USD / t exploité) est présenté au Tableau 1- -9.

Tableau 1- - 9 Coûts miniers

	Roches minéralisées (USD/t)	Rejets (USD/t)	Coûts maître d'ouvrage	Total roches (USD/t)
Total	2,87	2,39	2,2	2,73

Un prix de 0,85\$/l a été utilisé pour le diesel.

1.14.3 Coûts d'exploitation pour traitement et infrastructures

L'estimation des coûts de fonctionnement du traitement a été compilée à partir de diverses sources, y compris les travaux de test métallurgiques, les conseils de Montage, la modélisation de la comminution OMC, le calcul des premiers principes, les devis des fournisseurs et la base de données de Lycopodium.

L'estimation du traitement comprend les principaux centres de coûts suivants :

- L'alimentation de l'usine et des infrastructures connexes
- Les consommables d'usine, y compris les corps broyants et de doublage, les réactifs et le diesel pour les équipements fixes et mobiles de l'usine.
- Les matériels d'entretien de l'usine, y compris les pièces pour équipements mobiles.
- Le laboratoire.
- Le personnel d'usine et d'administration.
- Les coûts généraux et administratifs.

Les coûts de fonctionnement du traitement comprennent tous les coûts directs de production de l'or/du doré du Projet. Les limites de batterie sont l'alimentation du tout-venant dans le broyeur primaire (chargeur de tout-venant par Mining), la production de doré dans la chambre de coulée, et l'acheminement des rejets vers le TSF.

Les coûts d'exploitation sont présentés en dollars des États-Unis (USD), avec une précision de $\pm 15\%$ et sont basés sur les prix obtenus au cours du quatrième trimestre de 2021. Les coûts d'exploitation du traitement ont été développés pour chaque domaine majeur. Les coûts d'exploitation ont été établis à l'aide des paramètres d'usine spécifiés dans les critères de conception du traitement. Le Tableau 1-10 présente le résumé des coûts d'exploitation. Outre les coûts de traitement, les coûts de reprise LOM s'élèvent à 0,93\$/t après traitement.

Tableau 1-10 Coûts d'exploitation du traitement (Trimestre 4, 2021, ±15 %)

Poste de coûts	Fixe USD 000/an	Coûts variables traitement *\$/t)			LOM
		Oxyde	Transition	Frais	Fixe & Var USD/t
TOTAUX	17 448	5,08	5,07	6,16	7,62

Les coûts de G&A ont été estimés à 9,4 M\$/an

Le Tableau 1- -11 montre le coût comptant et le coût unitaire LOM

Tableau 1- -11 Résumé du coût comptant et coût unitaire (@ 1600\$/oz)

Description	LOM (AISC \$/oz)	LOM (\$/t traitée)
Exploitation	261	4,95
Traitement	424	8,04
G&A	49	0,93
Redevances	104	1,97
Coût total	838	15,89
Capital de maintien	77	1,46
Fermeture	19	0,35
Coûts maintien de tout compris	933	17,71

1.15 Analyse économique

Une analyse économique a été effectuée pour le Projet à l'aide d'un modèle de flux de trésorerie. Le modèle a été construit en utilisant les flux de trésorerie annuels en tenant compte des tonnages et des teneurs annuels traités pour l'alimentation CIP, des recouvrements du traitement, des prix du métal, des coûts d'exploitation et des frais de raffinage, des redevances et des dépenses en capital (initiales et de maintien). Sauf indication contraire, tous les montants sont en dollars US. L'analyse financière a utilisé un prix de base de 1 600 USD/oz. L'évaluation financière du Projet est effectuée sur une base de « 100 % de capitaux propres » et les sources de dette et de capitaux propres des fonds d'investissement sont ignorées. Aucune disposition n'a été prise pour les effets de l'inflation. Les règlements fiscaux en vigueur en Côte d'Ivoire sont appliqués pour évaluer le passif fiscal. Un escompte a été appliqué au milieu de l'année à partir de la première année d'exploitation. Les résultats du modèle financier sont résumés dans le Tableau 1- -12. Une ventilation des détails d'exploitation et économiques est présentée aux Tableaux 22-4 et 22-5.

Tableau 1 - 12 Résumé du modèle financier @ \$1 600/oz

Description	Unités	LOM
Tonnage alimentation	Mt	161,1
Résidus	Mt	145,7
Total extrait (t)	Mt	306,7
Ratio de découverte (Stériles / Minerai)	S/M	0,90
Teneur alimentation traitée (moyenne)	g/t	0,66
Récupération or (moyenne)	%	89,3 %
Production d'or	000 oz	3 059
Production d'or annuelle (moyenne)	000 oz	207
Coûts d'investissement pré-production	MUSD	(544)
Coût capital de maintien	MUSD	(292)
Coût total investissement	MUSD	(836)
Revenu net	MUSD	4 890
Coûts de vente	MUSD	(14)
Redevances	MUSD	(318)
Total coûts d'exploitation	MUSD	(2 281)
EBITDA / BAIIDA*	MUSD	2 315
Impôts	MUSD	(365)
Trésorerie nette après impôt	MUSD	1 115
Valeur nette actuelle (VAN ₅ %) après impôt	MUSD	746
IRR / TRI	%	34,8 %
Coûts comptant	USD/oz	838
AISC (coûts de maintien tout inclus)	USD/oz	933

* L'EBITDA n'est pas une mesure financière des PCGR

Le Tableau 1-13 indique la sensibilité de la valeur nette actuelle, du taux de rendement interne, des coûts comptant et de l'AISC avec le cours de l'or.

Tableau 1-13 Sensibilité du Projet

Cours de l'or	1 400	1 500	1 600	1 650*	1 700	1 800	2 000
Valeur nette actuelle 5 %	417	582	746	799	881	1 043	1 367
IRR	21,8 %	28,3 %	34,8 %	37,0 %	40,3 %	47,0 %	60,9 %
Coûts comptant :							
AISC (coûts de maintien tout inclus)	825	831	838	858	861	869	884
Retour	920	927	933	953	957	964	979
	3,8	3,1	2,7	2,5	2,4	2,1	1,8

* Prix moyen sur les trois dernières années (31 mai 2021)

1.16 Recommandations

1.16.1 Géologie

Des recommandations pour les futurs travaux à Koné comprennent des forages supplémentaires exploratoires et de ressource, lesquels comprennent des forages intercalaires et d'extension à Koné, conçus pour améliorer la confiance dans la définition de l'étendue de la minéralisation.

1.16.2 Environnement

En lançant le processus d'évaluation d'impact à un stade précoce, les résultats ont été utilisés pour améliorer la conception, maximisant les avantages de l'étude, sans subir de coûts excessifs. A l'appui du Plan de gestion environnementale et sociale, il est recommandé de poursuivre les activités suivantes :

- Surveillance continue de la présence de la faune dans la zone du Projet
- Surveillance des impacts pour chacune des réserves forestières classifiées
- Engagement continu avec la collectivité, y compris partage de l'information ainsi qu'initiatives de soutien et développement de l'infrastructure.
- Maintien d'une procédure de règlement des différends, pour identifier et anticiper les problèmes potentiels.

1.16.3 Exploitation

Dans le cadre de l'examen géotechnique, SRK Consulting (UK) Ltd a recommandé le développement d'un modèle structural en 3D du gisement pour aider à la prédiction spatiale des structures à l'échelle locale/rampes, significatives pour l'analyse géotechnique. Étant donné la nature compétente de la masse rocheuse, les structures pourraient avoir une influence sur la stabilité globale de la pente de la fosse, en fonction de leur orientation par rapport à la pente. Des études plus poussées devraient tenir compte des données de géophysique et de la cartographie sur le terrain pour aider à caractériser les zones de défaillance potentielles.

1.16.4 Essais métallurgiques

Les garanties de dimensionnement et de performance associées à l'installation des HPGR nécessiteront des tests supplémentaires en laboratoire et à l'échelle pilote par le vendeur.

1.16.5 Infrastructures

Eau

La modélisation digitale des eaux souterraines avancera.

Parc à résidus et gestion de l'eau

Pour faire progresser la conception jusqu'à la prochaine phase de l'étude, il est recommandé d'inclure les activités suivantes dans le cadrage de l'étude de faisabilité définitive :

- Extension topographique pour inclure toutes les zones qui pourraient être impactées par une rupture de barrage
- Condamnation des empreintes des infrastructures
- Inspections du site par le directeur de Projet KP si la COVID-19 le permet.
- Mise à jour de la conception basée sur les conclusions des enquêtes ci-dessus.

Approvisionnement en courant électrique

D'autres options pour la chaîne d'approvisionnement en GNL, y compris stockage du gaz, doivent être explorées dans la phase suivante.

2.0 INTRODUCTION

Le gisement de Koné est situé sur le Permis de recherche de Koné qui est un projet de Montage Gold en Côte d'Ivoire. Le Projet se trouve dans les sous-préfectures de Kani et Fadiadougou, à 470 km au nord-ouest d'Abidjan. En février 2017, Orca Gold Inc (« Orca ») a annoncé qu'elle avait signé un contrat d'achat d'actions avec deux filiales à part entière de Kinross Gold Corporation, afin d'acquérir le Permis de recherche de Koné dans le cadre d'un accord global pour deux permis et cinq demandes de permis en Côte d'Ivoire. En juillet 2019, Orca a cédé ses actifs en Côte d'Ivoire à sa filiale Montage. En octobre 2020, Montage a été cotée à la Bourse de Toronto.

Il est prévu que le Projet comprenne des opérations d'exploitation minière à ciel ouvert, avec une usine de traitement, un bassin d'eau brute et un parc à résidus à proximité de la fosse.

2.1 Base du Rapport technique

Ce Rapport technique a été compilé par Lycopodium Minerals Pty Ltd (Lycopodium) à Brisbane en Australie, avec différentes sections préparées et signées par les sept Personnes habilitées (QP) identifiées ci-dessous, afin d'élaborer une Étude de faisabilité définitive conforme à la norme canadienne National Instrument NI 43-101.

Les Personnes habilitées (QP) responsables des différentes parties de ce Rapport technique sont les suivantes :

- Jonathon Abbott (MPR Geological Consultants Pty Ltd), pour les Sections : 1.7, 12 et 14
- Sandy Hunter (Lycopodium Minerals Pty. Ltd.), pour les Sections : 1.10, 1.11.2, 1.14, 17, 18.2, 21, 22 (vue d'ensemble), 25.1.3 et 26.1.6
- Michael Hallewell (MPH Minerals Consultancy Ltd), pour les Sections : 1.6, 1.16.4, 13, 25.1.1 et 26.1.3.
- Pieter Labuschagne (AGE Pty.Ltd), pour les Sections : 1.11.1, 1.16.5 (part), 18.1, 25.1.4 et 26.1.4
- Carl Nicholas (Mineesia Ltd), pour les Sections : 1.13, 1.15.3, 2, 20, 25.1, 6 et 7.
- Jo McGrath (Carci Mining), pour les Sections : 1.8, 1.9, 1.16.3, 15, 16, 21.2.1, 21.3.1, 25.1.2 et 26.1.2
- Tim Rowles (Knight Piésold Pty. Ltd.), pour les Sections : 1.11.3, 1.16.5 (part), 18.1.7, 18.1.9, 18.1.10, 18.1.11, 18.3, 18.4 et 26.1.5.

2.2 Inspection du site par les personnes qualifiées

Un résumé des visites du site par les QP se trouve au Tableau - 2 1.

Tableau 2-1 Récapitulation des visites du site par les QP

Personnes habilitées	Visite du site
Jonathon Abbott	23/08/2018 -24/08/2018
Carl Nicholas	13/03/2021 - 18/03/2021
Jo McGrath	17/11/21 - 19/11/21

2.3 Date d'entrée en vigueur

La date d'entrée en vigueur de ce Rapport est le 14 février 2022. Aucun changement significatif concernant les informations scientifiques et techniques du Projet n'est à signaler entre la Date d'entrée en vigueur et la date de signature de ce Rapport.

2.4 Abréviations

µm	micron
a	année
AAS	Spectrométrie d'absorption atomique
ANDE	Agence Nationale de l'Environnement
Ag	argent
Au	or
BOOT	Construction Propriété Opération Transfert
CIP	charbon en pulpe
DFS	Étude de faisabilité définitive (ÉFD)
EITI	Initiative pour la transparence des industries extractives (ITIE)
ÉIES	Évaluation d'Impact Environnemental et Social
g/l	gramme par litre
g/t	gramme par tonne
GPS	Système mondial de positionnement
ha	hectare
HPGR	Cylindres de broyage à haute pression
HQ	taille de tige de forage d'exploration (96 mm diamètre externe / 63,5 mm diamètre int.)
IRR	Taux de rendement interne (TRI)
km	kilomètre
km ²	kilomètre carré
kV	kilovolt
kWh	kilowatt heure
L	litre
l/s	litre par seconde
M	million
MIK	Krigeage d'indicateur multiple
Min	minute
Mm ³	million de mètres cubes
Mt	million de tonnes
Mtpa	million de tonnes par an
MUSD	million de dollars des États-Unis
NPV	Valeur nette actuelle (VAN)

NQ	taille de tige de forage d'exploration (75,5 mm diamètre externe / 47,6 mm diamètre int.)
oz	31,10348 grammes
P ₈₀	80 % des particules d'un produit du traitement ont une taille inférieure à une taille donnée, en fonction de la distribution de la taille des particules
PEA	Évaluation préliminaire technique et économique
ppm	partie par million
PQ	taille de tige de forage d'exploration (122,6 mm diamètre externe / 85 mm diamètre int.)
QAQC	Assurance qualité / Contrôle qualité
RC	Circulation inverse
RF	Facteur de revenus
ROM	minerai tout venant
RQD	désignation de la qualité de la roche (degré de fracturation du massif rocheux)
SABC	Broyeur à boulets concasseurs semi-autogène
SAG mill	Broyeur semi-autogène
SD	écart-type
SG	Densité relative
t	tonne métrique (1000 kg)
ToR	Mandat
TSF	Parc à résidus
TTG	Tonalite-Trondhémite-Granodiorite
WSF	Installation de stockage d'eau

3.0 DEPENDANCE VIS-À-VIS D'AUTRES EXPERTS

L'auteur de ce rapport n'est pas qualifié pour commenter sur les questions juridiques associées au Projet, y compris ententes, termes de joint-venture et situation juridique des permis de recherche et des concessions minières, inclus dans le Projet. Montage conserve des copies des titres juridiques pertinents fournis par le gouvernement de la Côte d'Ivoire au Permis de Koné (Permis de recherche minière n° 262).

Lycopodium s'est appuyé sur les conseils des autres experts dont les noms suivent, pour la préparation du présent rapport :

Généralités : l'auteur s'est fondé sur les informations fournies par Montage pour les sections 1.2, 1.3, 4, 5 et 6

Géologie : l'auteur s'est fondé sur les informations fournies par Montage pour les Sections 1.4, 1.5, 1.16.1, 7, 8, 9, 10 et 11, 26.1.1.

Essais métallurgiques : l'auteur s'est fondé sur les renseignements fournis par MPH Minerals Consultancy pour les sections 1.6, 1.16.4, 13, 25.1.1 et 26.1.3. Lycopodium a étudié les résultats des essais métallurgiques et accepte l'interprétation qui en a été faite.

Ressources : l'auteur s'est fondé sur les informations fournies par MPR Geological Consultants pour les sections 1.7, 12 et 14

Exploitation : l'auteur s'est fondé sur les informations fournies par Orca pour les Sections 1.8, 1.9, 1.16.3, 15, 16, 21.2.1, 21.3.1, 25.1.2, et 26.1.2.

Hydrogéologie : l'auteur s'est fondé sur les renseignements fournis par AGE Pty.Ltd pour les Sections 1.11.1, 1.16.5 (part), 18.1, 25.1.4 et 26.1.4.

Stockage des résidus : l'auteur s'est fondé sur les renseignements fournis par Knight Piésold Pty. Ltd. pour les Sections 1.11.3, 1.16.5 (part), 18.1.7, 18.1.9, 18.1.10, 18.1.11, 18.3, 18.4 et 26.1.5.

Environnemental et Social : l'auteur s'est fondé sur les renseignements fournis par Mineesia Limited pour les Sections 1.13, 1.16.2, 20, 25.1.6 et 26.1.7.

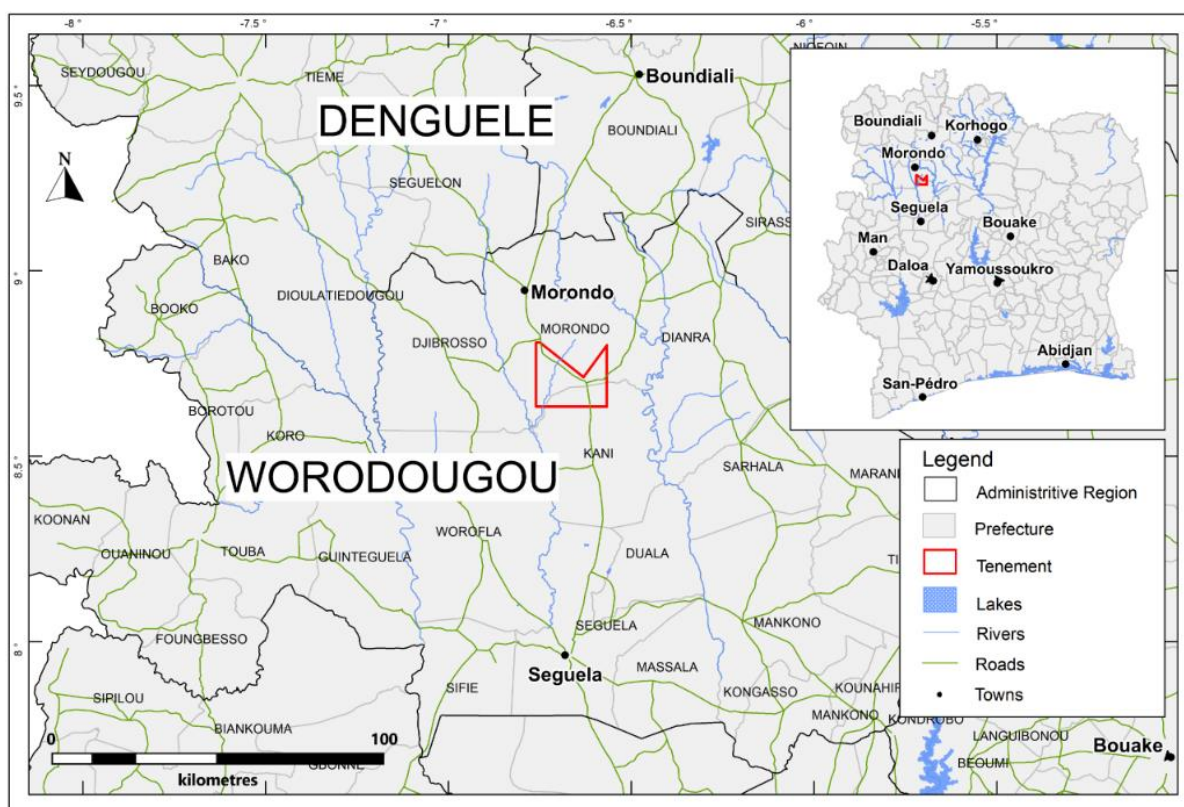
Financier : l'auteur s'est appuyé sur l'analyse financière de Montage dans les sections 1.15 et 22 du présent rapport. Lycopodium a examiné les intrants et la base de l'analyse financière.

4.0 DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DU TITRE MINIER

4.1 Emplacement du titre minier

Le Permis de recherche de Koné couvre une superficie de 300 km² dans le nord-ouest de la Côte d'Ivoire, à environ 470 km au nord-ouest d'Abidjan. Il chevauche les sous-préfectures de Kani et de Fadiadououg dans le Département de Kani dans la région de Worodougou (Figure 4- -1). Les communautés de Fadiadououg et Batogo se trouvent dans la zone du Permis, le centre urbain de quelque importance le plus proche étant Séguéla à 80 km au sud.

Figure 4- -1 Carte montrant l'emplacement du Projet



Source : Montage, May 2021

Les réserves forestières de Toundia et de Yarani empiètent partiellement sur le Permis de recherche de Koné. La Réserve de Toundia couvre une superficie d'environ 5 km² et comprend les parties septentrionales dans la conception de la fosse à ciel ouvert. La Société s'efforce de ne pas affecter la zone forestière. Le bureau forestier local (SODEFOR) est tenu informé des activités de la Société et un plan de reboisement est une des composantes de ses futurs programmes.

4.2. Titres miniers

4.2.1 Cadre des titres miniers

La République de Côte d'Ivoire a réformé son Code minier en mars 2014. Les permis d'exploration sont octroyés par décret présidentiel, après approbation du Ministère chargé des mines, et comprennent cinq types de titres différents :

- Permis de prospection - jusqu'à 2 000 km², non exclusif et accordé pour un an
- Permis de recherche- jusqu'à 400 km², exclusif et accordé pour 4 ans, plus 2 renouvellements de 3 ans avec possibilité d'un troisième renouvellement de 2 ans, dans des circonstances exceptionnelles.
- Permis d'exploitation minière - accordé pour une durée maximale de 20 ans avec possibilité de prorogations de 10 ans.
- Permis d'exploitation minière semi-industrielle - ressortissants ivoiriens ou coopératives d'entreprises en majorité ivoiriennes exclusivement, jusqu'à 1 km, période de 4 ans, renouvelable.
- Permis artisanal - ressortissants ivoiriens ou coopératives à majorité ivoirienne exclusivement, 25 ha maximum, période de 2 ans, renouvelable.

Une fois les demandes de permis de recherche déposées, les coordonnées de la zone demandée sont vérifiées pour s'assurer qu'il n'y a pas de chevauchement avec d'autres demandes ou licences déjà accordées. À ce stade, la capacité technique et financière du demandeur d'entreprendre le programme de travail proposé dans la demande est évaluée. La demande est ensuite évaluée par une commission minière et, si elle est approuvée, un projet de décret est présenté par le Ministre des mines à un cabinet présidentiel pour signature.

Pour qu'une entreprise reçoive une licence minière, elle doit se constituer en personne morale locale et l'État peut prendre jusqu'à 10 % d'investissement sans frais dans toute exploitation minière et jusqu'à 15 % avec une contribution financière supplémentaire. Les redevances minières pour l'extraction de l'or varient en fonction du cours de l'or (Tableau 4- 1).

Tableau 4- -1 Récapitulation des redevances

Prix de l'or USD/once	<1 000	1 001-1 300	1 301-1 600	1 601-2 000	2 000
% redevances	3,0	3,5	4,0	5,0	6,0

4.2.2 Titre minier et propriété du Projet

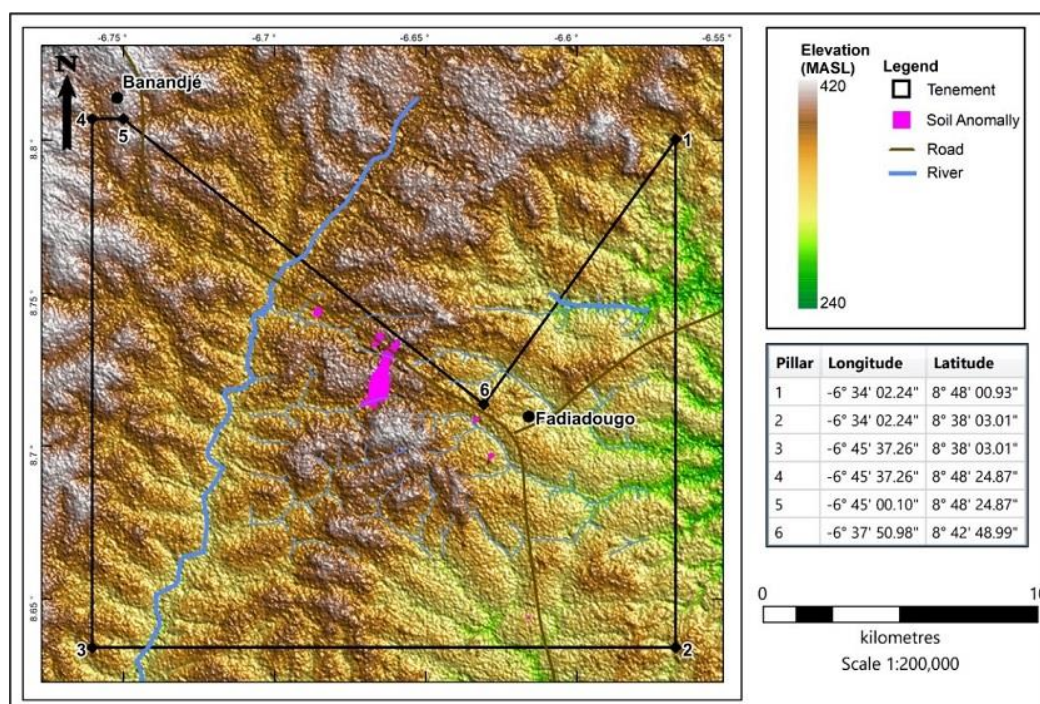
Le Permis de recherche de Koné numéro 262 (PR 262) a été accordé à Red Back le 22 mars 2013, en vertu du Code minier de 1995. Il a été prorogé en mars 2016 et en mars 2019 pour trois ans, en vertu du Code minier de 2014, engageant Montage à se conformer aux exigences de dépenses détaillées au Tableau 4-2

Tableau 4-2 Engagements des dépenses du Permis de recherche

	CFA	USD
De mars 2019 à mars 2020	395 000 000	681 000
De mars 2020 à mars 2021	451 000 000	778 000
De mars 2021 à mars 2022	220 000 000	379 000

Le permis d'exploration de Koné expirera le 22 mars 2022. Une demande de prorogation de deux ans a été soumise. La Figure 4 -2 montre la limite du Permis par rapport à l'élévation SRTM, et la latitude et et longitude des angles du périmètre du Permis.

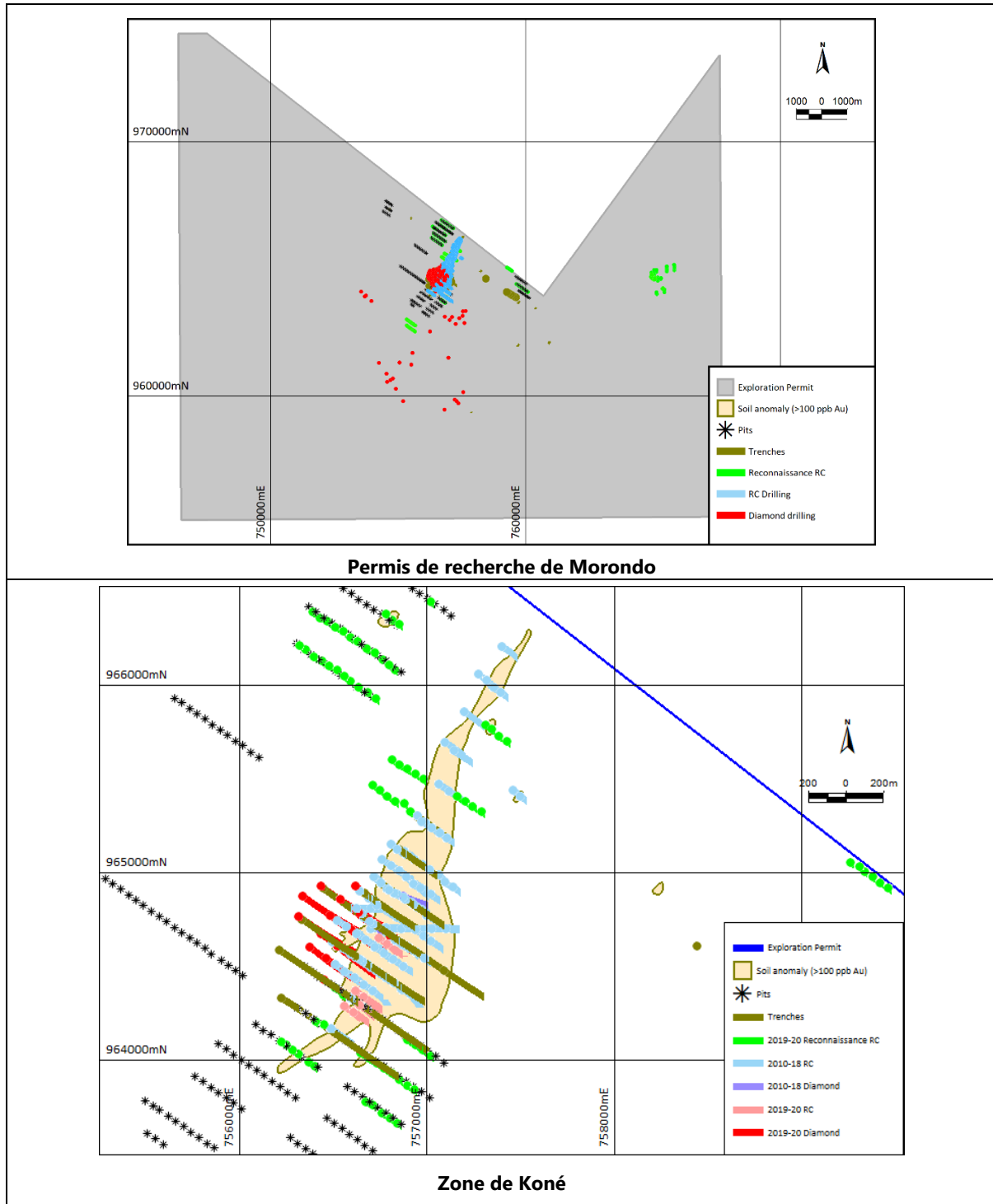
Figure 4-1 Limites du permis d'exploration et élévation SRTM



Source : Montage, août 2020

La Figure 4-2 présente les emplacements des tranchées et des forages de l'échantillonnage, par rapport à l'anomalie du sol et au Permis de recherche, qui est représenté par une ligne noire épaisse. Le système de coordonnées utilisé dans cette figure et dans le Rapport entier est le World Geodetic System (WGS84) coordonnées Zone 29N. Le Projet est centré à environ 757 000 mE, 963 300 mN.

Figure 4-2 Anomalie du sol, emplacements des tranchées et des forages



Produit par MPR en février 2021, à partir des informations fournies par Montage

En vertu du Permis de recherche, le droit d'accès de la Société pour la recherche minérale est illimité. Cette zone est largement inhabitée en dehors des principaux villages, et les communautés ont manifesté leur soutien pour les activités d'exploration.

Dans l'état des connaissances actuelles, le Projet n'est pas affecté par d'autres facteurs susceptibles d'affecter l'accès, le titre, le droit ou la capacité d'effectuer des travaux sur les permis, qui seraient considérés comme anormaux par rapport aux pratiques de travail de la recherche minière, établies dans le contexte local et régional.

La Société dispose de tous les permis nécessaires pour mener à bien le programme de travail proposé sur le Permis.

Le 1^{er} février 2017, Orca a annoncé qu'elle avait signé un contrat d'achat d'actions avec deux filiales en propriété exclusive de Kinross Gold Corporation, aux termes duquel Orca achèterait à Kinross toutes les actions ordinaires émises et en circulation de deux sociétés d'exploration en propriété exclusive, situées et opérant en Côte d'Ivoire, qui détiennent collectivement le Permis de recherche de Koné et un autre permis de recherche, ainsi que cinq demandes de permis de recherche en Côte d'Ivoire.

La transaction était assujettie à l'approbation de l'acquisition par le ministre de l'Industrie et des Mines de Côte d'Ivoire, approbation qui a été reçue en octobre 2017, et la transaction s'est close le 2 octobre 2018.

Le 13 août 2018, comme condition à la clôture de la transaction avec Kinross, le nom de Red Back Mining (Côte d'Ivoire) SARL a été changé en Shark Mining CDI SARL, et ce changement a été enregistré auprès des services gouvernementaux concernés.

Le 13 juillet 2019, Orca a conclu une restructuration de ses actifs en Côte d'Ivoire, laquelle a abouti à la création d'une nouvelle filiale, Montage Gold Corp. Orca a transféré tous ses permis et demandes de permis en Côte d'Ivoire à Montage et a par la suite conclu un contrat d'achat d'actions avec Avant Minerals Inc (« Avant ») en vertu duquel Avant a transféré à Montage ses actifs en Côte d'Ivoire et au Burkina Faso et des liquidités nettes de 3,8 millions de dollars canadiens. Montage a par la suite mobilisé 8,2 millions de dollars canadiens supplémentaires pour financer des activités d'exploration en Côte d'Ivoire. Dans ses États financiers, Orca fait état de Montage comme filiale.

Le 19 décembre 2019, Maverix Metals a acquis de Kinross la redevance sur les revenus nets de fonderie de 2 % sur le Permis de recherche de Koné.

Une fois un permis accordé par décret, l'entreprise a le droit légal d'explorer pour les produits minéraux, le Code englobe également les droits et l'accès des propriétaires légaux des terres et toutes les activités entreprises par l'entreprise seront entreprises avec l'autorisation des parties concernées locales.

L'entreprise est en communication continue avec les communautés locales et si les activités d'exploration affectent l'agriculture ou d'autres activités du propriétaire local, des directives claires sont fournies à la fois dans le cadre du Code minier et par le ministère de l'Agriculture et les autorités compétentes. Les travaux entrepris par la Société à ce jour ont été « à faible impact » du point de vue de l'environnement et de la communauté et il n'y a pas eu d'effet direct sur l'environnement ou les activités des parties concernées locales.

Pour convertir un permis de recherche en permis d'exploitation minière, l'entreprise doit réaliser une Évaluation d'impact environnemental et social (ÉIES) qui élabore un plan de développement communautaire conjointement avec les communautés locales et les autorités administratives, et constitue un fonds de développement au profit des villages locaux identifiés comme « localités affectées ».

Il n'y a pas de stipulations environnementales particulières pour un permis de recherche, bien que l'entreprise soit tenue de fonctionner selon les principes de l'Équateur. Les demandes et les permis accordés ne peuvent pas couvrir les zones forestières publiées dans le Journal officiel, et l'accès aux terres agricoles ou aux zones détenues par les parties prenantes locales doit être négocié avec celles-ci.

En vertu du code minier de 2014, les détenteurs d'un permis d'exploration sont tenus de respecter et de se conformer aux principes de bonne gouvernance, notamment ceux énoncés dans les principes de l'Équateur et dans l'Initiative de transparence des industries extractives (ITIE). Cela signifie que les entreprises détenant des permis de recherche doivent, à toutes les étapes de développement d'un projet, être responsables du respect, de la protection et de la promotion des droits de la personne parmi les communautés touchées par les activités minières. En outre, les entreprises détenant un titre minier valide doivent signaler au bureau national de l'ITIE toutes les recettes minières et les contributions sociales versées à l'État. La société est tenue de fournir régulièrement des dépôts de documents réglementaires à l'État et doit entreprendre des activités de recherche décrites dans le décret octroyant le permis.

Selon les connaissances actuelles, le Projet n'est assujetti à aucun passif environnemental.

5.0 ACCESSIBILITE, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES, PHYSIOGRAPHIE

5.1 Accessibilité

La Côte d'Ivoire dispose d'une infrastructure routière relativement bien développée, on y trouve le deuxième port d'Afrique de l'Ouest par ordre de grandeur, un aéroport moderne et une compagnie aérienne nationale qui dessert les grandes capitales de la région.

On accède au Projet par un réseau de routes partant d'Abidjan, plus grand centre urbain du pays. La route de 230 km entre Abidjan et Yamoussoukro est une autoroute à quatre voies, avec accès à Kani par une route goudronnée via Bouaflé, Daloa et Séguéla. La route reliant Kani au quartier général de la Société dans le village de Fadiadougou est une route goudronnée jusqu'à Boundiali au nord.

La zone des ressources minérales de Koné se trouve à moins d'un km de la route principale Séguéla-Boundiali. Des pistes permettent généralement un bon accès en toute saison. Les activités d'exploration peuvent se dérouler toute l'année.

5.2 Climat

On distingue trois saisons : douce et sèche (de novembre à mars), chaude et sèche (de mars à mai) et chaude et humide (de juin à octobre). Les précipitations annuelles moyennes sont de 1273 mm. Les températures maximales diurnes moyennes sont entre 22 et 32 °C.

5.3 Ressources locales et infrastructures

L'agriculture est essentielle pour le pays, en termes de revenus et d'emploi, la Côte d'Ivoire étant le plus grand producteur et exportateur de fèves de cacao du monde. Les ressources naturelles jouent un rôle clé dans l'économie du pays, en particulier les énergies fossiles et les minéraux.

Séguéla, à 80 km du Projet, dispose de la plupart des services modernes tels que banques, hôtels et autres services importants. Fadiadougou, Kani et les villages environnants fournissent une main-d'œuvre non qualifiée, formée aux travaux d'exploration. Pour le développement potentiel futur, on envisage de trouver une grande partie de la main-d'œuvre professionnelle et qualifiée dans les centres plus importants du pays.

Le courant électrique est fourni aux principales communautés par le réseau national, mais la zone du Projet n'est pas encore alimentée en courant.

5.4 Physiographie

La Côte d'Ivoire est une nation subsaharienne qui se trouve dans le sud de l'Afrique de l'Ouest. Le pays a une forme approximativement carrée. Sa frontière sud-est est constituée par un littoral de 515 km (320 mi) dans le Golfe de Guinée, sur l'océan atlantique nord. Sur ses trois autres côtés, elle partage des frontières avec cinq autres nations africaines : le Libéria au sud-ouest, la Guinée au nord-ouest, le Mali au nord-nord-ouest, le Burkina Faso au nord-nord-est et le Ghana à l'est.

La zone du Projet est caractérisée par un relief modéré, entre 200 et 420 m au-dessus du niveau de la mer (Figures 4-2 et 5-1). Les rivières Marahoué et Yarani sont les principaux bassins de drainage de la région, mais la majeure partie du Projet est coupée par des bassins saisonniers peu profonds qui ne présentent de flux significatifs que pendant la saison humide.

Le Projet se situe au sein de l'écorégion de la forêt-savane guinéenne d'Afrique de l'Ouest, une bande de forêts entrelacées, de savanes et de prairies s'étirant de l'ouest du Sénégal jusqu'à l'est du Nigéria, séparant les forêts tropicales humides proches de la côte, de la savane ivoirienne occidentale de l'intérieur. Certaines parties de la zone du projet sont couvertes de plantations de noix de cajou, d'autres de cultures de subsistance, et des surfaces étendues recouvrent des cuirasses cimentées sous-jacentes, riches en fer, et ne se prêtent qu'au pâturage.

Figure 5-1 Photographie de la zone de ressource de Koné (face au nord)



Source : Montage

6.0 HISTORIQUE

Le 28 juillet 2008, Red Back a déposé une demande de Permis de recherche pour Koné. Une Autorisation de prospection a été octroyée le 22 juin 2009. Cela a permis le début d'une exploration primaire, y compris géochimie du sol et cartographie géologique, ce qui constitue la première exploration moderne dans la région.

Le Tableau 6-1 résume les principales activités d'exploration sur le terrain, entreprises par les détenteurs précédents de la concession.

Tableau 6-1 Exploration entreprises par les titulaires précédents

Activité	Red Back 2009-10	Sirocco 2013-14	Orca 2017-2019
Imagerie Worldview (km ²)	230	-	-
Levé magnétique au sol (km ²)	4,68	-	-
Échantillons de sol	4 877	-	-
Échantillons au marteau	61	2	6
Tranchées (nombre/mètres)	9/ 4155 m	3/ 610 m	-
Forage RC (trous/mètres)	8/ 943	43/ 3431	64/ 13 360
Forage diamant (trous/mètres)	-	-	2/ 527,8

Aucune production antérieure n'a été signalée pour le Projet. Plusieurs larges dépressions ont été observées au sein de la zone des ressources, qui pourraient signaler d'anciens travaux qui se seraient déroulés à une période indéterminée.

Pendant la deuxième moitié de 2009, un échantillonnage de 800 m par 50 m d'espacement a identifié une longue anomalie d'or de 2,6 km à Koné. Un échantillonnage intercalaire et des tranchées ont été terminés fin 2009 début 2010.

En juillet 2010, la demande de permis a été approuvée par le Comine (Comité interministériel) et une autorisation de mener une campagne préliminaire de forage a été accordée en septembre 2010.

Red Back a effectué huit trous RC en septembre 2010, mais les travaux ont été réduits en raison des élections présidentielles et des troubles qui se sont ensuivis.

Le 22 mars 2013, le Permis a été octroyé par le Décret présidentiel 198-2013 sous le numéro de Permis 262.

Le 22 mai 2013, Kinross Gold a signé un contrat d'option avec Sirocco Gold Côte d'Ivoire SARL (Sirocco) couvrant le Permis de Koné. Sirocco a complété plusieurs autres tranchées et un programme de forage comprenant 43 trous pour 3340 m, fin 2013 et début 2014.

À la suite de la signature d'une entente visant l'acquisition du Permis de recherche de Koné, en plus d'autres actifs d'exploration, en février 2017, et de l'approbation ministérielle pour la transaction en octobre 2017, Orca a commencé ses travaux dans la région avec un programme de forage RC en novembre 2017. En février 2018, ce programme a été suivi par un programme de carottage à deux trous, et en mai par le lancement d'un programme de forage de définition des ressources, qui a abouti à une Estimation des ressources minérales, produite en octobre 2018, qui est décrite dans le rapport technique NI43-101, avec le 3 octobre 2018 comme date d'entrée en vigueur (Abbott, 2018). Aucune autre estimation des ressources minérales, y compris dans le passé, n'a été produite pour le Projet.

Orca a poursuivi ses activités d'exploration en 2019 avec un programme de géophysique du sol, l'excavation de puits et un échantillonnage du sol.

Le 13 juillet 2019, les actifs d'Orca ont été transférés à sa filiale Montage, et depuis, Montage s'est concentrée sur l'exploration sur le Permis de recherche élargi de Koné et sur le carottage au diamant, pour tester les extensions en profondeur du gisement de Koné.

Les chapitres 9 et 10 donnent un aperçu des activités de recherche exécutées par les titulaires successifs de la concession.

7.0 CONTEXTE GEOLOGIQUE ET MINERALISATION

7.1 Contexte géologique régional

Le résumé qui suit, présentant le contexte géologique du Projet, est dérivé de Goldfarb et al 2017, et Baratoux et al 2011.

Essentiellement, la Côte d'Ivoire repose sur le domaine de Baoulé-Mossi, datant du Birimien, l'ouest du pays recouvrant le Bouclier de Man-Leo, datant de l'Archéen (Figure 7-1). Le domaine de Baoulé-Mossi contient de petites tranches de roches de l'archéen, mais est dominé par des roches birimiennes du Protérozoïque inférieur à moyen, déformées pendant l'orogénèse de l'Éburnéen (2 à 1,8 Ga)

Le domaine se compose de vastes complexes de granitoïdes/gneiss à TTG (tonalite-trondhjémite-granodiorite) coupés par intermittence par des ceintures volcano-sédimentaires étroites, allongées, de direction nord, généralement au faciès de schiste vert métamorphisé (Goldfarb et al 2017). Ces ceintures de roches vertes abritent la plupart des gisements d'or connus de l'Afrique de l'Ouest, avec quelques exceptions comme l'or hébergé dans les conglomérats plus jeunes et les grès trouvés dans les sédiments du Tarkwaïen, qui se superposent au Birimien de façon discordante.

Les principaux épisodes intrusifs ont été identifiés :

- Biotite et amphibole calco-alkalines avec suites de TTG, formant de larges régions de forme allongée et irrégulière de gneiss granitique, qui ont été syn/post tectoniquement mises en place dans les ceintures de roches vertes. 2 250 à 2 120 Ma
- Suites de granodiorite-granite potassique calco-alkaline, biotite et feldspath potassique avec de rares amphiboles et muscovite, non déformées et subcirculaires ou elliptiques, qui coupent les unités plus anciennes, mais sont localement affectées par les zones de cisaillement datées de 2 120 à 2 090 Ma
- Des granites potassiques non déformés, parfois métalumineux ou syénitiques avec d'abondants feldspaths potassiques, souvent associés à de la biotite ; l'amphibole est généralement absente. 2 110 à 2 070 Ma

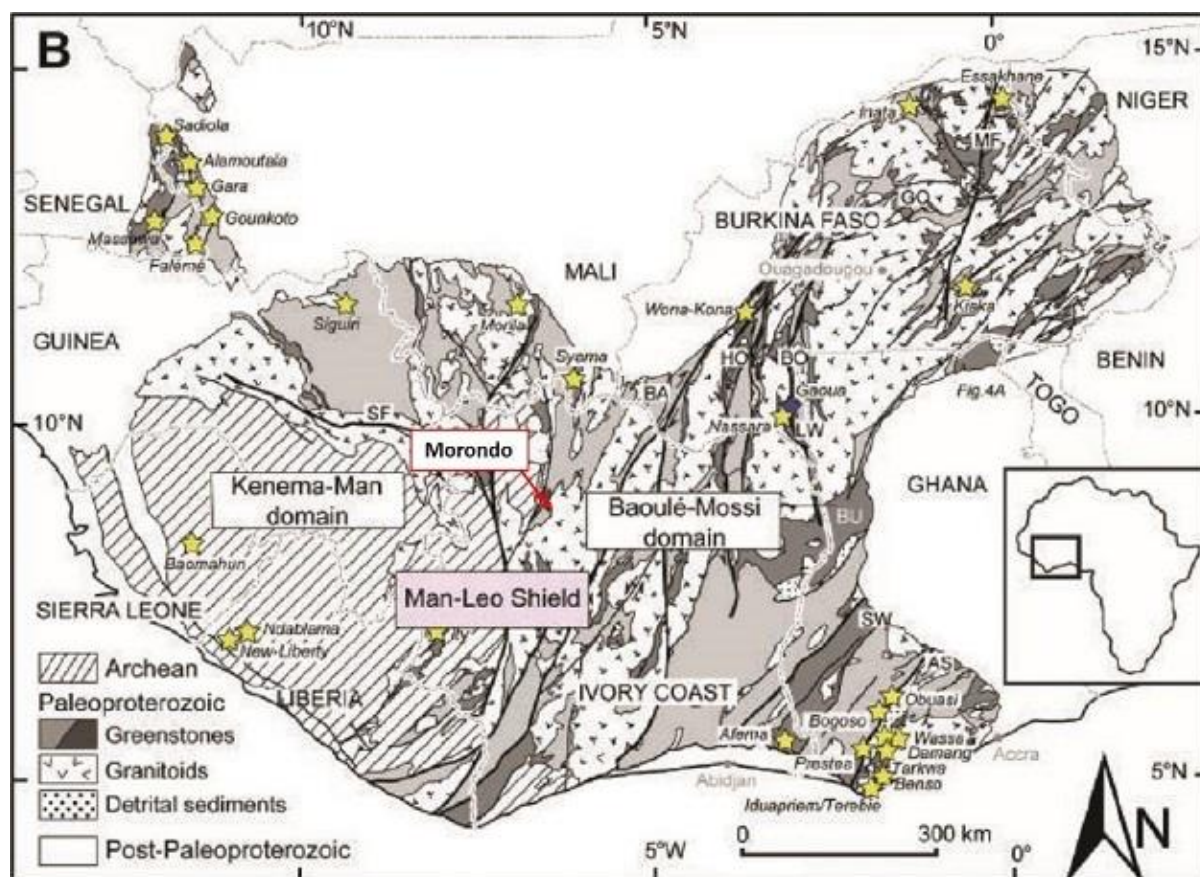
Les suites TTG sont communément appelées granites de « type ceinture » et les suites potassiques, granites de « type bassin », reflétant l'origine et l'âge des suites intrusives. Les suites TTG sont dérivées de la fusion au cours de la subduction, et forment des dômes allongés ou des antifformes entre et autour des ceintures de roches vertes. Les granites de type bassin se sont mis en place dans les bassins sédimentaires et dans les suites TTG environnantes au cours des événements de transpression D2. Elles sont vraisemblablement le résultat d'une refonte des suites TTG et des métasédiments.

Le supergroupe Birimien est formé dans ce qui est vraisemblablement un rift, ou une série de rifts, et les arcs volcaniques associés dans un bloc cratonique du précambrien. Bassins et sous-bassins formés à l'intérieur de ces arcs ont été remplis de successions tholéitiques qui sont recouvertes par des roches volcaniques calco-alkalines mafiques à des roches volcaniques acides interstratifiées avec des sédiments clastiques et chimiques. L'orogénèse ultérieure est appelée Orogénèse Éburnéenne ; le départ de cet événement de compression, avec accréation et fusion des arcs paléoprotérozoïques, remonte à la marge continentale archéenne. Il est maintenant largement accepté que le moment de cette compression aurait démarré aux alentours de 2130 Ma et aurait continué pendant 25 à 30 Ma. Cet événement de compression a été suivi par 100 Ma d'activité tectonique de coulissage et d'exhumation. Cette période d'activité tectonique prolongée a de vastes implications pour la formation des dépôts aurifères orogéniques dans la région.

Typiquement, à l'échelle du district/gisement, la minéralisation est associée à des structures secondaires et tertiaires de ces zones de cisaillement primaires, communément comme des zones dilatationnelles liées à des mouvements de rejet horizontal de faille, sénestres ou obliques. Les structures crustales ont été réactivées tout au long de l'histoire du Birimien, initialement comme bassin contrôlant les failles de distension, puis par réactivation pendant l'Éburnéen, comme poussées suivies de décrochements (événements D1 et D2 pendant l'orogénèse Éburnéenne).

Structuralement, la plus grande partie de la minéralisation est associée à la phase de déformation « D2 » où la contrainte de compression a évolué en transpression et cisaillement de coulissage/rejet horizontal de faille. La minéralisation de l'or est généralement hébergée sous forme de veines de quartz ductiles et cassantes, de fissures minéralisées, de breccias et de masses minérales disséminées, en général en structures de second ordre comme structures de dilatation, systèmes de plis régionaux et contrastes rhéologiques. Les roches encaissantes sont très variables, car la minéralisation est structuralement contrôlée et inclut roches volcaniques, roches sédimentaires et granites.

Figure 7-1 Géologie du Bouclier Man Leo



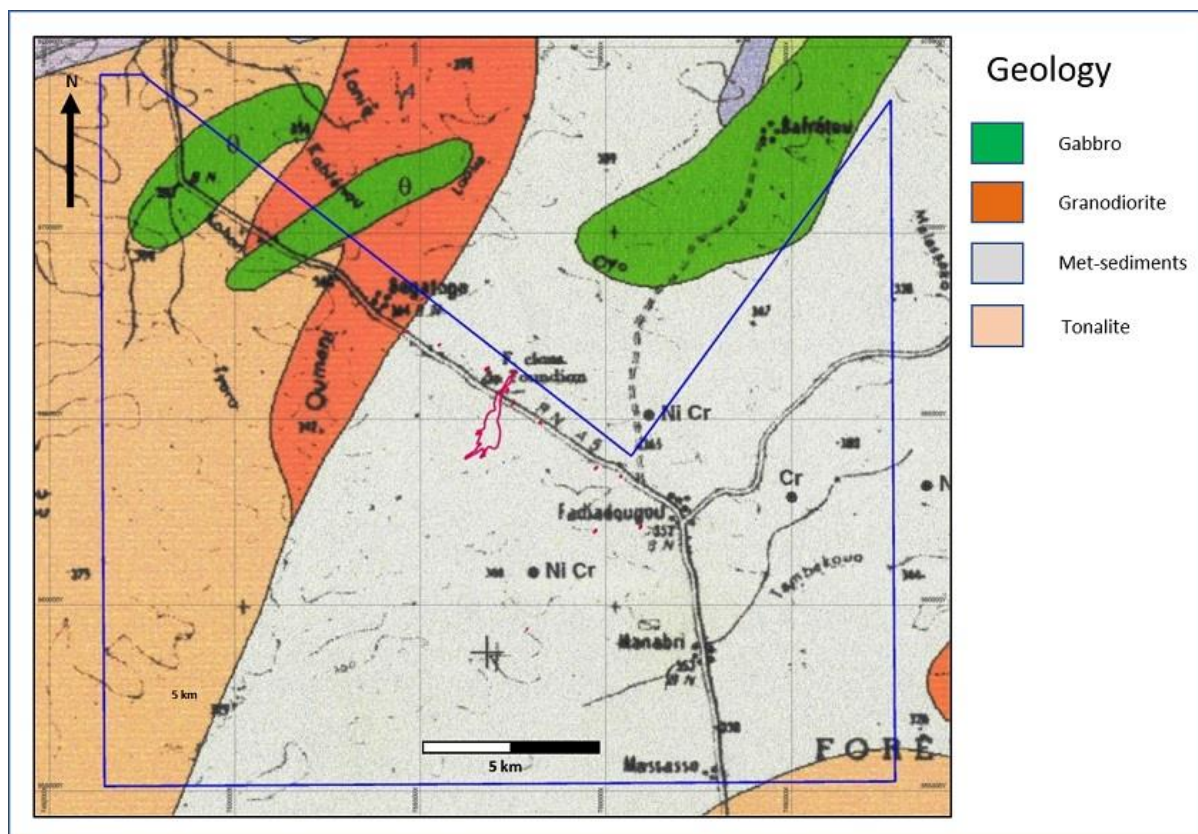
Source : Montage Carte de base modifiée en octobre 2018 d'après Goldfarb et al, 2017.

7.2 Contexte géologique du Permis de recherche de Koné

La plus grande partie de la zone du Projet est couverte d'une croûte concrétionnée, interprétée comme représentant les reliquats d'une pénéplaine, avec seulement de très rares affleurements et une profonde altération. La géologie locale n'est pas encore entièrement comprise.

La cartographie régionale indique que le Projet recouvre des sédiments du Birimien, des roches volcanoclastiques et volcaniques, flanqués à l'ouest par des tonalites et diorites de socle (Figure 7-2). Les roches ont été métamorphisées dans le faciès de schiste vert. Les données aéromagnétiques régionales montrent de fortes tendances nord-est-sud-ouest, interprétées comme reflétant la répartition des unités de roches sous-jacentes.

Figure 7-2 Carte géologique du Permis de recherche de Morondo



D'après : Géologie au 1/200,000 , feuillet de Mankono, 1995, République de Côte d'Ivoire.
 Source : Montage, août 2020

7.3 Contexte géologique du gisement de Koné et minéralisation

Koné est un gisement d'or mésothermal, contrôlé structurellement, hébergé dans un ensemble composite de direction nord-sud, incliné vers l'ouest (50), d'intrusions de diorite stratifiée d'une épaisseur de 20-30 m, mises en place par de multiples impulsions intrusives (Figure 7-3). Ces intrusions de diorite ont la même composition et sont génétiquement associées, mais exhibent une variété de textures. Globalement, l'ensemble fait jusqu'à 350 m en épaisseur réelle et peut actuellement être tracé le long de la direction de couche sur 2,4 km Figure 7-4.

Les masses de diorites de Koné ont pénétré dans la zone de contact entre deux séquences différentes de roches volcanoclastiques qui forment les épontes supérieures et inférieures du gisement. On a attribué aux intrusions de diorite un âge de 2168 ± 5 Ma, ce qui indique qu'elles ont été mises en place au cours des dernières phases de l'orogénèse Éburnéenne (2200 – 2100 Ma)

Les roches volcanoclastiques de l'éponte supérieure se caractérisent par une séquence volcanoclastique polygénique de faciès volcanique proximal. Les roches volcanoclastiques de l'éponte supérieure contiennent des clastes plus petits, sont foliées et montrent une forte déformation sur le contact de l'éponte inférieure du domaine de diorite.

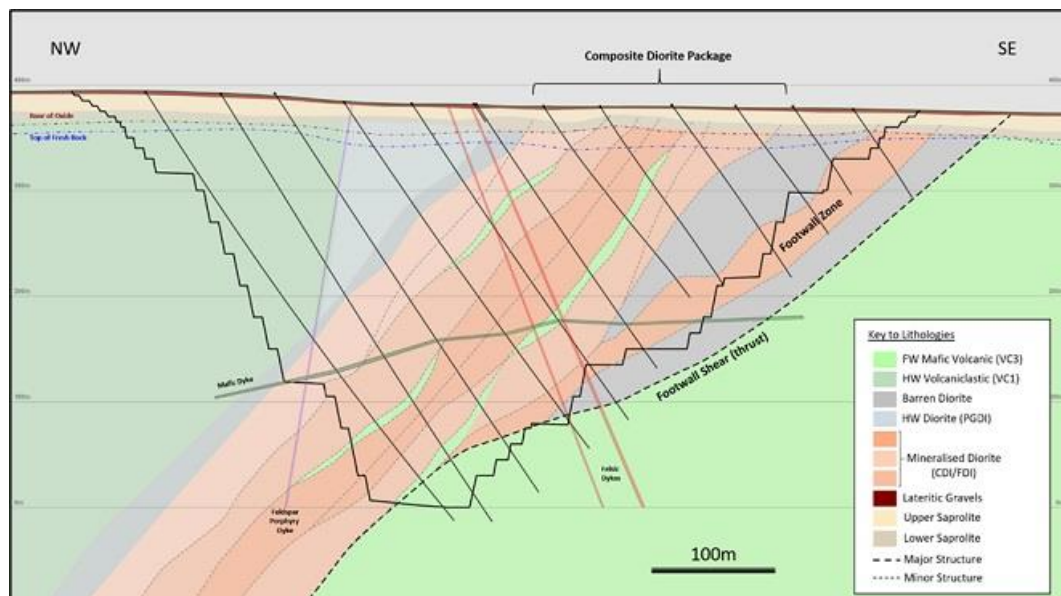
On interprète Koné comme s'étant formé dans le cadre d'une poussée-cisaillement empilée sous un régime tectonique de compression. La poussée principale est située au niveau de l'éponte inférieure de la masse de diorite, où une zone de 5 à 20 m de large, faite de plis serrés légèrement plongeants / horizontaux, peut être observée dans les roches volcaniques situées juste en dessous du contact de l'éponte inférieure de la diorite. Ce plissement décroît progressivement au fur et à mesure que l'on va vers l'extérieur du contact, dans la séquence volcanique de l'éponte inférieure. Le contact supérieur de la diorite présente peu ou pas de déformation et aucune minéralisation n'y est associée,

Dans la diorite, des teneurs en or supérieures (> 1 g/t) sont associées à des essaims de veinules parallèles à la foliation, 1-2 mm quartz+pyrite ± chalcopryrite qui forment des couloirs distincts de minéralisation. Des observations récentes des carottes indiquent que ces teneurs plus élevées sont liées à des zones distinctes de cisaillement plus intense et à des éclats localisés de matériau volcanique extrêmement déformé dans le domaine de diorite. Ces caractéristiques commencent à être résolues comme des cisaillements de poussée secondaires, se détachant de la principale structure de poussée de l'éponte inférieure. Entre les zones à haute teneur, des teneurs plus faibles 90,2 g/t à 1,0 g/t) sont associées à une minéralisation de pyrite disséminée, et en général, l'ensemble de diorite est minéralisé sur la plus grande partie de sa largeur, en moyenne > 200 m sur la partie principale du gisement, avec un maximum de 330 m (MDD015B 330,7 m de teneur 0,58 g/t).

Le métamorphisme régional de la ceinture de Boundiali est au faciès de schiste vert, mais les assemblages minéraux observés à Koné consistent en chlorite, biotite, amphibole, magnétite et pyrite, avec des assemblages périphériques de veines d'épidote-quartz-amphibole. Ces assemblages minéraux haute température-haute pression sont interprétés comme étant liés à la principale structure de poussée qui contrôle le gisement de Koné.

Le gisement est pénétré par de multiples dykes qui en majorité sont ultérieurs à la minéralisation par une durée pouvant aller jusqu'à 50 Ma, et que l'on voit coupant la foliation. Un ensemble de dykes, connus sous le nom de 'dyke vert ancien' présente une déformation et des plis.

Figure 7-3 Coupe à travers le centre du gisement, montrant les unités principales et la conception de fosse dans la DFS

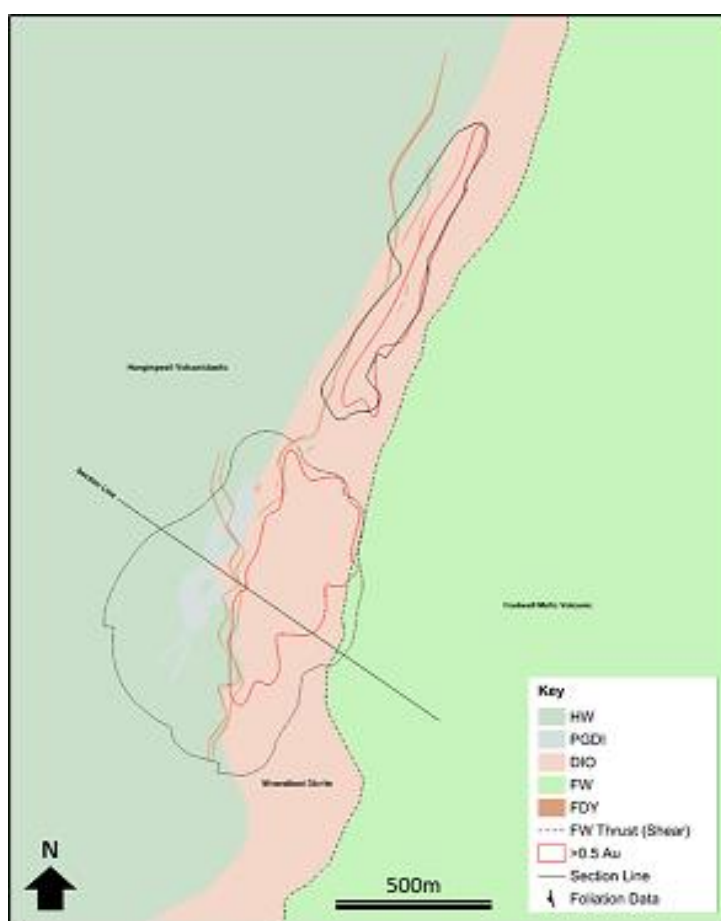


Footwall zone
 Footwall shear (thrust)

Zone de l'éponte inférieure
 Cisaillement éponte inférieure (poussée)

Mafic dyke	Dyke mafique
Feldspar porphyry dyke	Dyke feldspath et porphyre
Felsic dyke	Dyke felsique
Top of fresh rock	Sommet de la roche fraîche
Base of oxide	Base de l'oxyde
Composite diorite package	Ensemble diorite composite
FW Mafic Volcanic (VC3)	Roches mafiques volcaniques de l'éponte inférieure (VC3)
HW Volcaniclastic (VC1)	Roches volcanoclastiques éponte supérieure (VC1)
Barren diorite	Diorite stérile
HW Diorite (PGDI)	Diorite éponte supérieure (PGDI)
Mineralised diorite (CDI/FDI)	Diorite minéralisée (CDI/FDI)
Lateritic gravel	Gravier latéritique
Upper Saprolite	Saprolites supérieures
Lower Saprolite	Saprolites inférieures
Major structure	Structure majeure
Minor structure	Structure mineure

Figure 7-4 Plan du gisement définissant les unités principales et la conception de fosse dans la DFS (ÉFD)



Source : Montage, juin 2021

7.3.1 Séquence de diorite

Une série non linéaire de masses de diorite forme un domaine composite de diorite avec des éclats/radeaux de matériaux volcaniques interstitiels et localisés, communs mais non continus. Ce domaine de diorite est le principal hôte de la minéralisation de Koné.

Dans le domaine de diorite, les masses individuelles de diorite sont nombreuses, mais la définition des intrusions individuelles de diorite s'avère complexe. Les intrusions de diorites sont de même composition mais intérieurement variables en texture et granulométrie. L'intensité de la foliation est variable et les contacts sont souvent masqués par les déformations (Figure 7-5).

Actuellement, alors que la diagraphie capture les variations de taille des grains grossiers et fins dans la diorite du point de vue de la modélisation, ces unités sont traitées comme un domaine de diorite unique puisque les propriétés de la roche sont cohérentes du point de vue minier et qu'elles sont toutes deux minéralisées dans une même mesure.

Figure 7-5 Exemple de contact net entre deux masses de diorite



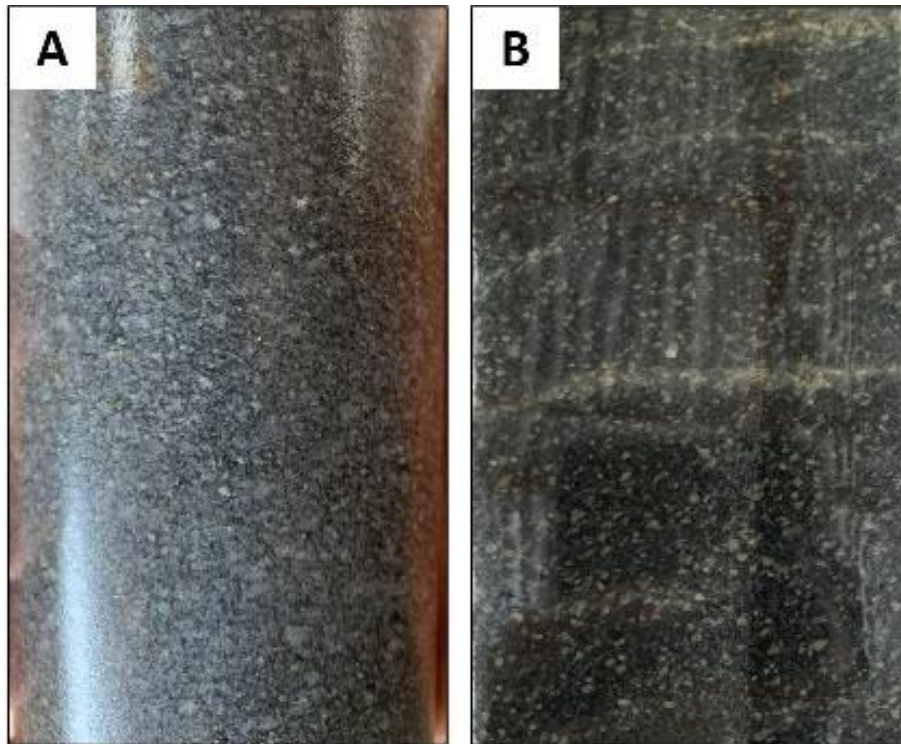
Contact net entre deux masses de diorite mis en évidence par l'apparence de texture porphyritique dans MDD017 à une profondeur de 214,15 m. Le contact est incliné de 53° vers 279° (direction 009). De nombreuses observations de cette nature indiquent un ensemble de diorite complexe, avec des masses de diorite empilées

Source : Montage

7.3.1.1 Diorite à grain grossier (CDI)

Diorite aux grains allant jusqu'à une taille de 2 mm composée de domaines de plagioclase ± quartz fins et de domaines de minéraux mafiques - essentiellement biotite. La lithologie est modérément/fortement magnétique, mais dans des zones localisées de la carotte. Les principales textures observées sous ce code sont porphyritiques, causées par des phénocristaux de plagioclase albitisés et une texture équigranulaire mise en évidence par des cristaux de plagioclase (Figure 7-6). Cette unité héberge une minéralisation de l'or, associée à des veinules de 1-2 mm de quartz à sulfure, parallèles à la foliation, et de la pyrite disséminée en raison de la nature cassante de la déformation, comparée à la déformation plus ductile observée dans d'autres unités.

Figure 7-6 Diorite à grain grossier



A-Texture équi-granulaire composée principalement de plagioclase et biotite grossières

B – Texture porphyritique causée par des phénocristaux de plagioclase albitisés dans une matrice foncée plus fine

Source : Montage

7.3.1.2 Diorite à grains fins (FDI)

L'unité de diorite fine est très intimement liée à la diorite grossière (Figure 7-7). Sa composition est la même que la diorite grossière, et par endroits, c'est simplement une version à grains fins, recristallisée ou modifiée, de la même lithologie. La variation plus fine de la diorite est observée comme se brisant d'une façon cassante comparable à celle de l'unité grossière, mais une déformation beaucoup plus ductile peut également être observée dans les intervalles plus fins. La FDI montre un contact de gradations avec des intervalles plus grossiers de diorite, et des variations texturales au sein d'une même masse de diorite, ce qui conduit à penser que ce code est quelque peu subjectif et difficile à diagraphier de façon cohérente. La lithologie est dominée par des textures plus foliées, mises en évidence par l'alignement de la biotite et de l'amphibole, et est de modérément à fortement magnétique, mais dans des zones localisées. La roche est à grain fin et de couleur grise, et composée de domaines de plagioclase et de biotite foliée. Des textures intrusives à grains grossiers sont observées dans des zones localisées tout au long de cette lithologie.

Cette unité héberge une minéralisation de l'or associée à des veinules à sulfure de 1-2 mm et de la pyrite disséminée.

Figure 7-7 Diorite à grain fin



Diorite foliée à grain fin (IED) de MDD038 à 117,1 m de profondeur montrant des minéraux mafiques définissant la foliation et enveloppant des plagioclases et des cristaux de quartz. Veine de quartz laiteux tardive observée sur le côté gauche de l'image

Source : Montage

7.3.1.3 Diorite noire siliceuse (BSD)

Une diorite distinctive à grain fin est observée. Caractérisée par la très petite taille de ses cristaux, sa couleur gris foncé/noir et sa nature siliceuse (Figure 7-8), cette unité contient de la magnétite en abondance et héberge souvent de petites veines de quartz-sulfure contenant de la minéralisation. La continuité de cette lithologie au travers les coupes et le gisement est encore à prouver, mais les premières études montrent une corrélation avec des intervalles de teneur plus élevés. Pour l'heure, on pense que cela est dû au durcissement par altération de la diorite, causé par la silicification, provoquant la cassure d'une unité préférable de façon friable et causant la formation de veinules de quartz-sulfure (VQS).

Figure 7-8 Diorite noire siliceuse



BSD de MRRD001 à 227,3 m de profondeur, avec VQS déformées à gauche de la photo.

Source : Montage

7.3.2 Géologie de l'éponte supérieure

7.3.2.1 PGDI (diorite vert pâle)

La diorite vert pâle est une roche de granulométrie variable, caractérisée par sa couleur vert pâle distinctive, causée par de grands cristaux d'amphibole parallèles à la foliation et une abondance de chlorite fine liée au métamorphisme régional (Figure 7-9). Le reste de la matrice est composé de plagioclase et de biotite. Elle présente une foliation modérée avec la même orientation que l'ensemble de diorite (nord-sud, 50 ouest).

Cette unité est interprétée comme une intrusion précoce dans la séquence volcanique de l'éponte supérieure. Bien que l'observation directe du contact entre les roches volcanoclastique (VC1) et cette unité soit rare, l'espacement des forages et la distribution de cette lithologie imposent une limite sous-verticale. Les principales masses de diorites sont pénétrées dans cette unité et sont stériles ; des sulfures de pré-minéralisation sont observés (Figure 7-9) soutenant l'interprétation d'une intrusion précoce.

Figure 7-9 Diorite vert pâle



Exemple de diorite vert pâle (PGDI) de MDD029 à 316,5 m de profondeur
Source : Montage

7.3.2.2 Roches volcanoclastiques mafiques de type 1 (VC1)

Une roche volcanoclastiques de clastes polymictiques mal triés (< 5cm de longueur) au sein d'une matrice fine composée de plagioclase ultrafine, de chlorite et de biotite (phlogopite). Les clastes sont absents dans certaines sections, montrant seulement une foliation plane (Figure 7-10). La foliation plane enveloppant les clastes est mise en évidence par la chlorite et la phlogopite (Figure 7-11). On peut observer occasionnellement de l'albite, une altération des clastes en amphiboles et des zones localisées de magnétite. Cette lithologie ne comporte que peu ou pas de déformation, et elle est stérile.

Figure 7-10 Roches volcanoclastiques mafiques de type 1



**Exemple de VC1 montrant des clastes de diorite cisailés dans une matrice fine de biotite-chlorite-amphibole, provenant de MDD071 à 102,5 m de profondeur.
Source : Montage**

Figure 7-11 Roches volcanoclastiques mafiques de type 1



**VC1 de MRRD001 à une profondeur de 63 m. Noter le volumineux claste au centre de la photo avec la foliation enveloppante
Source : Montage**

7.3.3 Géologie de l'éponte supérieure

7.3.3.1 Roches volcanoclastiques mafiques de type 3 (VC1)

Roches volcanoclastiques rubanées mafiques fortement déformées (Figure 7-12) avec des tailles de clastes variées, au sein d'une matrice de rubans mafiques de chlorite \pm biotite, et de bandes fines de plagioclase (60 % et 40 % respectivement). Une déformation ductile est observée dans ces roches volcanoclastiques, illustrée par le plissement omniprésent et la déformation des clastes. Un plissement ductile est observé près du contact de l'éponte inférieure de la diorite. Des veinules plissées de quartz-sulfure sont observées, encore dans les plans de foliation qui ont également été déformés. Les teneurs sont en moyenne de 0,7 g/t dans cette unité en raison de sa proximité avec le cisaillement de l'éponte inférieure contrôlant la minéralisation.

Figure 7-12 Roches volcanoclastiques mafiques de type 3



Exemple de VC3 montrant une déformation intense des clastes et des foliations provenant de MDD038 à une profondeur de 238,2 m.

Source : Montage

7.3.4 Minéralisation

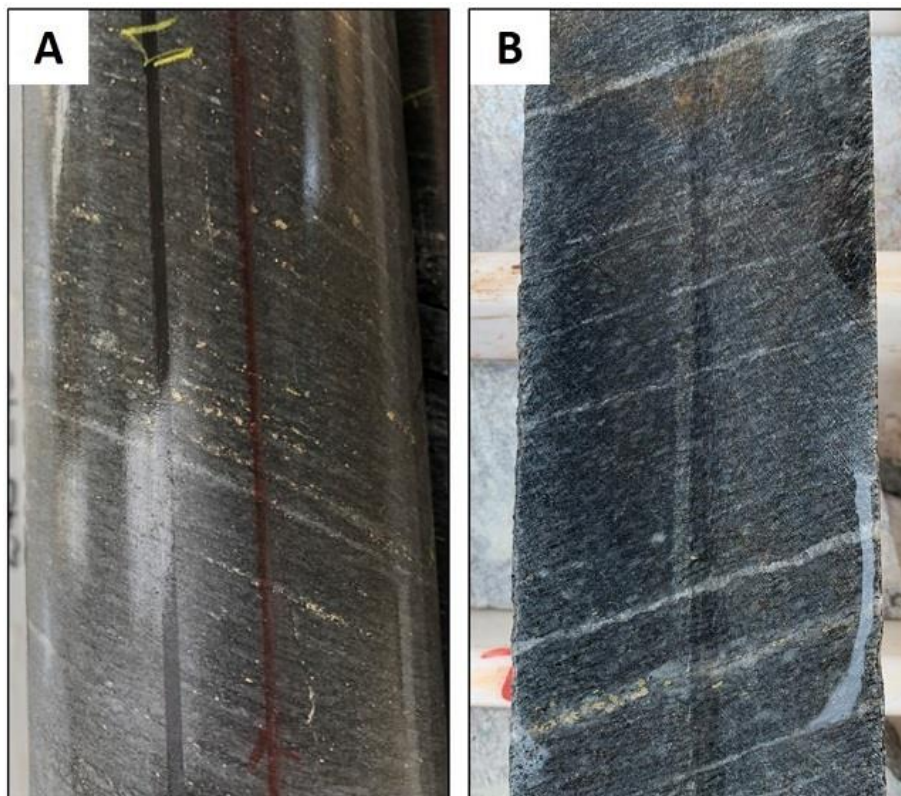
Le gisement d'or de Koné est hébergé dans la masse de diorite composite et se caractérise par des largeurs minéralisées réelles très importantes, en moyenne > 200 m sur la moitié sud du gisement - soit presque la largeur totale de la masse de diorite- avec un maximum à hauteur de 330 m (MDD058, 330,7 m, teneur 0,58 g/t).

Des teneurs plus élevées (1-1,5 g/t) sont associées à des 'essaims' de veinules de quartz de blanc de 2 à 5 mm d'épaisseur, translucides à gris fumé, parallèles à la foliation (Figure 7-14), contenant du sulfure à grains fins (Figure 7-13). Des teneurs plus basses sont liées à de la pyrite à grain fin disséminée. Il est à noter qu'aucune silicification significative des roches-hôtes n'est associée à la minéralisation, ce qui indique des caractéristiques de comminution favorables.

La minéralisation à Koné est interprétée comme étant contrôlée par un cisaillement de poussée majeur au contact de l'éponte inférieure de contact de la diorite (Figure 7-15). Les roches volcanoclastiques de l'éponte inférieure de la poussée se sont déformées plastiquement, alors que la diorite plus compétente au point de vue rhéologique a développé des cisaillements cassants/ductiles. Cela s'exprime dans les carottes comme des zones bréchiformes de diorite, les éclats associés de roches volcaniques internes et des cisaillements localisés, avec des plis de foliation localisés dans la diorite et les roches volcaniques de l'éponte inférieure (Figure 7-16 et Figure 7-17).

Les observations géologiques du carottage récent ont commencé à résoudre une relation spatiale entre ces cisaillements et les "essaims" de VQS qui hébergent des teneurs plus élevées. D'autres travaux sont prévus pour développer cette interprétation.

Figure 7-13 Foliation Minéralisation & essaims de VQS



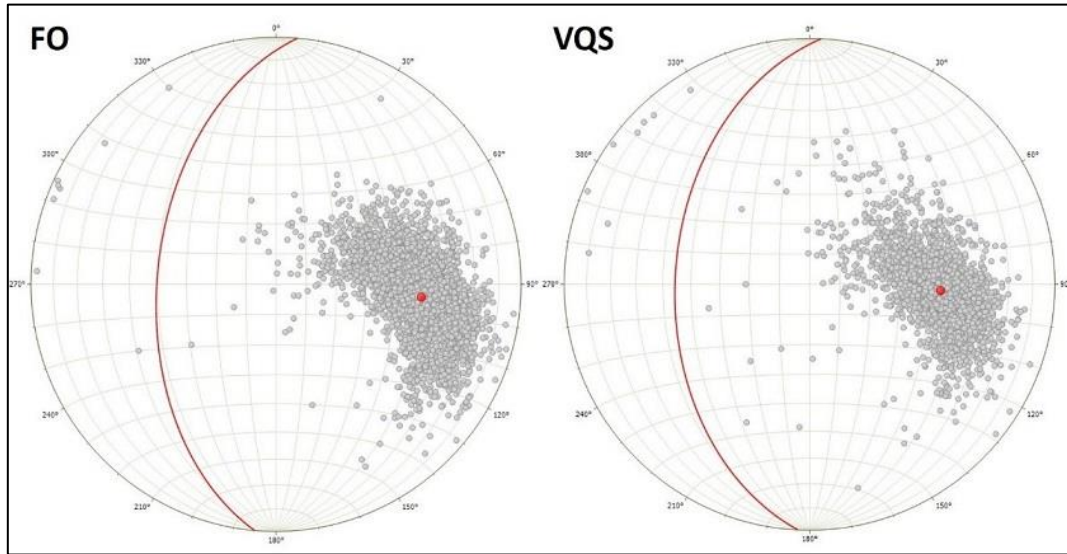
A – Foliation minéralisée (pyrite alignée dans le plan de foliation) et VQS dans la diorite à grain fin de MRRD001 à 245 m de profondeur (1,09 g/t)

B – Essaim de VQS lié à la teneur dans MDD050 à 415,8 m de profondeur (2,85 g/t)

Source : Montage

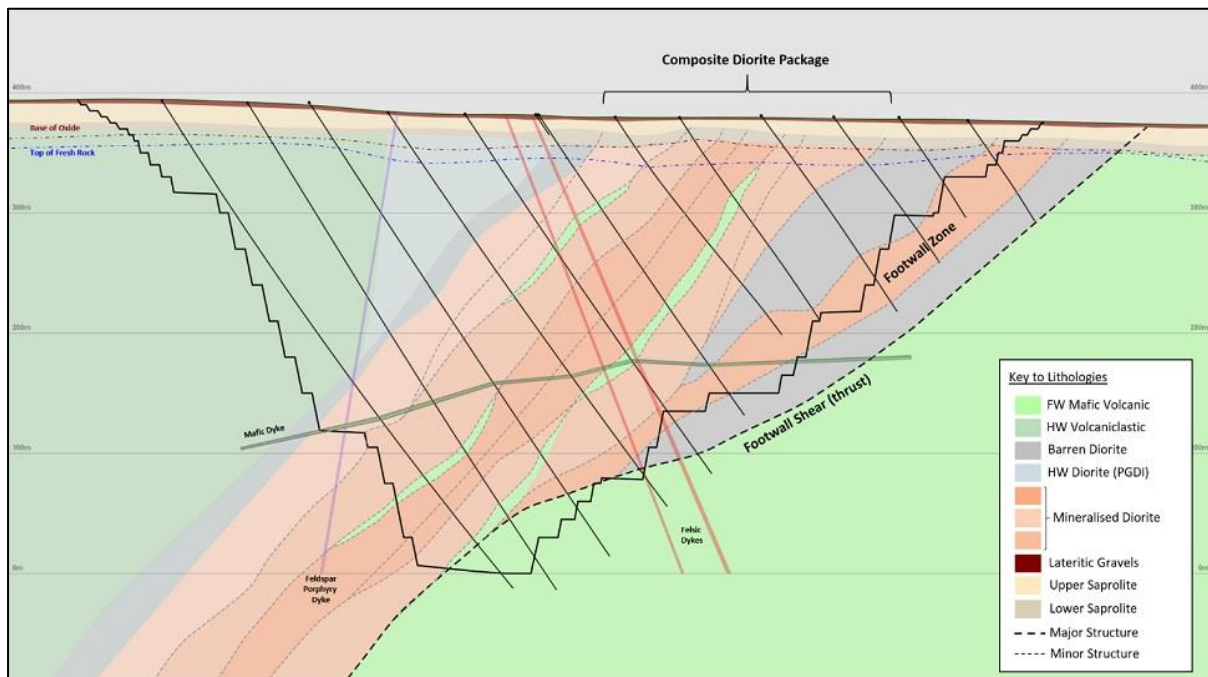
Une phase de pyrite stérile est présente dans l'éponte inférieure de granulométrie de 1-2 mm et de forme cubique idiomorphe. La pyrite liée à la minéralisation se présente soit en globules disséminés de pyrite ultrafine < 0,5 mm qui semblent remplacer la magnétite par endroits, ou de façon interne avec les VQS.

Figure 7-14 Orientations de la foliation



Comparaison entre les orientations de foliation (stéréogramme de gauche) et les mesures des VQS (stéréogramme de droite) provenant de carottage au diamant. Les deux ensembles de caractéristiques ont la même diffusion de données et ont des pendages moyens de 40° ouest et une direction entre 330° et 020°. La carotte est orientée à l'aide d'outils d'orientation numériques Reflex ACTIII et analysée avec un gyroscope pour obtenir des données structurales précises. Source : Montage

Figure 7-15 Coupe traversant le centre du gisement



Coupe à travers le centre du gisement, montrant les unités principales et la conception de fosse dans la DFS

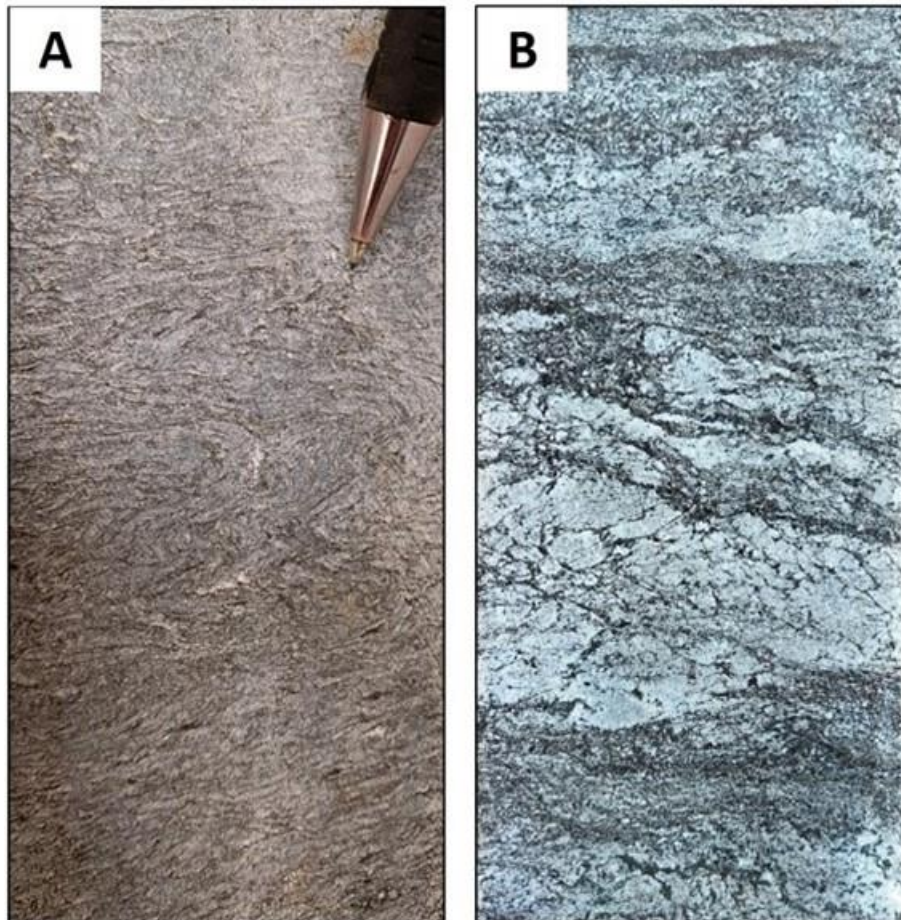
Source : Montage

Footwall zone
 Footwall shear (thrust)
 Mafic dyke
 Feldspar porphyry dyke
 Felsic dyke

Zone de l'éponte inférieure
 Cisaillement éponte inférieure (poussée)
 Dyke mafique
 Dyke feldspath et porphyre
 Dyke felsique

Top of fresh rock	Sommet de la roche fraîche
Base of oxide	Base de l'oxyde
Composite diorite package	Ensemble diorite composite
FW Mafic Volcanic (VC3)	Roches mafiques volcaniques de l'éponte inférieure (VC3)
HW Volcaniclastic (VC1)	Roches volcanoclastiques éponte supérieure (VC1)
Barren diorite	Diorite stérile
HW Diorite (PGDI)	Diorite éponte supérieure (PGDI)
Mineralised diorite (CDI/FDI)	Diorite minéralisée (CDI/FDI)
Lateritic gravel	Gravier latéritique
Upper Saprolite	Saprolites supérieures
Lower Saprolite	Saprolites inférieures
Major structure	Structure majeure
Minor structure	Structure mineure

Figure 7-16 Cisaillement ductile dans la diorite



A - exemple de cisaillement ductile dans la diorite (MDD017, 379,4 m, 032 g/t)

B – zone bréchiforme interprétée comme une voie/structure fluide à travers la diorite (MDD008, 255,8 m, 0,54 g/t)

Source : Montage

Figure 7-17 Plis déjetés dans la diorite



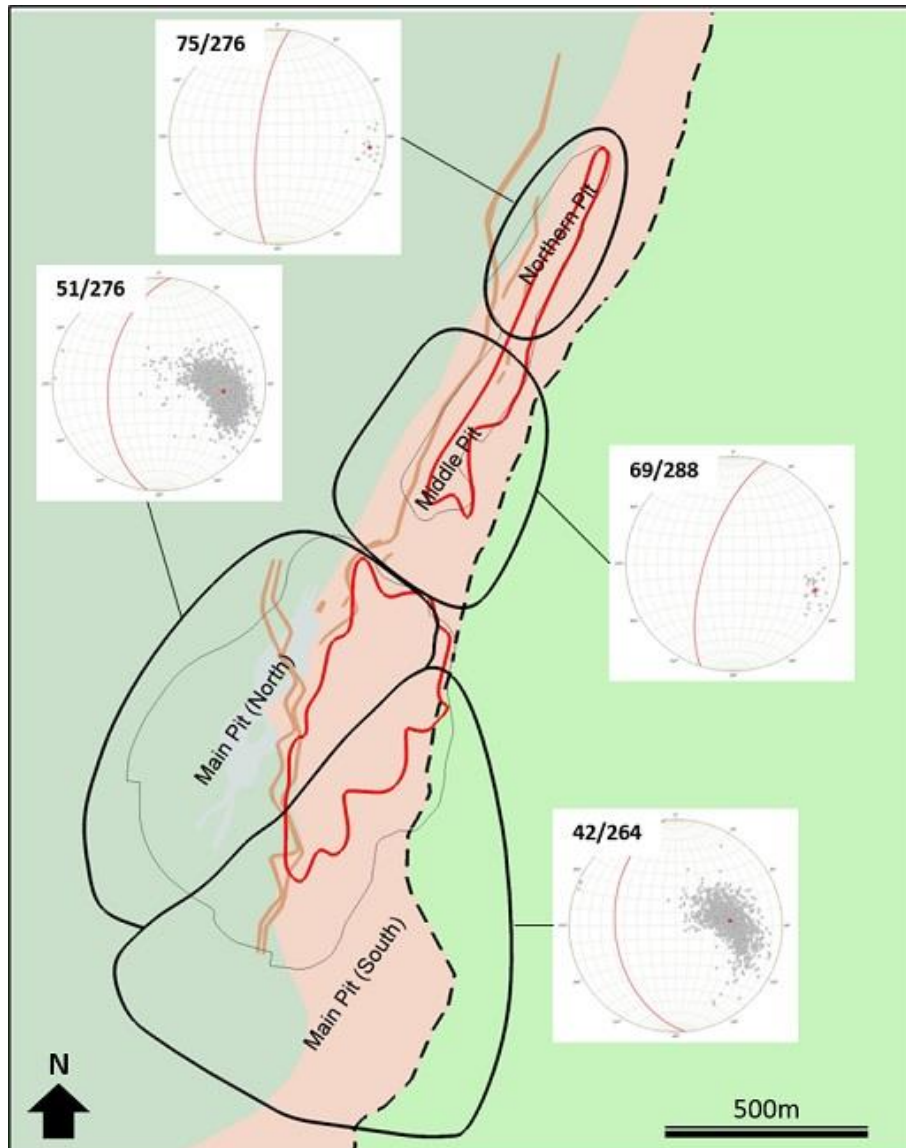
Exemple de plis déjetés dans la diorite MRRD007, 154,06 m

Source : Montage

7.3.5 Structure et déformation

Une corrélation entre le pendage de la foliation et la direction des roches-hôtes peut également être observée (Figure 7-18), avec des foliations plongeantes de 20-50°, de direction moyenne $\sim 348^\circ$ dans la partie sud du gisement et un pendage de 60-80° de direction $\sim 014^\circ$ dans le secteur nord. On pense que ce changement de direction est lié à une étape dans la structure minéralisation régionale. Cette étape est interprétée comme un facteur de contrôle de la minéralisation dans cette zone, avec aplatissement et rotation des masses de diorite par la structure, ce qui permet de recevoir les fluides et la minéralisation qui s'ensuit. Les stéréogrammes des données de foliation dans les ensembles de diorite dans le gisement sont présentés ci-dessous, mettant en évidence un approfondissement de la foliation au nord et un changement de direction au sud vers le sud-sud-est (Figure 7-19).

Figure 7-18 Corrélation entre le pendage de la foliation et la direction des roches-hôtes

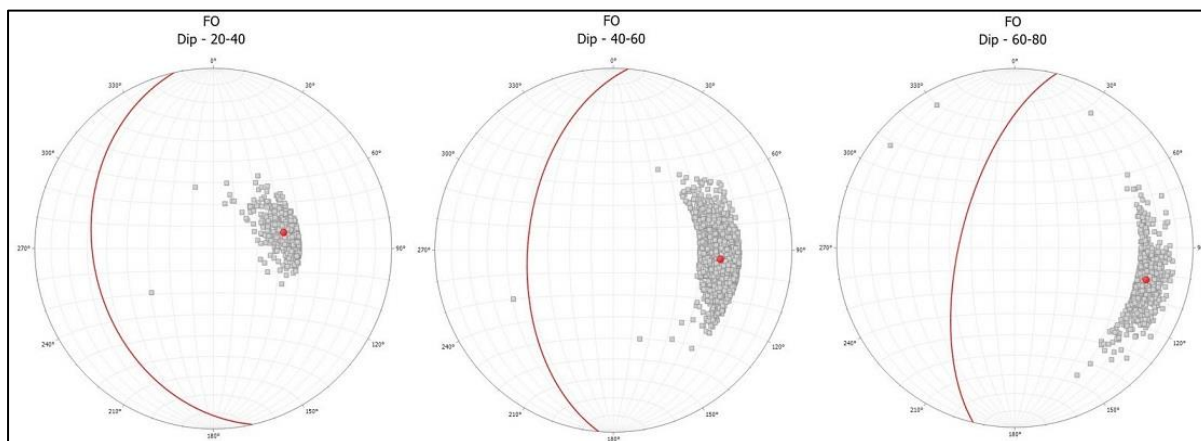


Plan divisé en quatre zones montrant l'intensification du gisement au nord et la rotation de la direction vers le SSE au sud

Source : Montage, juin 2021

- | | |
|------------------|-------------------------|
| Main pit (South) | Fosse principale (sud) |
| Main pit (North) | Fosse principale (nord) |
| Middle pit | Fosse du milieu |
| Northern pit | Fosse nord |

Figure 7-19 Stéréogrammes des foliations



Stéréogrammes des foliations classés par angle de pendage, montrant la relation entre l'angle de pendage et la direction.

Source : Montage

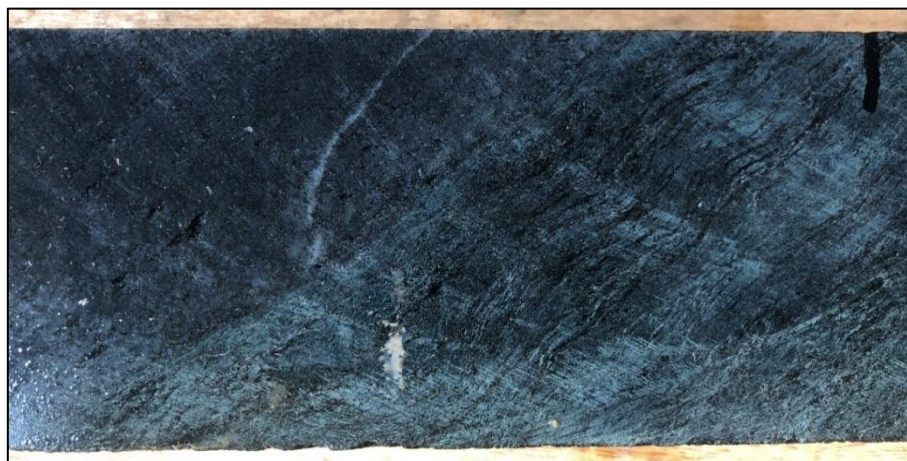
7.3.6 Dykes

De multiples ensembles de dykes sont observés dans tout le gisement, montrant des compositions, orientations et déformations variées. Certains d'entre eux peuvent être retracés dans la totalité du gisement, comme le porphyre felsique à feldspath et les principaux dykes verts tardifs. Les autres présentent une forme anastomosante et ne sont pas continus à travers toutes les sections de forage ou le gisement.

7.3.6.1 Dykes verts précoces (EGD)

Des dykes d'intermédiaires à mafiques, présentant une forte altération en chlorite, avec localement une altération locale de la biotite / métamorphisme liés au métamorphisme régional schiste vert/amphibolite (Figure 7-20). La foliation est souvent déformée et les dykes donnent régulièrement des teneurs en or supérieures à la valeur de détection, ce qui signifie que ces dykes sont interprétés comme étant une pré-/syn- minéralisation. Ces dykes sont parfois faiblement magnétiques. Des dykes multiples sont observés, d'orientation sous-parallèle à la foliation, avec parfois des versions plus raides observées. La continuité de ces dykes n'est pas bien contrainte, avec une orientation structurale variant par rapport aux contacts des dykes observé. Les dykes sont interprétés comme étant anastomosants et manquent de continuité à travers le gisement.

Figure 7-20 Foliations altérées chlorite/biotite



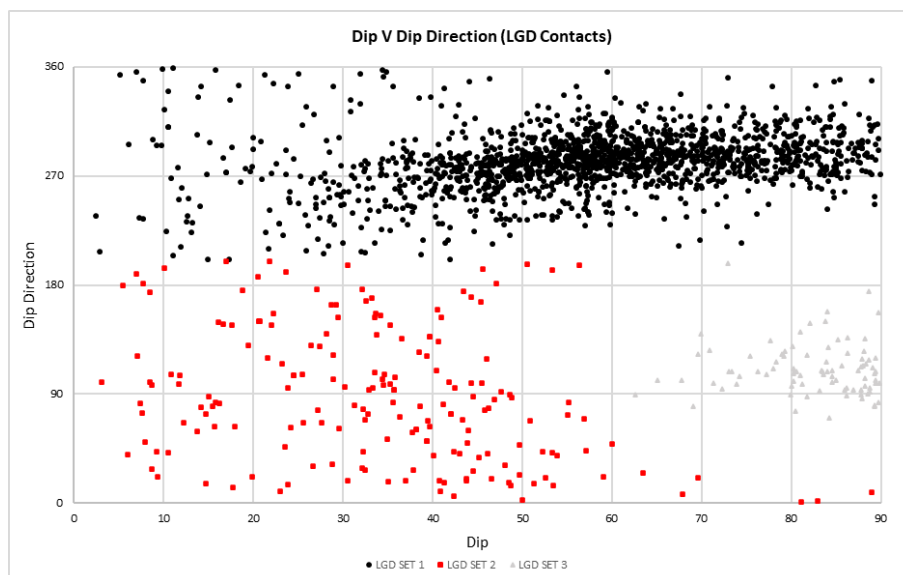
EGD foliées fortement altérée en chlorite/biotite pénétrant les CDI (contact traversant le centre gauche de la photo à un angle de 45°)

Source : Montage

7.3.6.2 Dykes verts tardifs (LGD)

Des dykes vert sombre non magnétiques, non déformés, avec une orientation sous-parallèle observée et coupant la foliation par trois orientations dominantes comme ceci est illustré à la Figure 7-21. Sous-parallèle à la foliation (noir), moins profonds avec une direction variable (rouge) et proche de la verticale restant parallèle à la foliation mais plongeant dans la direction opposée (gris). Ces dykes sont à grain fin, mais ont souvent une texture porphyrique avec des phénocristaux d'amphiboles de 1-2 mm (Figure 7-22) Interprétés comme des dykes tardifs, post-minéraux comme ceci est montré par un manque de déformation et d'altération. Des veinules tardives de calcite sont parfois observées.

Figure 7-21 Pendage et direction des dykes verts tardifs



Graphe montrant les trois populations de LGD observées dans le gisement de Koné :

Cercle noir – ensemble parallèle à la foliation

Carré rouge – ensemble moins raide de dykes, de direction différente, parfois parallèlement à la foliation

Triangle gris – ensemble de dykes, sous-parallèle à la foliation mais plongeant vers l'est

Source : Montage

Figure 7-22 Dykes verts tardifs



Dyke vert tardif de MRRDO07 à 185,5 m. Noter que la foliation dominante dans la diorite (côté gauche) est tronquée contre le contact LGD. Noter l'amphibole alignée parallèle au contact
Source : Montage

7.3.6.3 Dykes mafiques (MDY)

Deux variations de dykes mafiques sont observées, considérées comme variant selon le temps de mise en place. Les deux variations sont caractérisées par une abondante magnétite, de la pyrite noire tardive non liée à la minéralisation (Figure 7-23).

Le premier type montre des rubans et des déformations, avec de la calcite résiduelle. Des données supplémentaires sont nécessaires pour définir l'orientation, la continuité et la fréquence de ces dykes précoces.

La seconde variation est une version sous-horizontale tardive de dyke mafique, sans aucune foliation ou déformation, qui parcourt tout le gisement, qu'on observe comme coupant clairement la foliation.

Figure 7-23 Dyke mafique massif



Exemple de dyke mafique massif sous-horizontale, MDD069 à 312,6 m de profondeur
Source : Montage

7.3.6.4 Dykes felsiques (FDY)

Les dykes felsiques sont de couleur gris clair, aphanitiques, massifs et coupent la foliation à un angle élevé Figure 7-24. Ils ont pénétré très tardivement dans la séquence et sont ultérieurs à la déformation principale et à la minéralisation. Ces dykes ne sont pas magnétiques et sont volumétriquement subordonnés aux autres types de dykes. Ils sont cohérents sur et entre les coupes et peuvent être modélisés facilement, direction ~ 015 sur tout le gisement et plongeant à $\sim 75-800$. Deux dykes felsiques principaux ont été enregistrés dans la fosse principale, avec une fréquence accrue observée au nord.

Figure 7-24 Dyke felsique



Exemple de FDY dans MDD068 à 423,60 m de profondeur
Source : Montage

7.3.6.5 *Dyke intermédiaire (IDY)*

Dyke intermédiaire massif, tardif, non déformé. Caractérisé par de grands (< 5 mm) cristaux d'amphiboles orientés aléatoirement avec des contacts nets, fortement magnétiques et sous-verticaux (Figure 7-25). Situé à l'ouest du gisement, de direction proche du nord-sud.

Figure 7-25 Dyke felsique

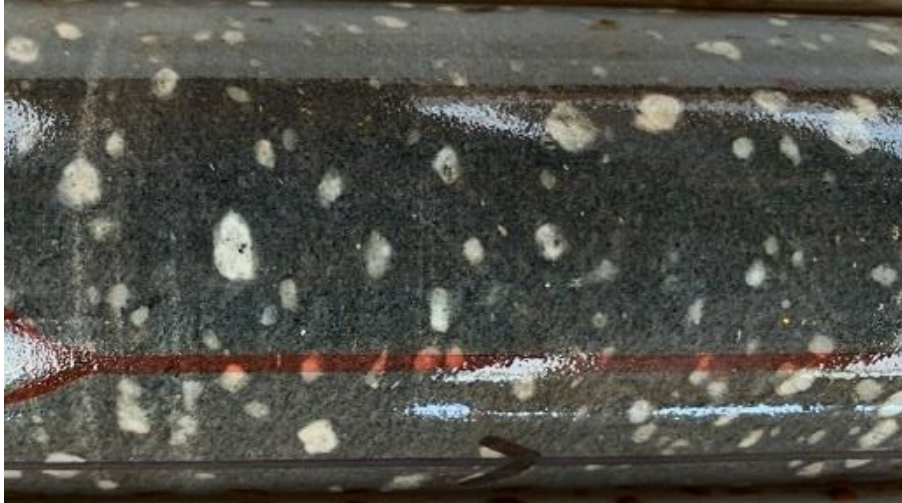


Exemple d'IDY montrant une amphibole orientée aléatoirement dans MDD010 à 184 m de profondeur
Source : Montage

7.3.6.6 *Dyke porphyrique à feldspath (FPR)*

Dyke intermédiaire massif, non altéré, porphyrique avec de distinctifs phénocristaux ronds de feldspath et un magnétisme modéré (Figure 7-26). Sous-parallèle à la foliation. De multiples dykes sous-parallèles sont observés dans tout le gisement, tous approximativement de direction nord-sud. La datation au Zircon U-Pb donne 2119 ± 4 Ma, environ 50 Ma après la mise en place datée de la diorite.

Figure 7-26 Dyke felsique porphyrique



Exemple de FPR avec phénocristaux circulaires de plagioclase caractéristiques, dans une matrice argentée dans MDD 057 à 57,9 m de profondeur. Source : Montage

7.3.7 Déformation post -minérale

7.3.7.1 Failles

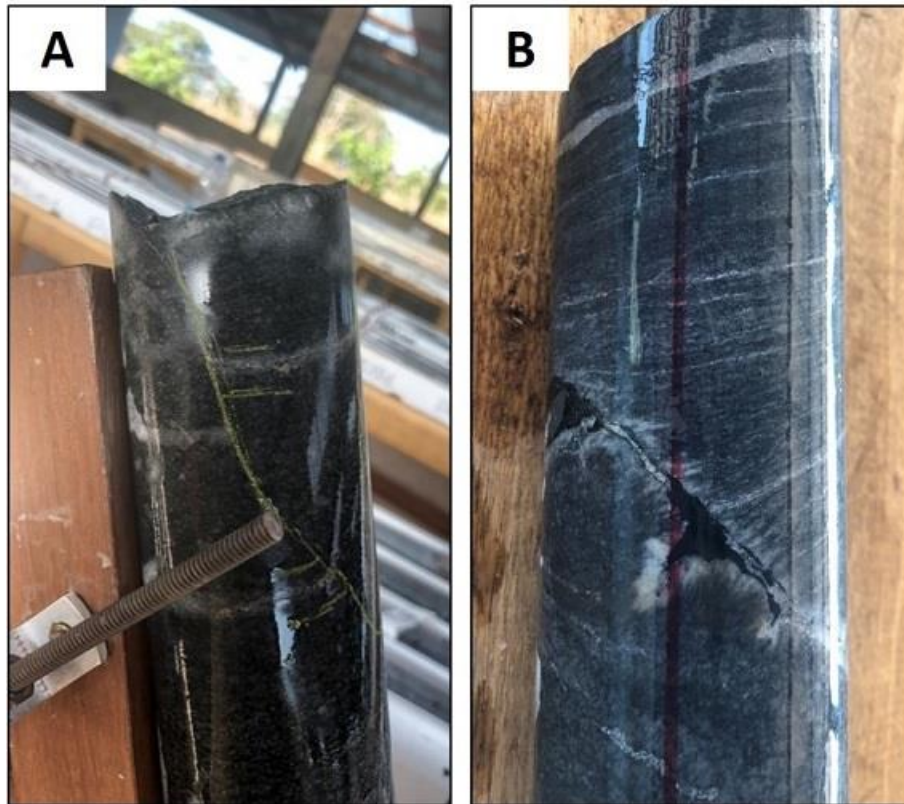
Très peu de failles importantes, argiles/breccias sont observées dans le gisement, la majorité des failles observées étant des failles mineures montrant à la fois le mouvement normal et le mouvement inverse (Figure 7-27), conduisant à des récupérations de carottage élevées (moyenne de 98 % sur l'ensemble du gisement). Par conséquent, il est vraisemblable que tous les déplacements et décalages de la minéralisation sont liés à une série de plus petits décalages, causés par de multiples failles mineures.

Les failles mineures montrent un mouvement normal et un mouvement inverse, certaines comblées de quartz \pm carbonate. Des orientations variées des failles ont été observées, avec quatre ensembles de failles caractéristiques identifiées. Trois ensembles proches de la verticale (pendage > 80 (Figure 7-28) sont définis :

- de direction NNE-SSO, sous-parallèles à la direction du gisement
- de direction NE-SO
- un ensemble de plis synchrones approximativement E-O, très vraisemblablement un décrochement causé par la compression principale E-O

Un autre ensemble de décrochements NO-SE de pendage moyen de $\sim 40^\circ$, sous-parallèles aux sections de forage est présent. Il est nécessaire d'étudier ces ensembles de failles plus avant, pour définir le mouvement sur celles-ci. On peut voir que les failles mineures déportent les veines minéralisées, montrant ainsi que les failles sont arrivées après la minéralisation et l'ont déportée.

Figure 7-27 Faille refermée mineure

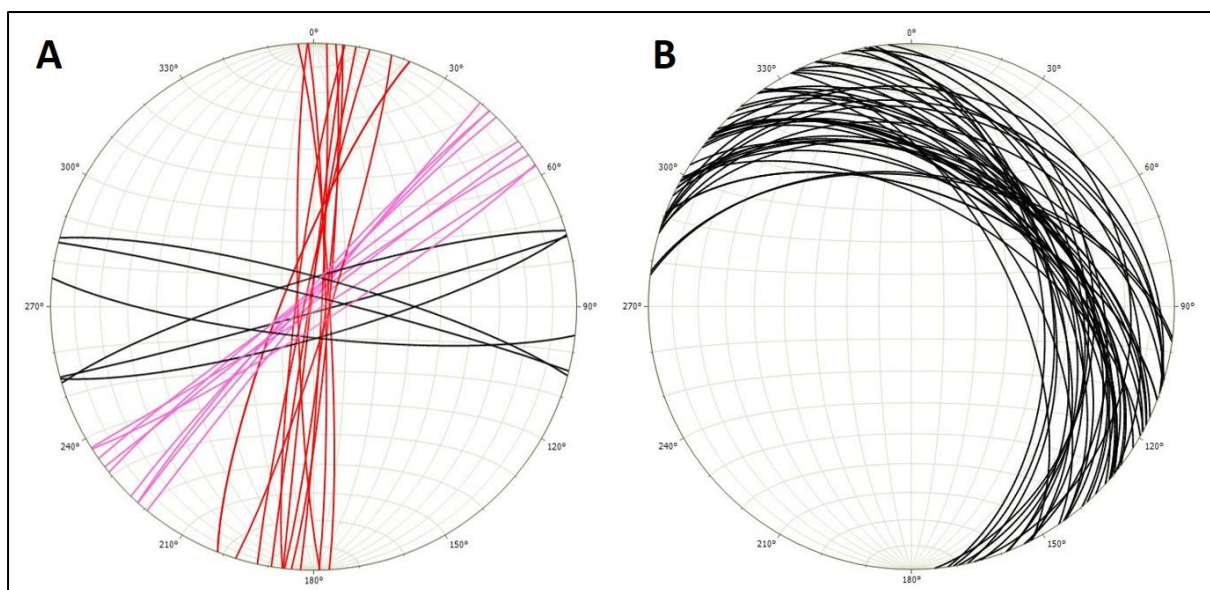


A - Faille refermée mineure orientée avec le « lance-roquettes » (outil d'orientation de la carotte) et déplaçant une VQS dans MRRD006 à une profondeur de 220 m. La faille est inclinée à 69° SE, direction 045° . Elle comporte un sens de mouvement apparent sénestre de faille inverse.

B - Faille refermée mineure coupant et tronquant la foliation et les veines dans MRRD007 à 149,5 m de profondeur. Cette faille est inclinée à 75° N-O, direction 065° .

Source : Montage

Figure 7-28 Stéréogramme de failles mineures



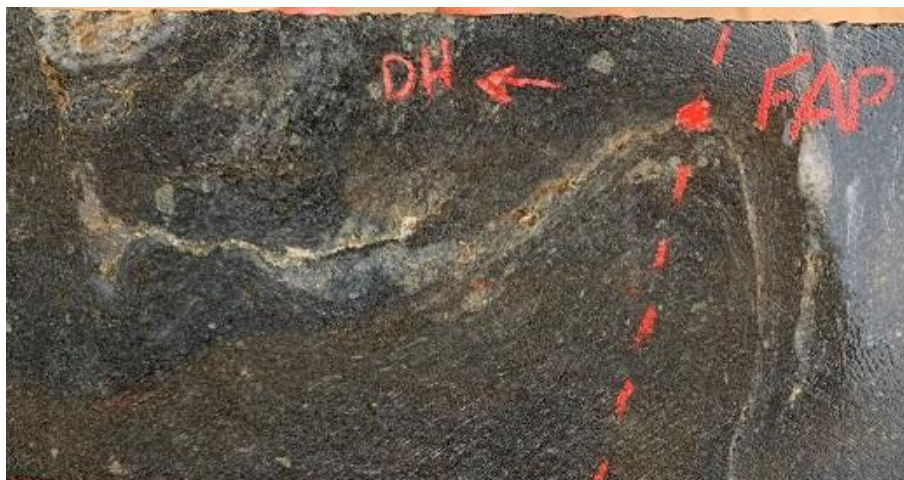
- A - Faille sous-verticale montrant deux claires orientations et un ensemble de failles synchrones.**
B - Ensemble de failles de faible profondeur, de direction sous-parallèle aux sections de forage.

7.3.7.2 *Plissements*

Par endroits, les veines montrent des contacts non linéaires et sinueux illustrant une déformation ultérieure (Figure 7-29). Bien que les veines soient maintenant de direction et pendage sous-parallèles à la foliation, on les interprète comme s'étant formées perpendiculairement à la foliation et à la direction de compression principale, et ayant pivoté parallèlement à la foliation en raison d'une compression continue. Parfois, les veines présentent des plis ouverts plus grands, avec des plans axiaux de plis sous-parallèles à la foliation, la direction et le pendage. Cela suggère que le plissement des veines était également dû à la compression continue de la zone, après formation.

D'autres plissements ductiles peuvent être observés dans les unités volcaniques de l'éponte inférieure. Les plans axiaux plongent et sont parallèles aux directions des plans axiaux de plissement des veines, foliations et structures majeures, montrant qu'ils sont tous liés au même événement de compression (Figure 7-30). En raison de la nature parallèle des plans axiaux des plis avec la foliation et les structures majeures, la tendance et le plongement des plans axiaux des plis sont directement observés dans la carotte et sont sous-horizontaux. Ceci est cohérent avec la tendance et le plongement observés dans la foliation et les structures, appuyant encore l'hypothèse que les plis ont été causés par le même événement de compression que le gisement.

Figure 7-29 VQS plissées



Exemple de VQS plissée montrant la compression de l'événement de minéralisation dans MDD017 à une profondeur de 216 m.

Source : Montage

Figure 7-30 Plissement ductile



Exemple de plissement ductile dans l'unité volcanique mafique en raison de la zone de cisaillement de l'éponte inférieure (MDD038, 232,8 m 0,04 g/t)

Source : Montage

8 TYPES DE GISEMENT

On juge que le gisement de Koné est un système orogénique de filons aurifères, hébergé dans un cisaillement cassant déformable au sein d'un ensemble volcanoclastique de quartz diorite/mafique, dans une séquence de roches vertes du Birimien du craton de l'Afrique de l'Ouest.

Les critères initiaux de ciblage qui ont conduit à la découverte du gisement de Koné sont présentés au Tableau 8-1. L'échantillonnage du sol, le creusement de tranchées et le forage de reconnaissance peu profond se sont avérés efficaces lors de la délimitation initiale de la minéralisation.

Tableau 8-1 Critères de sélection du sol

1	Structure	Direction structurale de 1er ordre, profonde, structure fertile, avec contenu aurifère connu
2	Contenu aurifère	De la direction structurale
3	Lithologie	Présence de roches-hôtes chimiques et rhéologiques, associées à une ceinture volcanique + /- volcanique-sédimentaire, sur un axe ou un site de jonction
4	Altération	Évidence locale d'altération considérable et de flots de liquide élevés
5	Roches intrusives	Zone de flux de chaleur élevé : présence et quantité de roches intrusives d'intermédiaires tardives à felsiques
6	Métamorphisme	Non modifié par métamorphisme +biotite ou remaniement structural à forte déformation
7	Niveau d'érosion	Haut niveau de conservation, pas d'érosion profonde. Pas d'évidence locale de gneiss ou de migmatites de socle
8	Exploration	Absence d'exploration pendant les 20 dernières années

9 EXPLORATION

9.1 Introduction

Au cours de la seconde moitié de 2009, Red Back Mining a réalisé un échantillonnage de sol de 800 m par 50 m d'espacement, suivi d'échantillonnages intercalaires locaux de 400 m par 50 m et de 200 m par 50 m, et a identifié un gisement de 2,7 km de long +75 ppb d'or dans une anomalie du sol à Koné. L'anomalie a été testée en 2010 avec des tranchées espacées de 200 m, et les résultats ont justifié un forage exploratoire de définition de ressource.

En 2013, Sirocco Gold a complété 3 tranchées, soit une extension de 610 m et des excavations intercalaires sur le plan de tranchée précédent.

Au cours de 2019, Orca a complété un programme de 274 puits creusés à la main pour faire un suivi d'anomalies géochimiques faibles sur le Permis de recherche de Morondo. Seuls les échantillons de trois des puits ont donné des teneurs d'or supérieures à 0,5 g/t.

Un petit levé magnétique terrestre était accessoire aux activités d'exploration et n'a pas eu d'impact sur la programmation du forage.

Des échantillons de contrôle insérés dans des lots d'échantillons de sol, de tranchées et de puits incluait des échantillons de référence et des blancs grossiers, qui ont fourni une confirmation adéquate de la fiabilité de la préparation des échantillons et de leur analyse. L'auteur de ce rapport considère que les mesures de contrôle qualité adoptées pour l'échantillonnage d'exploration ont établi que l'échantillonnage était représentatif et exempt de tout biais, ou de tout autre facteur qui pourrait avoir une incidence importante sur la fiabilité de l'échantillonnage et des analyses.

Le Tableau 9-1 résume les travaux d'exploration réalisés à ce jour dans le Projet. Le forage inclut la tabulation des travaux exécutés par les titulaires précédents. Forage, échantillonnage connexe et procédures d'analyse sont décrits dans les sections 10 et 11.

Tableau 9-1 Activités d'exploration à ce jour

Activité	Red Back 2009-10	Sirocco 2013-14	Orca 2017-2019	Montage 2019-2020
Imagerie satellite acquise				
Imagerie Worldview (km ²)	230	-	-	-
Géophysique terrestre				
Levé magnétique au sol (km ²)	4,68	-	-	-
Polarisation induite (km ²)			104,7	-
Échantillonnage de surface				
Échantillons de sol	4 877	-	473	2 664
Échantillons au marteau	61	2	6	-
Tranchées (nombre/mètres)	9/ 4 155 m	3/ 610 m	-	166
Excavation de puits (m)			1 492	

9.2 Échantillonnage du sol

Le premier programme d'échantillonnage du sol s'est déroulé en 2009 et 2010, aux termes d'un contrat avec SEMS Exploration, et il a été exécuté en deux phases avec un total de 4977 échantillons prélevés sur le Permis de recherche de Koné. La première phase, qui couvrait environ 11 km sur la direction de couche, avec un espacement de 800 x 50 m, a révélé une anomalie aurifère de +75 ppb sur une longueur de 2,7 km le long de la marge de la ceinture occidentale de roches vertes, avec des largeurs atteignant 500 m. Une seconde phase d'échantillonnage intercalaire à espacement de 200 x 50 m a confirmé et amélioré la définition de l'anomalie.

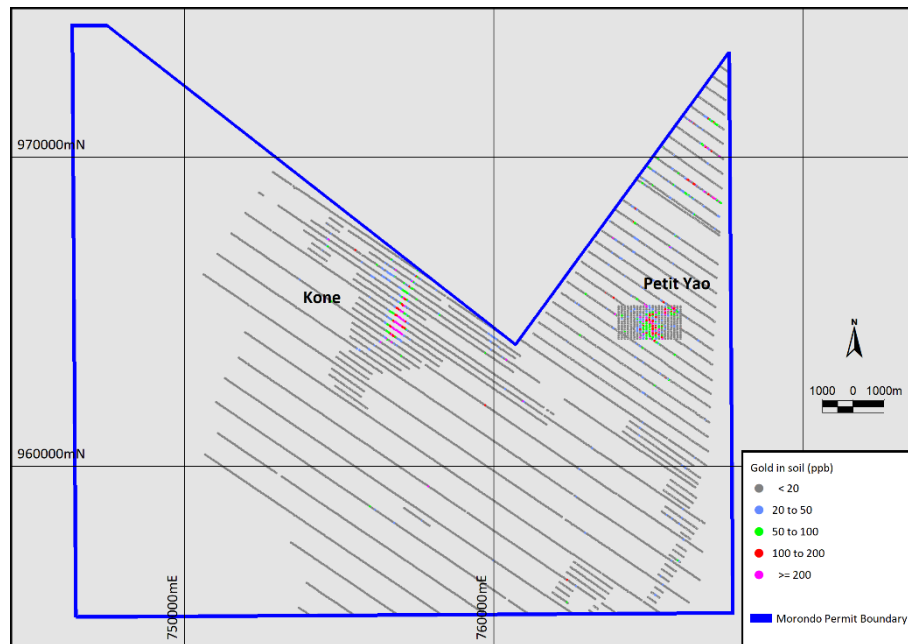
Pendant 2019 et 2020, 3137 échantillons de sol supplémentaires ont été prélevés sur le Permis de recherche de Koné, à la fois par l'extension des grilles précédentes et par un échantillonnage intercalaire. Cet échantillonnage a conduit à la délimitation de l'anomalie de Petit Yao à 8 km à l'est du gisement de Koné. La Figure 9-1 montre l'emplacement des échantillons de sol par rapport au Permis de recherche de Koné, les emplacements des échantillons sont colorés selon la teneur d'or donnée par analyse.

Les phases d'échantillonnage du sol de 2009 et 2010 ont utilisé des tarières à main de 20 à 30 cm de diamètre qui ont en général collecté des échantillons de 2,5 à 3 kg à des profondeurs de 50 à 60 m sous la couche organique. L'échantillonnage du sol de 2019 et 2020 a été basé sur des puits d'environ 50 cm de profondeur, desquels un échantillon de 1 kg était extrait dans l'horizon pisolithique en dessous de la couche organique.

Tous les échantillons étaient recueillis et transportés à la base-vie le jour même sous la supervision d'un géologue de terrain.

Les échantillons de la campagne de 2009-2010 ont été envoyés à SGS pour être analysés. Les échantillons de la campagne de 2019-2020 ont été analysés par le Bureau Veritas à Abidjan.

Des échantillons de contrôle qualité insérés à la base-vie, sous la supervision du géologue de Projet, y compris échantillons de référence et blancs, donnent une confirmation adéquate de la fiabilité de la préparation des échantillons et de leur analyse pour l'échantillonnage du sol 2019-2020.

Figure 9-1 Distribution de l'échantillonnage du sol

Source : Montage, février 2021

9.3 Tranchées

Neuf tranchées totalisant 4 155 m ont été achevées en 2010, suivies de trois tranchées (610 m) excavées en 2013. Le contrat pour excavation de tranchées a été confié aux jeunes de la communauté de Fadiadougou. Les tranchées ont été creusées à la main, généralement avec une largeur de 1 m et une profondeur moyenne de 3 m ou 3,5 m dans certaines sections. Les excavations s'arrêtaient en général à la zone d'argile marbrée, n'exposant que rarement les saprolites.

Les géologues de terrain employés par Red Back (2010) et Sirocco (2013) ont supervisé l'échantillonnage des tranchées et effectué une cartographie, compilant des sections de tranchée détaillées (Figure 9-2).

2201 échantillons de rainure, généralement de 2 m et parfois 5 m, ont été collectés à la base de la paroi nord des tranchées. Pour chaque intervalle d'échantillonnage, le plancher était nettoyé pour éviter toute contamination, puis un échantillon de 2,0 à 2,5 kg était recueilli. Les répétitions de terrain ont été collectées régulièrement dans une seconde rainure faite le long de la ligne de l'échantillon primaire. Tous les échantillons étaient transportés à la base-vie le jour même sous la supervision d'un géologue de terrain.

Les échantillons prélevés dans les tranchées de 2010 ont été envoyés à SGS pour analyse, ceux de 2013 au Bureau Veritas. Des échantillons de contrôle qualité ont été insérés à la base-vie sous la supervision du Géologue de Projet, y compris échantillons de référence et blancs, qui donnent une confirmation adéquate de la fiabilité de la préparation des échantillons et de leur analyse.

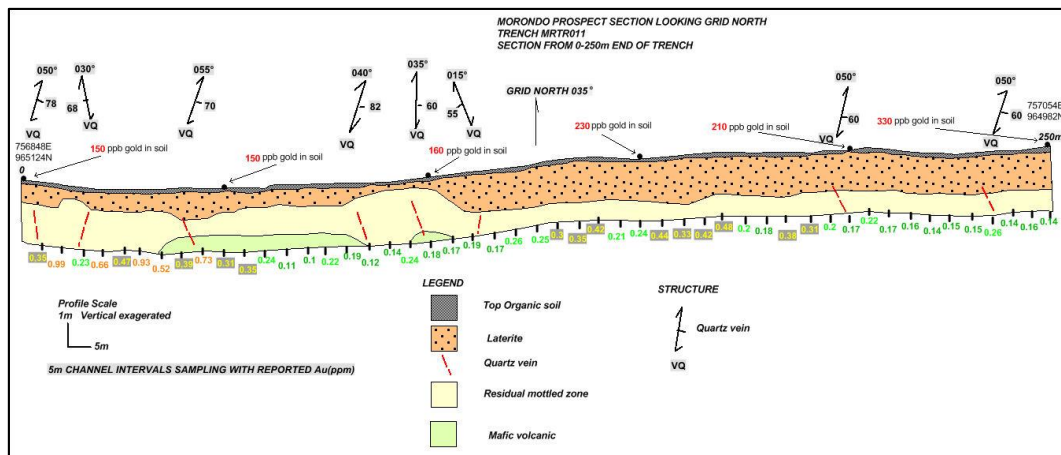
Au sont montrées les intersections significatives dans les tranchées de Koné. Les épaisseurs réelles des interceptions sont interprétées comme étant d'environ 75 % des longueurs d'intervalle.

L'échantillonnage par tranchées de Montage en 2019 a compris la collecte de 83 échantillons de deux mètres de longueur, provenant de 14 rainures creusées dans des terrassements pour la route à l'est du Permis de recherche de Morondo. Les échantillons, qui ont été soumis au Bureau Veritas pour analyse, ont donné une teneur maximale en or de 0,016 g/t et ne sont donc pas considérés comme significatifs en ce qui concerne l'exploration du Permis de recherche de Koné.

Interceptions significatives dans les tranchées de 2009 et 2010

Tranchée	Emplacement haut de trou (collier)			Longueur (m)	Azimut	Interception (m)			Au g/t Non coupée
	mE	mN	mRI			de	à	Longueur	
MRTR001	756 733	964 716	382	424	125	20	222	202	1,11
MRTR002	756 620	964 555	378	444	125	92	294	202	0,67
MRTR003	756 886	964 856	388	250	125	0	212	212	0,82
MRTR004	756 666	964 889	392	352	124	174	334	160	0,75

Figure 9-2 Exemple de coupe de tranchée annotée



Tranchée MRTR010

Source : Montage

Morondo prospect section looking north
 150 ppb gold in soil
 Grid north 035°
 Profile scale vertical exaggerated
 5 m channel intervals sampling with reported Au(ppm)

LEGEND
 Top organic soil
 Laterite
 Quartz vein
 Residual mottled zone
 Mafic volcanic
STRUCTURE
 Quartz vein

Section sur le prospect de Morondo, regardant vers le nord
 150 ppb or dans le sol
 Maille nord 035°
 Échelle verticale du profil exagérée
 Intervalle de 5 m pour échantillonnage de rainure avec Au rapporté (ppm)

LÉGENDE
 Terre végétale
 Latérite
 Veine de quartz
 Zone marbrée résiduelle
 Mafique volcanique
STRUCTURE
 Veine de quartz

9.4 Échantillonnage de puits

Au cours de 2019, Orca a complété un programme de 274 puits creusés à la main pour faire un suivi d'anomalies géochimiques de faible teneur près du gisement de Koné, et plus largement sur la zone du Permis de recherche de Morondo. Des puits ont été creusés à des espacements d'environ 50 m par 200 m à une profondeur moyenne de 5 m, et la paroi nord du puits a été échantillonnée. Les géologues d'Orca ont supervisé l'échantillonnage de puits et cartographié les puits avant leur remblayage.

628 échantillons de rainure, pour des intervalles de 0,1 à 4,5 m de longueur ont été envoyés au Bureau Veritas à Abidjan pour analyse de l'or par pyroanalyse. Les répétitions sur le terrain ont été collectées régulièrement dans une seconde rainure faite le long de la ligne de l'échantillon primaire. Tous les échantillons étaient transportés à la base-vie le jour même, sous la supervision des géologues de terrain.

Des échantillons de contrôle qualité ont été insérés à la base-vie sous la supervision du géologue du Projet, y compris échantillons de référence et blancs, donnent une confirmation adéquate de la fiabilité de la préparation des échantillons et de leur analyse.

Les échantillons de seulement trois des puits ont donné des teneurs d'or supérieures à 0,5 g/t. En raison de l'altération profonde et du régolithe rencontrés dans les fosses, ils sont interprétés comme reflétant faiblement la minéralisation du substratum, et le programme d'excavation de puits a été interrompu. La Société estime que l'échantillonnage des puits n'ajoute pas de façon significative à l'ensemble de données d'exploration et il n'est pas détaillé dans ce rapport.

9.5 Levé magnétique

En 2010, Red Back a exécuté un levé magnétique au sol sur le prospect de Koné. Un levé magnétique terrestre par magnétomètre à vapeur de césium a été exécuté, comportant 10 stations le long de lignes E-O espacées de 100 m pour 48 lignes-kilomètres. Le levé a mesuré l'intensité magnétique totale, et visait à donner des informations sur le magnétisme local lié à des masses distinctes. Les levés ont été corrigés pour la variation diurne avant leur traitement.

Les échantillons de tranchée à forte teneur en or coïncident de manière générale avec les traces de magnétite. Pour tenter de délimiter les zones de magnétite associées à la magnétite de minéralisation d'or, des relevés de sensibilité ont été faits à des intervalles de 2 m le long des intervalles d'échantillonnage des tranchées. Ces relevés étaient très variables, ce qu'on attribue à la faible superficie testée.

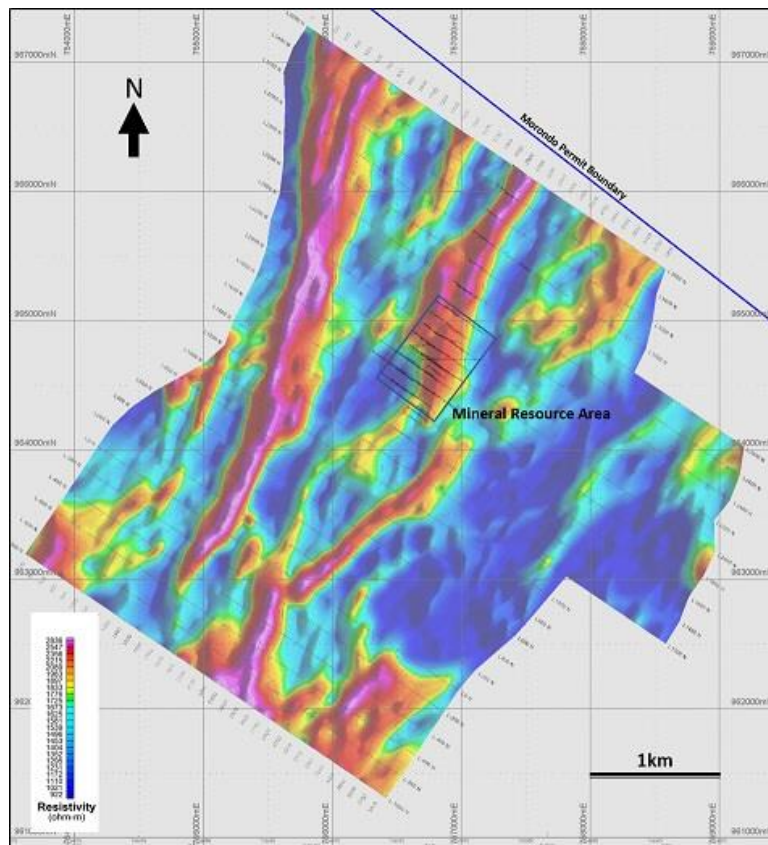
Les résultats sont dominés par trois pics magnétiques de direction est-ouest, qui sont considérés comme cartographiant l'étendue de la cuirasse cimentée de surface. Ces résultats sont donc d'une utilité limitée.

9.6 Levé de polarisation induite en configuration gradient

Un levé de polarisation induite en configuration gradient a été réalisé au début de 2019 sur 104 lignes-kilomètres couvrant la zone des ressources de Koné.

Le levé a utilisé un espacement des lignes de 200 m et un espacement des électrodes de 25 m. Comme le montre la Figure 9-3, le levé a réussi à cartographier les différents domaines géologiques de la zone de ressources de Koné, la résistivité prouvant être un composant particulièrement utile pour la cartographie de l'hôte de la minéralisation intrusive.

Figure 9-3 Levé par polarisation provoquée



Résistivité apparente

Source : Montage, août 2021

Morando Permit Boundary
 Mineral resource area
 Resistivity (ohm-m)

Limite du Permis de Morando
 Zone de la ressource minérale
 Résistivité (ohm-m)

10 FORAGE

10.1 Introduction et résumé

Comme résumé dans le Tableau 10-1, les informations de forage disponibles pour Koné totalisent à ce jour 353 trous de forage à circulation inverse (RC) et 50 trous de forage au diamant pour 50 017 m. Les mètres RC présentés au Tableau 10-1 pour les forages de 2019 à 2020 dans la zone de Koné comprennent 493,3 m pour sept trous forés au diamant avec pré-colliers.

En sus des forages RC et au diamant dans la région de Koné utilisés pour les estimations des ressources minérales, le forage de Montage à Koné a inclus des forages RC de reconnaissance peu profonds testant des cibles d'exploration à faible profondeur, identifiées par échantillonnage de sol et de copeaux de roche, et 41 trous forés au diamant pour recherches géotechniques, pour lesquelles seulement quatre trous ont été analysés pour la présence d'or. La modélisation des ressources n'est pas basée sur les informations provenant de ces sondages.

Les parties centrales de la minéralisation actuellement interprétée à Koné ont été en général testées par des traverses espacées de 50 m (125° UTM) par forage RC, et des trous au diamant inclinés vers le sud-est à environ 55 degrés. Ces trous sont généralement espacés d'environ 50 m, occasionnellement 25 m, le long des traverses, chaque traverse s'étendant à des profondeurs entre 60 et 490 m.

Bien qu'assurés par différentes sociétés, les procédures de terrain et le personnel clé ont été uniformes dans toutes les phases de forage de Morondo, garantissant ainsi la cohérence de la méthodologie d'échantillonnage. Toutes les activités d'échantillonnage sur le terrain ont été supervisées par des géologues de terrain, utilisant les méthodes standard de l'industrie pour l'échantillonnage et la consignation géologique.

Les informations disponibles pour démontrer la représentativité des échantillons du RC et du carottage au diamant à Morondo incluent les journaux sur l'état des échantillons RC, le poids des échantillons RC récupérés et les mesures de récupération de carottage.

Les mesures de contrôle qualité adoptées pour le forage RC et le forage au diamant de Morondo ont établi que l'échantillonnage est représentatif et exempt de tout biais, ou de tout autre facteur qui pourrait avoir une incidence importante sur la fiabilité de l'échantillonnage. À mesure que l'évaluation du Projet de Koné se poursuit et que des estimations de ressources ayant une confiance plus élevée sont recherchées, des enquêtes supplémentaires sur la fiabilité des échantillons peuvent être justifiées.

Les forages de reconnaissance RC réalisés en 2019 ont porté sur la zone générale entourant la minéralisation de Koné et ont donné plusieurs anomalies de faible teneur (<0,2 g/t Au). Les forages de reconnaissance de 2020 ont ciblé le prospect de Petit Yao et recoupé des zones minéralisées étroites. Les forages de reconnaissance de 2021 ont testé la minéralisation potentielle au sud de la région de Koné sans résultats significatifs et a également ajouté un forage sur le prospect de Petit Yao sous forme de forages RC peu profonds et d'un court programme de sondages RC plus profonds qui ont rencontré plusieurs intercepts minéralisés.

Tableau 10-1 Campagnes de forage de Koné

Société	Phase	Sondages			(m)		
		RC	Diamant	Total	RC	Diamant	Total
Red Back	2010 Zone de Koné	8	-	8	943,0	-	943,0
Sirocco	2013 Zone de Koné	43	-	43	3 341,0	-	3 341,0
Orca	2017 - 2018 Koné area	64	2	66	13 360,0	527,8	13 887,8
Montage	2019 – 2020 Reconnaissance	152	-	152	6 153,0	-	6 153,0
	2019 – 2020 Zone de Koné	96	43	139	10 297,3	16 256,9	26 554,2
	2019 – 2020 Géotechnique	-	7	7	-	956,5	956,5
	2021 Reconnaissance	42	-	42	3 629,0	-	3 629,0
	2021 Géotechnique	-	30	30	-	984,6	984,6
	2021 Zone de Koné – analysé	134	94	228	17 604,0	37 918,7	55 522,7
	2021 Zone de Koné – non analysé	-	7	7	-	2 146,6	2 146,6
Sous-total forage de ressources		345	139	484	45 545,3	54 703,4	100 248,7
Total		539	183	722	55 327,3	58 791,1	114 118,4

Le Tableau 10-2 présente le nombre et la proportion de composites des jeux de données d'estimation du domaine minéralisé analysés, dans le volume de minéralisation classé comme Indiqué ou Inféré dans la fosse optimale, contraignant l'estimation des ressources minérales (MRE), par type de forage et par année. Ce tableau fournit une indication de la contribution relative des essais de chaque laboratoire aux estimations des ressources minérales.

Tableau 10-2 Ensemble de données d'estimation des composites du domaine minéralisé dans le volume de ressource par groupe de forage

Année	Nombre de composites			Proportion de composites		
	RC	Diamant	Total	RC	Diamant	Total
2010	316	-	316	1 %	-	1 %
2013	1 336	-	1 336	5 %	-	5 %
2017	1 070	-	1 070	4 %	-	4 %
2018	4 079	233	4 312	14 %	1 %	15 %
2019	825	818	1 643	3 %	3 %	6 %
2020	2 109	4 024	6 133	7 %	14 %	21 %
2021	3 786	10 047	13 833	13 %	35 %	48 %
Total	13 521	15 122	28 643	47 %	53 %	100 %

10.2 Forage à circulation inverse (RC) à Koné

10.2.1 Procédures de forage et d'échantillonnage

Les appareils de forage RC (Figure 10-1) utilisent en général des trépan d'échantillonnage de front de taille de 140 mm (5,5 pouces). Des échantillons ont été prélevés sur des intervalles de 1 m à partir de la base du cyclone en utilisant une procédure systématique, adoptée pour la manipulation des échantillons, du prélèvement au niveau du cyclone jusqu'à l'expédition en laboratoire, comme suit :

- Chaque échantillon de mètre collecté dans le cyclone est placé dans un nouveau sac à échantillons en plastique de 55 x 100 cm, étiqueté avec le numéro de trou et l'intervalle, pesé sur le site de l'appareil de forage, avec son poids enregistré sur la fiche de contrôle du forage.
- L'échantillon de vrac est alors passé dans un diviseur à riffles à trois niveaux, et un sous-échantillon primaire « original » d'environ 3 kg est placé dans un sac en plastique qui est ensuite scellé.
- L'échantillon de vrac est alors passé dans le diviseur à riffles une seconde fois, pour produire un échantillon d'archive d'environ 3 kg et l'échantillon de vrac est stocké dans le sac d'origine.
- Les duplications sont recueillies en faisant passer l'échantillon de vrac dans le diviseur à riffles pour la troisième fois, produisant un autre sous-échantillon d'environ 3 kg.
- Chaque sous-échantillon est étiqueté avec un billet provenant de carnets à souche numérotés, portant le numéro de trou et l'intervalle clairement inscrits sur la souche pour référence.
- Les sacs en plastique de 100 cm x 55 cm contenant l'échantillon de vrac restant sont laissés au site de forage en lignes ordonnées.
- Le diviseur à riffles est soigneusement nettoyé à l'air comprimé entre chaque échantillon.
- Tous les sous-échantillons (original, archive et duplication) sont emportés au bureau du site à la fin du quart. Les échantillons d'archive sont stockés et les originaux et les duplications sont préparés pour leur envoi au laboratoire d'analyse.
- Toutes les pulpes de test sont retournées au bureau du site par le laboratoire et stockées pour référence ultérieure.

Les échantillons RC de 1 m sont analysés, à l'exception des échantillons sélectionnés du forage RC de 2013, qui étaient des échantillons composites relevés sur des intervalles de 2 m pour analyse.

Les géologues de terrain ont fait la diagraphie géologique de tous les trous RC sur des intervalles de 1 m avec des informations telles que types de roches, structures, types et pourcentages de veines de quartz, présence de sulfure et type et intensité de l'altération, enregistrées sur papier sur les feuilles du journal de forage. Les échantillons criblés sont gardés dans des bacs à copeaux en plastique pour référence ultérieure.

Figure 10-1 Forage à Koné en 2013



10.2.2 Levés haut de trou et en profondeur

Avant 2018, les emplacements des trous de forage étaient définis à l'aide d'un GPS portable, puis par DGPS (GPS différentiel,) et marqués d'un piquet en bois. Les appareils de forage sont alignés avec les azimuts définis à l'aide de boussoles, corrigés pour la déclinaison magnétique.

Une fois le forage terminé, un marqueur en ciment, avec le nom du trou de forage, est placé au niveau du haut de trou. Après le forage, tous les colliers ont été relevés à l'aide de l'équipement DGPS, à l'exception de deux trous RC de 2021, pour lesquels seules les coordonnées du GPS portable étaient disponibles. Les forages RC étaient des fonds de trous relevés comme suit :

- Le levé des trous de forage de 2010 est en général effectué avec un Cameq Pro Shot à un coup, à des intervalles d'environ 30 m.
- Le levé des trous de forage de 2013 est en général effectué avec un outil Reflex Ez-Trac à un coup (Reflex), à des intervalles d'environ 80 m.
- Le levé des trous de forage de 2017 a en général été effectué au Reflex, à des intervalles d'environ 40 m.
- Le levé des trous de forage RC de 2018 est en général effectué au Reflex à des intervalles d'environ 30 m
- Le levé des trous de forage 2019-2020 de Koné est en général effectué au Reflex, à des intervalles de 5 m.
- Les sondages faits à Koné en 2021 ont généralement été étudiés avec un gyroscope, à des intervalles d'environ 10 à 25 m, et moins fréquemment au Reflex, à des intervalles d'environ 10 à 35 m.

- Les levés de fond de trou n'ont en général pas été effectués dans les sondages de reconnaissance.

On juge que les trajectoires des trous ont été localisées avec une précision suffisante pour les estimations des ressources minérales et les activités d'exploration.

10.2.3 Représentativité des échantillons

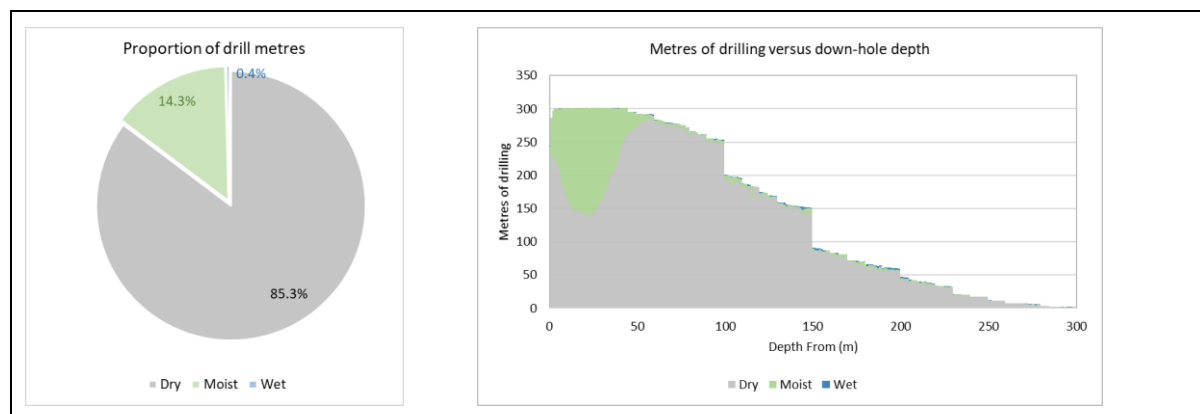
État des échantillons du forage RC

L'état d'un échantillon est un facteur important dans la fiabilité de l'échantillonnage RC, et des échantillons détremés peuvent causer un manque de représentativité, voire un biais.

Les géologues de terrain ont consigné l'état de chaque échantillon RC, et ceux-ci ont été classés par catégorie : sec, humide ou détremé. Les observations faites au cours des visites du site suggèrent que les échantillons enregistrés comme 'humides' ont en fait peu d'humidité apparente, et du point de vue de la qualité de l'échantillon, ils peuvent être effectivement considérés comme secs.

Le résumé de l'état des échantillons montré à la Figure 10-2 démontre que les échantillons humides ne représentent qu'une faible proportion du forage RC de et que toute incertitude sur la fiabilité de ces échantillons n'affecte pas de façon significative la confiance dans les estimations des ressources.

Figure 10-2 Enregistrement de l'état des échantillons pour les forages RC à Koné



Metres of drilling
 Proportion of drilling
 Depth from (m)
 Metres of drilling
 Dry
 Moist
 Wet

Mètres de forage
 Proportion de forage
 Profondeur depuis (m)
 Mètres de forage
 Sec
 Humide
 Détremé

Récupération des échantillons du forage RC

En conjonction avec les diamètres des trépan, des mesures de densité et des estimations d'humidité quand cela était possible, le poids des échantillons collectés donne une indication de la récupération d'échantillons pour le forage RC, ce qui est un facteur important pour évaluer la fiabilité de l'échantillonnage.

Le taux de récupération pour un forage RC de bonne qualité doit avoisiner les 80 %, et les récupérations estimées constamment en dessous d'environ 70 %, indiquent généralement des échantillons non représentatifs et des teneurs d'analyse significativement biaisées.

Les procédures de terrain pour les programmes de forage RC incluaient en général le pesage du matériau récupéré, avec des poids disponibles pour la plus grande partie de ce forage. Aucun poids d'échantillon n'est disponible pour les campagnes RC de 2010 et 2013, qui représentent environ 6 % des données étayant l'estimation des ressources.

La récupération de l'échantillon a été estimée pour chaque échantillon pesé à partir des diamètres des trépan fournis par Montage, avec des densités attribuées par domaine d'oxydation en utilisant les valeurs utilisées pour les estimations des ressources. Aucune estimation de la teneur en humidité n'est disponible pour les échantillons RC de Koné, et les estimations de récupération d'échantillons ne prennent pas l'humidité en compte. Selon l'expérience de l'auteur, cela risque d'entraîner une certaine surestimation des récupérations moyennes pour les échantillons oxydés et frais.

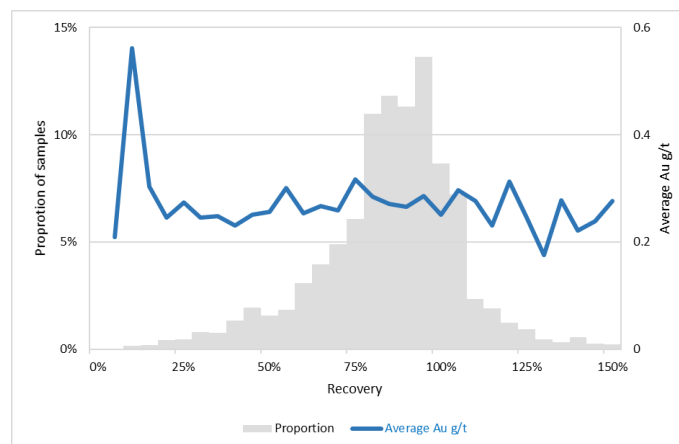
Le Tableau 10-3 résume les estimations de récupération d'échantillons RC par état d'échantillon enregistré et la Figure 10-3 indique la qualité d'or moyenne par incréments de récupération d'échantillons. Les points à noter sur ce tableau et cette figure se trouvent ci-dessous :

- Une estimation moyenne de 85 % de récupération d'échantillon est conforme à la bonne qualité du forage RC.
- Les échantillons enregistrés comme humides ou détremés donnent proportionnellement des moyennes de récupération plus faibles que les échantillons secs.
- Il n'existe pas de forte correspondance entre récupération estimée et teneur moyenne en or.

Tableau 10-3 Estimations de récupération des échantillons du forage RC

Condition d'échantillon	Nombre d'échantillons	Récupération moyenne
Sec	35 357	86 %
Humide	5 431	81 %
Détremé	148	49 %
Non défini	1 470	82 %
Total	42 406	85 %

Figure 10-3 Teneur en or /récupération pour forages RC



Proportion of drilling	Proportion de forage
Average Au g/t	Moyenne Au g/t
Recovery %	Récupération (%)
Proportion	Proportion

10.3 Forage au diamant

10.3.1 Procédures de forage et d'échantillonnage

Le forage au diamant a utilisé des carottiers triple tube lorsque c'était nécessaire pour obtenir une bonne récupération de carotte, avec généralement des passages à 3 m et des passages plus courts si nécessaire, pour optimiser la récupération de carotte. Le forage a été effectué à un diamètre PQ (diamètre de trou de 122,6 mm) jusqu'à des profondeurs d'environ 37-75 m, et à un diamètre HQ (96 mm) pour le forage plus profond. Sept trous forés en 2019 comprenaient des pré-colliers à des profondeurs de trou de 60 à 120 m.

Toute la manutention de carottes sur le site a été supervisée par un géologue de la Société. Sur le site de forage, la carotte a été directement placée dans des casiers à carotte. Quand cela était possible, la carotte a été orientée à l'aide d'un Reflex ACT III pour les programmes de 2019 et 2020. La récupération a été mesurée sur le site de forage avant livraison à la base-vie.

La manutention de carottes et les procédures de manipulation et d'échantillonnage ont inclus les étapes suivantes :

- À la fin de chaque quart la carotte est transportée au bureau du site.
- Après consignation géologique, la carotte est divisée en deux avec une scie au diamant, et des échantillons généralement prélevés à des intervalles de 1 m (0,05 m minimum) assignés par les géologues enregistreurs, en respectant les changements lithologiques.
- La demi-carotte est placée séquentiellement dans des sachets à échantillons en plastique et entreposée de manière sûre jusqu'à l'attribution des lots et leur envoi au laboratoire d'analyse.
- La carotte entière est photographiée par un appareil numérique, à l'état détrempé et à l'état sec avant d'être coupée et stockée dans des casiers à carotte en plastique au bureau du site.

Une consignation géotechnique complète de la carotte est faite sur le site de forage avant son transport au bureau du site, avec enregistrement de la récupération, de la désignation de la qualité de la roche (RQD, « rock quality designation ») de la dureté et de l'altération. Après son transport au bureau du site, la consignation géologique de la carotte de forage est faite, comportant un relevé régulier des types de roche, des subdivisions stratigraphiques, de l'altération, de l'oxydation et de la minéralisation, ainsi que la schistosité, le clivage, la formation de failles, la disposition en filons, y compris la mesure structurale de ces caractéristiques.

10.3.2 Levés des hauts de trous et en profondeur

Les emplacements des trous de forage ont été définis à l'aide d'un GPS portable, puis par GPS différentiel, et marqués d'un piquet en bois. Les appareils de forage sont alignés avec les azimuts définis à l'aide de boussoles, corrigés pour la déclinaison magnétique.

Une fois le forage terminé, un marqueur en ciment, avec le nom du trou de forage, est placé au niveau du haut de trou. Après le forage, tous les collets de forage ont été relevés à l'aide d'un DGPS, avec levés de fond de trous comme suit :

- Le levé des trous de forage de 2017 a en général été effectué au Reflex, à des intervalles d'environ 30 m
- Les sondages de 2019, 2020 et 2021 ont généralement été étudiés avec un gyroscope à des intervalles d'environ 5 m et les informations sont disponibles pour 22 des trous de 2021, y compris les levés Reflex initiaux, seulement exécutés avec de grands intervalles.

L'opinion de l'auteur est que les trajectoires des trous ont été localisées avec une précision suffisante pour les estimations des ressources minérales et les activités d'exploration.

10.3.3 Représentativité des échantillons

Pour apporter une base cohérente à l'analyse, les récupérations de carotte mesurées pour les carottages de 0,1 m à 6,0 m disponibles pour tous les sondages au diamant de la zone de la ressource, ont été regroupées à des intervalles de 3 m, reflétant la longueur dominante. Les données excluent les informations concernant les sondages géotechniques au diamant non testés, qui ne sont pas utilisées dans la modélisation des ressources minérales.

Les récupérations pour ces intervalles sont en moyenne de 99,0 % (Tableau 10-4), avec seulement 5 % environ de composites donnant des récupérations inférieures à 90 %. Ces taux sont conformes à l'expérience de l'auteur en matière de forage au diamant de haute qualité.

Tableau 10-4 Récupération de carotte pour composites de 3 m provenant du forage au diamant

Zone	Nombre	Minimum	Moyenne	Maximum
Oxyde	1 574	17,33 %	89,79 %	140,33 %
Transition	783	43,89 %	95,97 %	128,67 %
Frais	17 057	50,00 %	99,98 %	174,82 %
Total	19 414	17,33 %	98,99 %	174,82 %

10.4 Forage à circulation inverse (RC) de reconnaissance

Les trous de reconnaissance RC étaient inclinés à 50 ou 55°, à des orientations et des espacements reflétant des directions de minéralisation locale identifiées et l'échantillonnage d'exploration précédent. L'espacement des trous varie de 20 m (rarement) à environ 200 m d'espacement des traverses.

Ces forages exploratoires de 2019 et 2020 ont permis de tester plusieurs cibles d'exploration identifiées par échantillonnage du sol et au marteau. Les forages terminés en 2019 ont porté sur la zone générale entourant la minéralisation de Koné et ont donné plusieurs anomalies de faible teneur (< 0,20 g/t Au). Les forages de reconnaissance de 2020 ont ciblé le prospect de Petit Yao et recoupé des zones minéralisées étroites.

Les forages de reconnaissance RC ont inclus 18 trous pour 1823 m, ciblant une minéralisation potentielle au sud de la région de Koné sans résultats significatifs, et 24 trous dans la zone de Petit Yao. Les forages de Petit Yao, qui comprenaient 1832 m de forage peu profond, avec des profondeurs de trous moyennes de 39 m, et le forage RC plus profond de 1806 m jusqu'à une profondeur de 114 m a coupé plusieurs intersepts minéralisés.

D'une façon générale, les forages à circulation inverse (RC) de reconnaissance n'incluaient pas des procédures aussi rigoureuses pour les levés, l'échantillonnage et les essais que celles des forages de ressource. L'auteur du présent rapport approuve cette approche et la considère comme adéquate pour ce type de forage.

11 PRÉPARATION DES ÉCHANTILLONS, ANALYSE ET SÉCURITÉ

11.1 Introduction et résumé

Pour le commentaire de l'échantillonnage de terrain, de la préparation des échantillons et de leur analyse, l'échantillonnage et les analyses sont subdivisés comme suit :

- **Échantillonnage exploratoire**, comprenant échantillons de sol, de tranchées et de puits
- **Forage RC et diamant dans la zone de Koné**, sur lesquels sont basées les estimations des ressources minérales.
- **Forage de reconnaissance** testant plusieurs cibles d'exploration identifiées par échantillonnage de sol et échantillonnage au marteau dans la zone de Morondo. Ces forages n'incluent pas des procédures aussi rigoureuses pour les levés, l'échantillonnage et les essais que pour les forages de ressources.

Dans ce rapport, les références au personnel « interne » font référence au personnel directement employé par Red Back, Orca ou Montage, respectivement, reflétant les changements des maîtres d'ouvrage du Projet. Différentes sociétés en ont assuré la direction, mais les procédures de terrain et le personnel clé ont été uniformes dans toutes les phases de forage de Koné, garantissant ainsi la cohérence de la méthodologie d'échantillonnage. Les procédures de présentation et de sécurité des échantillons ont été uniformes pour toutes les phases d'échantillonnage.

La préparation et les essais pour l'or des échantillons provenant des forages et de l'échantillonnage exploratoires de Koné ont été faits par des laboratoires privés indépendants. Ces laboratoires sont indépendants du demandeur et fournissent des prestations conformément aux arrangements commerciaux standard de l'industrie. Les analyses effectuées par le personnel interne se sont limitées aux mesures de densité par immersion par les employés d'Orca et de Montage. Le personnel de Red Back n'a exécuté aucune analyse.

Toutes les activités d'échantillonnage sur le terrain ont été supervisées par des géologues de terrain, utilisant les méthodes standard de l'industrie pour l'échantillonnage et la diagraphie géologique.

Toutes les procédures d'échantillonnage et d'analyse ont inclus des contrôles d'assurance qualité/contrôle qualité (QA/QC), la surveillance de la reproductibilité et de l'exactitude de la préparation des échantillons et des essais, conformes à l'expérience de l'auteur en matière des bonnes pratiques standard dans l'industrie. Cela a inclus l'envoi de blancs grossiers et d'échantillons de référence, de même que des analyses répétées interlaboratoires.

La manipulation, l'échantillonnage, le transport, l'analyse et le stockage des échantillons ainsi que la documentation des résultats analytiques sont conformes à l'expérience de l'auteur en matière de bonnes pratiques standard de l'industrie.

L'auteur de ce rapport considère que les mesures de contrôle qualité adoptées pour l'échantillonnage d'exploration et les analyses des forages de Koné ont établi que le sous-échantillonnage de terrain et les essais sont représentatifs et exempts de tout biais, ou de tout autre facteur qui pourrait avoir une incidence importante sur la fiabilité de l'échantillonnage et des analyses.

L'auteur estime que les procédures de préparation des échantillons, de sécurité et analytiques adoptées pour le forage de Koné, constituent une base adéquate pour les estimations de ressources minérales et les activités d'exploration.

11.2 Procédures de soumission des échantillons et sécurité

Pour tous les types d'échantillons, la manipulation et le sous-échantillonnage ont été entièrement supervisés par des géologues internes. Avant leur ramassage par le personnel du laboratoire, toutes les étapes de collecte et de transport des échantillons ont été supervisées par du personnel interne. Aucun autre personnel n'a été autorisé à accéder sans supervision aux échantillons avant leur ramassage par le personnel du laboratoire.

Les procédures courantes de manipulation des échantillons de sol, tranchées et forages RC sont les suivantes :

- Le personnel interne transporte les échantillons de sol, de tranchée et de forage RC directement à l'installation de stockage des échantillons à Fadiadougou ; les échantillons y sont rangés en séquences (Figure 11-1) et les échantillons d'archives sont séparés et stockés.
- La carotte est apportée au bureau du site par des employés internes et, après consignation géologique, elle est échantillonnée, et les échantillons sont traités de façon cohérente au regard des autres types d'échantillons.
- Les duplications de terrain, normalement collectées par les forages RC et diamant, ont été prélevées et analysées dans le même lot que les échantillons originaux, fournissant une indication de la reproductibilité des procédures de sous-échantillonnage de terrain et de la vérification d'une possible affectation erronée des échantillons, par le personnel de terrain, du laboratoire ou au cours de la compilation de la base de données.
- Des « blancs grossiers » (échantillons témoins), comprenant des échantillons de granite non minéralisé collectés dans un puits situé en dehors de la zone minéralisée, ont été insérés dans des séquences d'échantillons à des intervalles prédéfinis. Ces témoins, qui étaient des échantillons aveugles dans les essais de contamination en laboratoire pendant la préparation des échantillons, fournissent un contrôle pour une possible mauvaise affectation des échantillons par le personnel de terrain, du laboratoire et pendant la compilation de la base de données.
- Des échantillons de référence certifiés ont été insérés dans des séquences d'échantillons à des intervalles prédéfinis. Les résultats de ces échantillons de référence, préparés par Rocklabs Ltd à Auckland (Rocklabs), Ore Research & Exploration P/L à Perth (OREAS), en Australie-Occidentale ou Geostats Pty Ltd (Geostats), fournissent une indication de la précision des essais.
- Des échantillons de référence certifiés et des blancs grossiers ont été insérés dans la séquence d'échantillons à des intervalles prédéfinis.
- Tous les échantillons ont été emballés dans des sacs en polytissé et scellés avec des liens en plastique pour leur transport au laboratoire d'analyse.

- Un formulaire de soumission d'échantillon détaillant les séquences des numéros d'échantillon et spécifiant les méthodes analytiques a été préparé pour chaque lot. Un formulaire de soumission sur papier accompagnait les échantillons soumis, et une copie électronique a été envoyée au laboratoire.

Les échantillons soumis au Bureau Veritas à Abidjan ou SGS à Yamoussoukro pour analyse ont été livrés au laboratoire par le personnel interne. Les échantillons analysés par Intertek ont été collectés au bureau de site à Fadiadougou par le personnel d'Intertek

Figure 11-1 Organisation des échantillons et installation de stockage de Fadiadougou



11.3 Laboratoire d'analyse primaire

Les échantillons primaires provenant de l'échantillonnage et du forage exploratoire de Koné ont été soumis à l'un des trois laboratoires privés pour analyse de la teneur en or (Tableau 11-1). Le statut de chacun de ces laboratoires au regard de leur accréditation est résumé ci-dessous. La préparation des échantillons et les procédures d'analyse pour chaque phase d'échantillonnage et chaque laboratoire sont décrites dans les paragraphes suivants.

Pour les échantillons soumis à SGS, la préparation des échantillons a été effectuée par SGS à Yamoussoukro en Côte d'Ivoire, avec analyse au laboratoire SGS à Tarkwa au Ghana, ou occasionnellement à SGS Ouagadougou au Burkina Faso. Les installations de préparation de SGS et les laboratoires d'analyse de Yamoussoukro, Tarkwa et Ouagadougou ne sont accrédités par aucune autorité d'accréditation reconnue. Les prestations de SGS incluent des protocoles d'assurance-qualité alignés sur la norme ISO 17025.

Toute la préparation et les analyses d'échantillons confiées à Bureau Veritas ont été faites par le Bureau Veritas à Abidjan en Côte d'Ivoire. Le Bureau Veritas d'Abidjan n'est pas accrédité par une autorité d'accréditation reconnue. Le laboratoire fonctionne sous l'accréditation ISO 17025 de Bureau Veritas Vancouver, approuvée par le Conseil Canadien des normes.

Toute la préparation et les analyses d'échantillons confiées à Intertek ont été faites par Intertek Minerals Ltd (Intertek) à Tarkwa au Ghana. En décembre 2017, Intertek a été accrédité par le Système national d'accréditation de l'Afrique du Sud (SANAS) conformément à la norme ISO/IEC 17025:2005 (numéro d'accréditation de l'installation T0796). Cette accréditation atteste d'une compétence technique d'une portée définie, et du fonctionnement d'un système de gestion de la qualité.

Tableau 11-1 Laboratoires d'analyse par étape d'échantillonnage

Année	Sol/fosse	Tranchées	Forage RC reconnaissance	Forage RC à Koné	
				RC	Diamant
2009-10	SGS	SGS	-	BV	-
2013	-	BV	SGS	-	-
2017	-	-	-	BV	-
2018	-	-	-	INT	BV
2019	BV	BV	BV	BV	-
2020-21	BV	-	BV/INT	BV/INT	BV/INT

Légende SGS : SGS, BV : Bureau Veritas, INT : Intertek

11.4 Échantillonnage exploratoire

11.4.1 Échantillonnage du sol

Tous les échantillons de sol sont recueillis et transportés à la base-vie le jour même, sous la supervision d'un géologue de terrain.

Les échantillons collectés au cours de l'échantillonnage à la tarière de 2009 et 2010 ont été analysés par SGS. La préparation de tous les échantillons a été faite par SGS Yamoussoukro. Une fois vérifiés et séchés, les échantillons ont été pulvérisés jusqu'à 90 % passant à 75 microns. Les échantillons pulvérisés ont ensuite été transportés par SGS à leur laboratoire de Tarkwa pour analyse par pyroanalyse de 50 g avec digestion par eau régale et extraction par diisobutyl cétone (DIBK), avec détermination par spectrométrie d'absorption atomique (SAA) à une limite de détection de 1 ppb.

La préparation et l'analyse des échantillons du programme d'échantillonnage des sols de 2019 ont été effectuées par le Bureau Veritas à Abidjan en Côte d'Ivoire, en utilisant des méthodes de préparation et d'analyse des échantillons conformes à celles utilisées par SGS pour l'échantillonnage des sols en 2009 et 2010.

Des échantillons de contrôle qualité ont été insérés dans des séquences d'échantillonnage du sol, à la base-vie, sous la supervision du géologue de Projet. Des blancs grossiers et des échantillons de référence certifiés par Geostats ont été mis dans des lots d'échantillons de sol de 2019, à une fréquence moyenne d'environ 1 référence ou blanc pour 77 échantillons primaires pour les deux types.

Les résultats des essais pour les blancs grossiers et les échantillons de référence Rocklabs (2009-10) et Geostats (2019-20) inclus dans les lots d'échantillons de sol fournissent une confirmation adéquate de la fiabilité de la préparation et de l'analyse des échantillons (Tableau 11-2).

Tableau 11-2 Blancs grossiers et échantillons de référence inclus dans les échantillons de sol

Blancs grossiers				
Groupe d'analyse	Nombre échantillons	Analyse or (ppb)		
		Minimum	Moyenne	Maximum
2009-10 SGS	137	1	5,92	29
2019 Bureau Veritas	77	1	1,16	3
Échantillons de référence avec cinq autres essais				
Échantillon référence	Nombre échantillons	Analyse or (ppb)		Moy. par rapport à attendus
		Attendu	Moy. essais	
GLG305-1	5	101,6	99,8	-2 %
GLG305-3	5	55,5	52,4	-6 %
GLG310-3	10	119,3	113,5	-5 %
GLG313-5	10	83,4	66,7	-20 %
GLG908-4	13	65,9	64,0	-3 %
GLG910-2	13	24,7	21,6	-13 %
GLG914-3	5	205,8	205,2	0 %
GLG916-1	12	5,1	8,6	70 %
OXA26	38	79,8	82,4	3 %
OXA45	27	81,1	99,3	22 %
OXD43	5	401	462	15 %
OXD57	33	413	407	-1 %
OXE42	8	610	605	-1 %
OXE56	24	611	592	-3 %

11.4.2 Tranchées

Les échantillons de tranchées de 2009-2010 ont été envoyés à SGS pour être analysés. La préparation de ces échantillons a été faite par SGS Yamoussoukro. Une fois vérifiés et séchés, les échantillons ont été pulvérisés jusqu' à 90 % passant à 75 microns. Les échantillons pulvérisés ont ensuite été transportés par SGS à leur laboratoire de Tarkwa pour analyse par pyroanalyse de 50 g avec digestion par eau régale et extraction par diisobutyl cétone (DIBK), avec détermination par spectrométrie d'absorption atomique (SAA) à une limite de détection de 1 ppb.

Des échantillons des tranchées de 2013 ont été analysés par Bureau Veritas en utilisant des méthodes de préparation et d'analyse d'échantillons conformes à celles utilisées par SGS.

Les résultats des analyses pour les blancs grossiers inclus dans des lots d'échantillons de tranchée à une fréquence moyenne d'environ un blanc pour 18 échantillons primaires sont résumés dans le , et une valeur de la moitié de la limite de détection est allouée aux échantillons qui sont en dessous de la limite de détection de 0,01 g/t. Ce tableau démontre que les essais sur les blancs grossiers donnent des teneurs en or très faibles par rapport à la minéralisation typique de Morondo, sans indication de contamination significative ou d'attribution erronée des échantillons.

Les échantillons de référence certifiés Rocklabs ont été inclus dans des lots d'échantillons de tranchée à une fréquence moyenne d'environ 1 référence pour 45 échantillons primaires. Bien qu'il y ait comme prévu une certaine variabilité pour les échantillons individuels, les résultats moyens des analyses correspondent étroitement aux valeurs attendues : .

Tableau 11-3 Blancs grossiers et échantillons de référence inclus dans les échantillons de tranchées de 2009-2010

Blancs grossiers					
Groupe d'analyse	Nombre d'échantillons	Teneur en or (g/t)			Proportion > détection
		Minimum	Moyenne	Maximum	
2009-10 SGS	117	0,005	0,017	0,22	38 %
2013 Bureau Veritas	3	0,005	0,028	0,07	67 %
Échantillons de référence					
Référence	Nombre échantillons	Teneur en or (g/t)		Moy. par rapport à attendu	
Échantillon référence		Attendu	Moy. essais		
2010 SGS					
OXD27	10	0,416	0,422	1 %	
OXD43	4	0,401	0,418	4 %	
OXE56	4	0,611	0,640	5 %	
OXF65	10	0,805	0,835	4 %	
OXH37	3	1,286	1,337	4 %	
OXH52	13	1,291	1,347	4 %	
OXI7	3	2,384	2,360	-1 %	
Combinés	48	0,956	0,983	3 %	
2013 Bureau Veritas					
OXD27	1	0,416	0,480	15 %	
OXI67	1	1,817	1,780	-2 %	
Combinés	2	1,117	1,130	1 %	

11.4.3 Échantillonnage de puits

Les échantillons du programme de puits de 2019 ont été envoyés pour analyse au Bureau Veritas à Abidjan, en Côte d'Ivoire.

Après vérification et séchage, les échantillons ont été pulvérisés jusqu'à 90 % passant 75 à microns et analysés pour l'or par pyroanalyse de 50 g avec prélèvement de plomb, extraction par solvant et détermination de la SAA avec une limite de détection minimale de 0,01 ppm.

Des blancs grossiers et des échantillons de référence certifiés par OREAS ont été insérés dans des lots d'échantillons de sol de 2019, à une fréquence moyenne d'environ 1 pour 26 et 57 échantillons primaires respectivement, pour les deux types. Les teneurs d'or obtenues pour ces échantillons sont résumées dans le Tableau 11-3, une valeur de la moitié de la limite de détection étant attribuée aux échantillons se trouvant en dessous de la limite de détection de 0,01 g/t.

Le Tableau 11-3 démontre que les essais des blancs grossiers présentent des teneurs d'or très faibles et que les résultats moyens des essais pour les échantillons de référence correspondent étroitement aux valeurs attendues, ce qui permet de garantir la fiabilité de la préparation et de l'analyse des échantillons pour les échantillons de puits.

Tableau 11-3 Blancs grossiers et échantillons de référence inclus dans les échantillons de puits de 2019

Blancs grossiers					
Groupe d'analyse	Nombre échantillons	Teneur en or (g/t)			Proportion > détection
		Minimum	Moyenne	Maximum	

2019 SGS	24	0,005	0,006	0,020	13 %
Normes de référence					
Échantillon référence	Nombre échantillons	Teneur en or (g/t)		Moy. par rapport à attendu	
		Attendu	Moy. essais		
OREAS-214	2	3,030	2,945	-3 %	
OREAS-251	9	0,504	0,502	0 %	
Combinés	11	0,963	0,946	-2 %	

11.5 Forage RC et diamant à Koné

11.5.1 Préparation et analyse des échantillons

Plusieurs laboratoires privés ont procédé aux analyses primaires des échantillons provenant du forage RC et du forage au diamant dans la région de Koné, qui constituent la base de l'estimation actuelle des ressources minérales (Tableau 11-1). Le Tableau 11-1 présente le nombre et la proportion des composites de l'ensemble des données d'estimation du domaine minéralisé testé, dans le volume de minéralisation classifiée comme Indiquée ou Inférée dans la fosse optimale contraignant les estimations de ressources minérales par laboratoire. Ce tableau fournit une indication de la contribution relative des essais de chaque laboratoire aux Estimations de ressources minérales.

La préparation des échantillons et les méthodes d'analyse étaient cohérentes pour tous les laboratoires et incluait les étapes suivantes :

- Chaque lot reçu a été présenté dans l'ordre, pesé et enregistré dans le système du Bureau Veritas. Les géologues internes responsables de la soumission des échantillons au laboratoire ont été informés de tout échantillon manquant, ou de tout échantillon supplémentaire non mentionné sur le formulaire de soumission, et un formulaire de remplacement ou corrigé a été préparé par le personnel interne.
- Chaque échantillon nominal de 3 kg a été passé au concasseur à mâchoires jusqu'à 80 % passant 2 mm, puis au diviseur à riffle pour produire deux sous-échantillons de 1,5 kg. Après chaque vingtième échantillon et à la fin de chaque lot d'essai, un rinçage avec un échantillon de la veine de quartz stérile a été fait pour nettoyer les plaques du concasseur.
- Un échantillon de 1,5 kg a été pulvérisé dans un broyeur à anneau jusqu'à 85 % passant à 75 microns, et un sous-échantillon de 250 g de la matière pulvérisée obtenue comme pulpe d'échantillon primaire.

Les échantillons de pulpe ont été analysés pour l'or par pyroanalyse de 50 g avec prélèvement de plomb, extraction par solvant et détermination de la SAA avec une limite de détection minimale de 0,01 ppm.

Tableau 11-4 Ensemble des données d'estimation par laboratoire d'essai

Laboratoire	Nombre de composites	Proportion de composites
ALS	1 942	7 %
Bureau Veritas	18 559	66 %
Intertek	7 669	27 %

Total	28 170	100 %
--------------	---------------	--------------

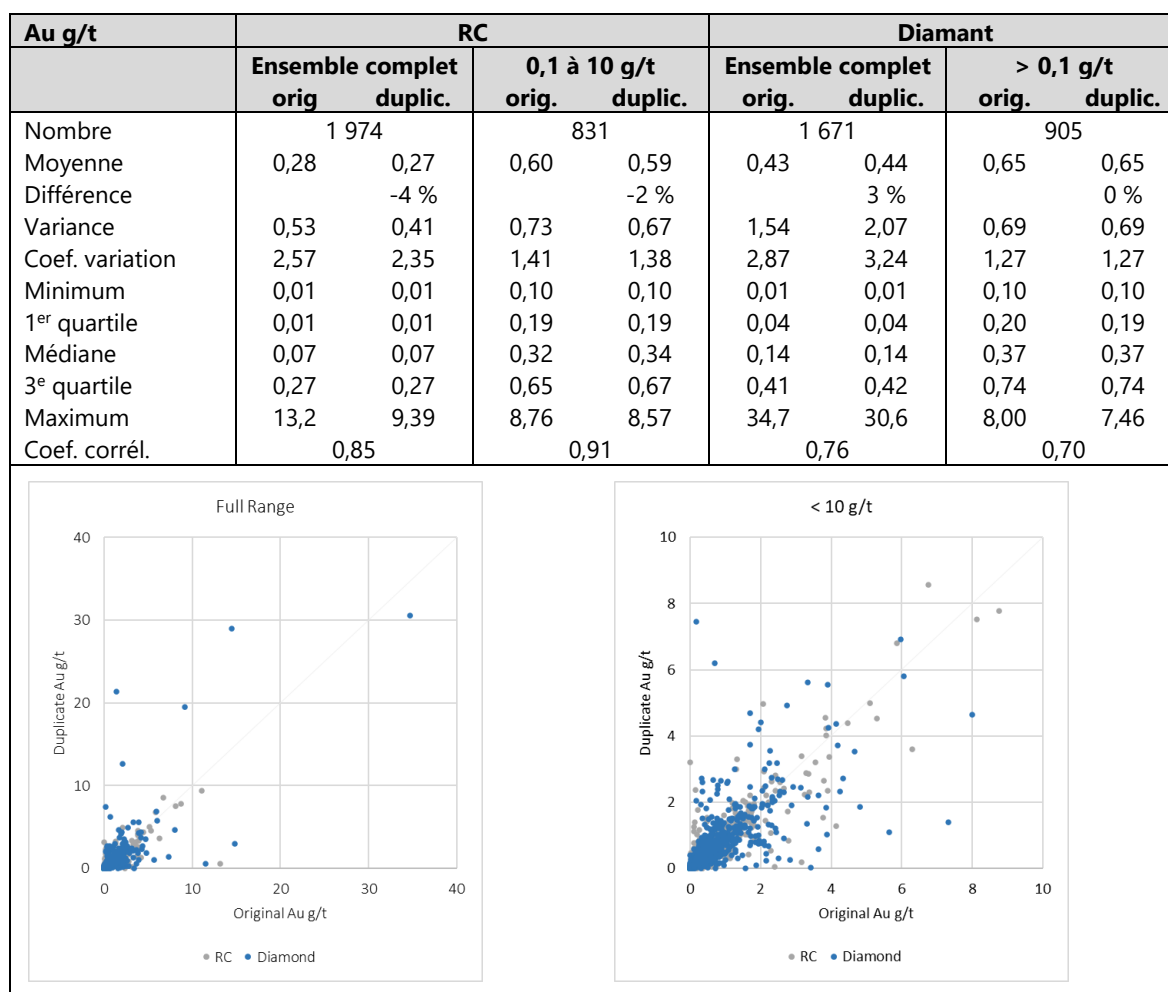
11.5.2 Surveillance habituelle de l'échantillonnage et fiabilité des essais

11.5.2.1 Duplications (terrain)

Des duplications sur le terrain ont été recueillies pour les forages RC et au diamant de Koné, à des fréquences moyennes d'environ 1 duplication par 25 échantillons primaires pour les deux types de foreuses. Les duplications de terrain ont été collectées et analysées de façon cohérente avec le même lot d'échantillons originaux.

Les statistiques sommaires et les diagrammes de dispersion dans la Figure 11-2, démontrent que bien qu'il y ait une certaine dispersion pour les paires individuelles, les résultats des essais des duplications sont généralement assez bien corrélés aux résultats originaux, démontrant l'adéquation des procédures de sous-échantillonnage sur le terrain.

Figure 11-2 Duplications de terrain pour forages RC et diamant à Koné



11.5.2.2 Blancs grossiers

Des blancs grossiers étaient régulièrement insérés dans les lots d'essais provenant de toutes les phases des forages RC et diamant à Koné, à une fréquence d'environ 1 blanc pour 22 échantillons primaires.

Les teneurs en or obtenues pour ces blancs sont résumées dans le Tableau 11-5, une valeur de la moitié de la limite de détection étant attribuée aux échantillons se trouvant en dessous de la limite de détection de 0,01 g/t. Ce tableau exclut deux échantillons anormaux provenant des forages de 2018 avec des teneurs en or de 0,56 et 1,10 g/t, et deux échantillons anormaux provenant des forages de 2018 avec des teneurs en or de 0,35 et 0,68 g/t qui semblent refléter une mauvaise allocation.

Le Tableau 11-5 démontre que les essais sur les blancs grossiers donnent des teneurs en or très faibles, par rapport à la minéralisation typique de Koné, sans indication de contamination significative ou d'attribution erronée des échantillons.

Tableau 11-5 Blancs grossiers inclus dans les échantillons des forages de Koné

Laboratoire	Nombre échantil. blancs	Teneur en or (g/t)			Proportion > détection
		Minimum	Moyenne	Maximum	
Bureau Veritas	2 517	0,005	0,01	0,05	17 %
Intertek	1 330	0,005	0,01	0,12	10 %

Laboratoire	Nombre échantil. blancs	Teneur en or (g/t)			Proportion > détection
		Minimum	Moyenne	Maximum	
SGS	129	0,005	0,01	0,04	15 %
Combinés	3 976	0,005	0,01	0,12	14 %

11.5.2.3 Échantillons de référence

Pour toutes les phases de forage RC et diamant à Koné, des échantillons de référence certifiés préparés par des fournisseurs privés d'échantillons de référence, ont été insérés dans des lots d'essais à un taux moyen d'environ 1 échantillon de référence par échantillon primaire.

Pour les programmes de forage de 2010 et 2013, les échantillons de référence étaient fournis par Rocklabs. Pour les forages de 2017 et 2018 les échantillons de référence ont été fournis par OREAS. Pour les programmes de forage de 2019, 2020 et 2021, on a utilisé les échantillons de référence d'OREAS et de Geostats. Les teneurs en or attendues pour les échantillons de référence, se trouvaient sur une fourchette de 0,3 à 6,1 g/t, couvrant la gamme des teneurs d'or typiques indiquées par les échantillons de forage de Koné.

Le Tableau 11-6 résume les résultats des essais pour les échantillons de référence insérés dans les lots d'échantillons de forage par le laboratoire d'analyse. Ce tableau excluait un petit nombre d'échantillons de référence, pour lesquels moins de cinq échantillons avaient été analysés par chaque laboratoire, et un petit nombre d'échantillons de référence pour lesquels les essais cités étaient si incompatibles avec les valeurs attendues, qu'une mauvaise allocation d'échantillon avait été suggérée. Comme le montre le Tableau 11-6, bien qu'il y ait comme prévu une certaine variabilité pour les échantillons individuels, les résultats moyens des analyses correspondent étroitement aux valeurs attendues.

Tableau 11-6 Échantillons de référence insérés avec les échantillons des forages de Koné

Laboratoire	Échantillon de référence	Nombre échantillons	Teneur en or (g/t) Attendu Moy. essais		Moy. par rapport à attendu
Bureau Veritas	G308-2	229	1,11	1,07	-5 %
	G314-1	320	0,75	0,77	4 %
	G315-4	227	0,32	0,32	0 %
	G316-6	228	1,40	1,45	3 %
	G316-8	42	6,11	6,13	0 %
	G319-2	224	3,96	4,00	1 %
	G908-4	94	0,96	0,97	1 %
	G910-10	99	0,97	0,98	1 %
	G912-7	223	0,42	0,42	1 %
	G913-2	42	2,40	2,44	2 %
	G916-2	229	1,98	2,00	1 %
	G916-4	42	0,51	0,51	0 %
	OREAS-210	61	5,49	5,46	-1 %
	OREAS-214	40	3,03	3,05	1 %
	OREAS-219	30	0,76	0,77	1 %
	OREAS-222	28	1,22	1,24	2 %
	OREAS-231	56	0,54	0,53	-3 %
	OREAS-232	35	0,90	0,89	-1 %
	OREAS-250	8	0,31	0,38	22 %
	OREAS-250b	60	0,33	0,32	-4 %
	OREAS-251	63	0,50	0,51	2 %
	OREAS-253	20	1,22	1,23	1 %
		Combinés	2 400	1,47	1,49
Intertek	G314-1	21	0,75	0,77	3 %
	G908-4	24	0,96	0,93	-4 %
	G910-10	15	0,97	0,94	-3 %
	OREAS-210	241	5,49	5,52	1 %
	OREAS-214	248	3,03	3,05	1 %
	OREAS-219	80	0,76	0,79	4 %
	OREAS-231	87	0,54	0,55	2 %
	OREAS-232	76	0,90	0,91	1 %
	OREAS-250	12	0,31	0,32	4 %
	OREAS-250b	76	0,33	0,33	0 %
	OREAS-251	51	0,50	0,51	3 %
	OREAS-253	75	1,22	1,24	2 %
	OREAS-502b	50	0,50	0,49	-2 %
	OREAS-504b	137	1,61	1,59	-1 %
		Combinés	1 193	2,26	2,27
SGS	OxH52	12	1,29	1,27	-1 %
	OxH66	12	1,29	1,28	0 %
	Oxi67	9	1,82	1,82	0 %
	SH41	10	1,34	1,31	-2 %
		Combinés	43	1,41	1,40

11.5.3 Lixiviation au cyanure et pyroanalyse avec tamisage des duplications

En août 2018, pour 59 intervalles RC ayant subi des essais initiaux chez Intertek, des duplications de terrain ont été collectées et envoyées à Intertek pour analyse de l'or par pyroanalyse sur un échantillon nominal de 50 g conforme aux essais initiaux, et une lixiviation de vrac au cyanure avec finition SAA (avec pyroanalyse sur les rejets), et pyroanalyse avec tamisage. Ces duplications ont reçu de nouveaux identificateurs et étaient des échantillons aveugles pour Intertek.

Comme le résume le Tableau 11-7, à l'exception des cinq duplications aberrantes avec des résultats qui correspondent si mal aux échantillons d'origine, qu'ils suggèrent une mauvaise allocation de l'échantillon, et une seule aberration de haute teneur, les essais sur les duplications, par les deux méthodes, correspondent en moyenne assez bien aux teneurs moyennes données par la pyroanalyse initiale. Ces résultats contribuent encore à la fiabilité des tests par pyroanalyse (FA, « fire assay ») d'Intertek.

Tableau 11-7 Autre méthode de test des duplications, comparée aux tests initiaux pour les échantillons de Koné

		Original Intertek FA	Pyro- analyse	Duplication Lix. cyanure	Pyroan. avec tamisage
Ensemble de données complet (59)	Moyenne (Au g/t) par rapport à Original par rapport aux duplications FA	1,42	1,23 -14 %	1,18 -17 % -4 %	1,10 -23 % -10 %
Aberrants exclus (54)	Moyenne (Au g/t) par rapport à Original par rapport aux duplications FA	1,21	1,32 10 %	1,26 5 % -5 %	1,19 -2 % -11 %
Aberrant et 10 g/t exclus (53)	Moyenne (Au g/t) par rapport à Original par rapport aux duplications FA	1,05	1,04 -1 %	1,08 3 % 4 %	1,01 -4 % -3 %

11.5.3.1 Contre-essais interlaboratoires

Les informations disponibles pour démontrer la précision de l'analyse de l'or primaire pour les échantillons de forage de Koné comprennent plusieurs séries de répétitions de pyroanalyse interlaboratoires. Comme indiqué ci-dessous, ces contre-essais contribuent à la précision des analyses primaires.

Août 2018 ALS Rosia Montana en Roumanie

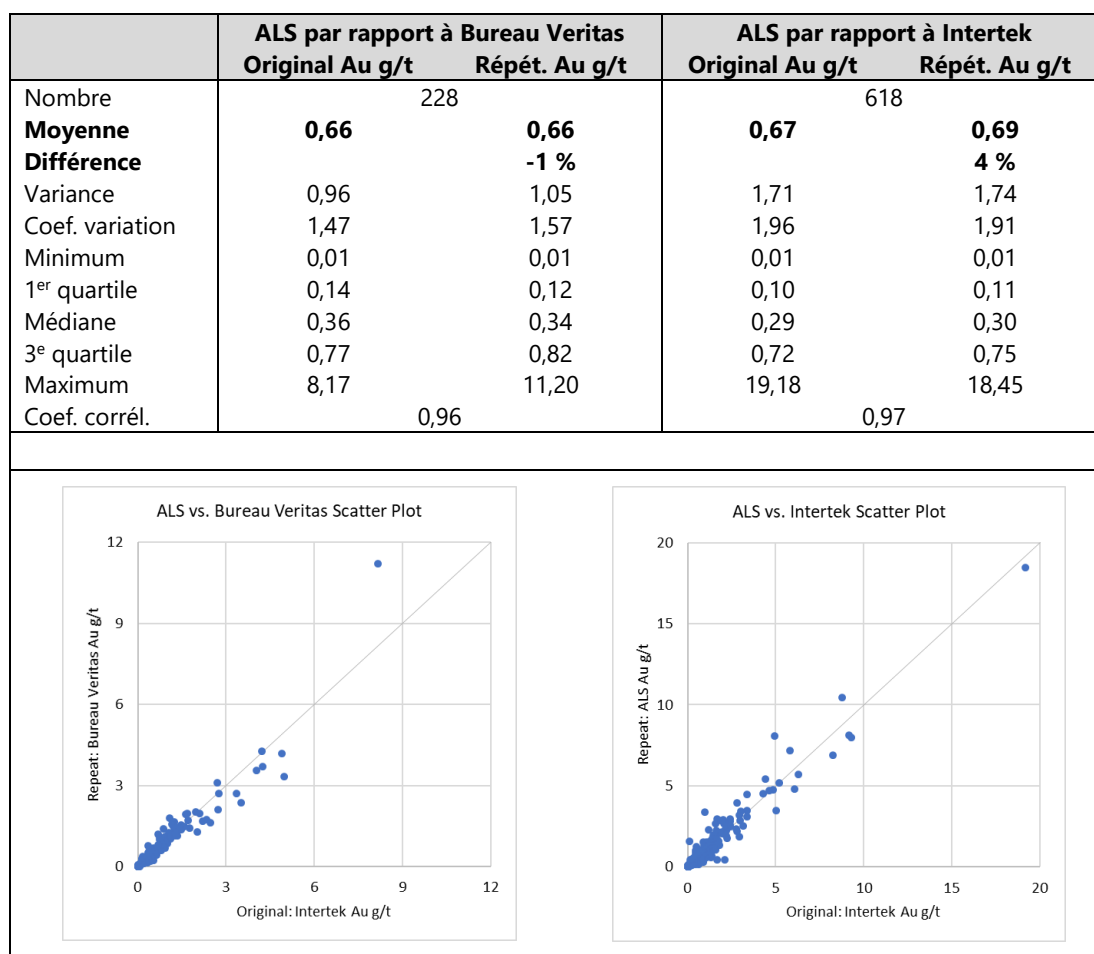
Les échantillons faisant l'objet des contre-essais d'ALS comprenaient 239 échantillons précédemment analysés par Bureau Veritas en 2017, et 649 échantillons initialement analysés par Intertek en 2018. Ces échantillons comprenaient 42 blancs grossiers pour lesquels ALS a cité de très faibles teneurs en or. Les blancs grossiers donnent très peu d'informations sur l'exactitude générale des essais initiaux, et ces résultats ont été exclus de l'ensemble de données étudiées.

En février 2016, ALS Rosia Montana a été accréditée par le Conseil canadien des normes, conformément à la norme ISO/IEC 17025:2005 (numéro d'accréditation 742).

Les statistiques récapitulatives et les diagrammes de dispersion de la Figure 11-3 démontrent que, bien qu'il existe une certaine dispersion pour des paires individuelles, les résultats des contre-essais d'ALS sont en général raisonnablement bien corrélés avec les résultats originaux, ce qui donne une confiance supplémentaire dans la précision des essais primaires du Bureau Veritas et d'Intertek.

Les raisons de la légère différence de teneur dans les contre-essais des tests d'Intertek sont incertaines. L'ampleur de cette différence n'est pas significative au stade actuel de l'évaluation du Projet.

Figure 11-3 Contre essais interlaboratoires ALS sur les échantillons de forage de Koné

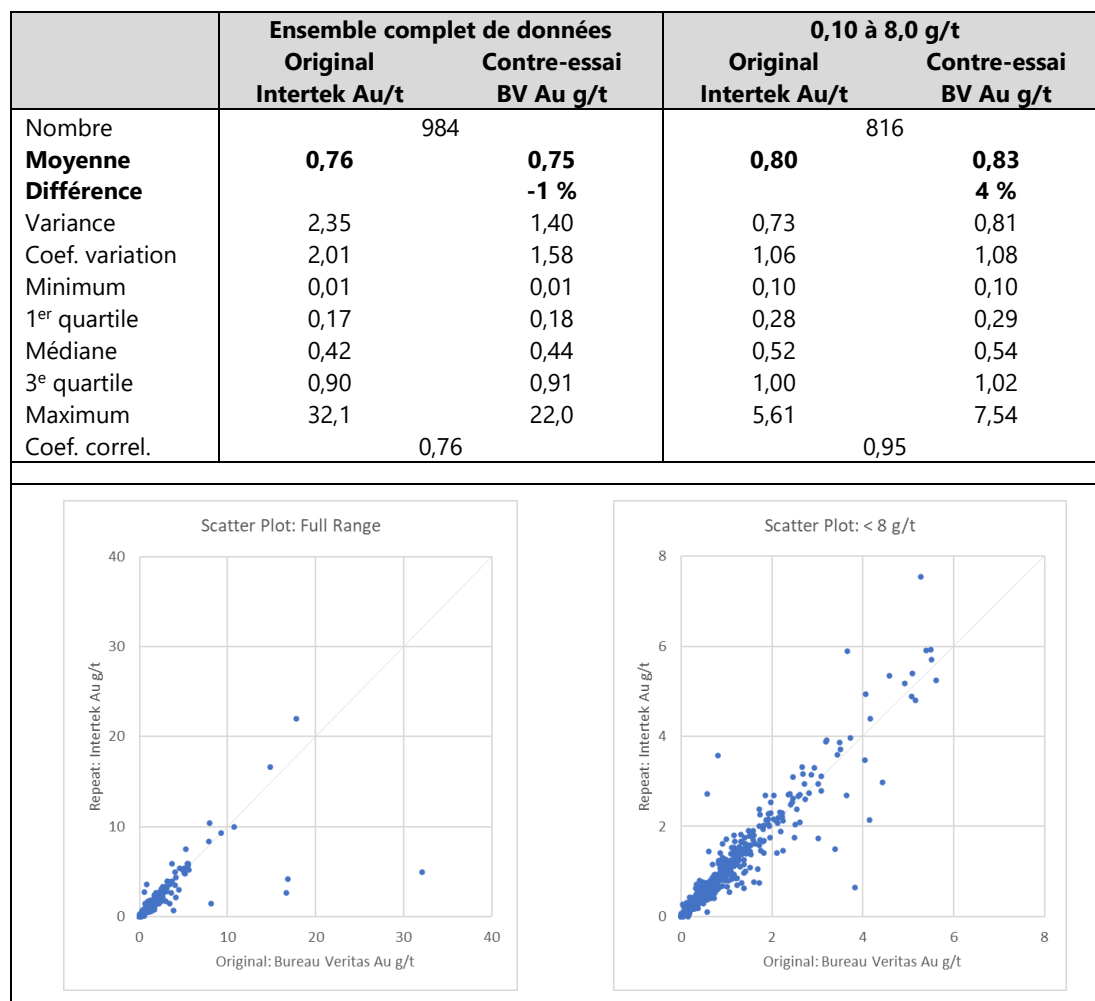


Scatter plot Diagramme de dispersion ALS par rapport à Bureau Veritas
 Diagramme de dispersion ALS par rapport à Intertek
 Repeat Répétition Bureau Veritas (Au g/t)
 Répétition ALS (Au g/t)
 Original Original : Intertek (Au g/t)

Contre-essais de Bureau Veritas en février 2021

En février 2021, 989 échantillons de pulpe avec des essais originaux d'Intertek pour l'or, ont été soumis au Bureau Veritas à Abidjan en, Côte d'Ivoire pour analyse. Comme l'ont démontré les statistiques comparatives et les tracés de dispersion dans la Figure 11-4 , à l'exception d'un petit nombre de paires de teneurs supérieures mal corrélées, les essais de Bureau Veritas correspondent généralement raisonnablement bien aux essais initiaux, confirmant la cohérence générale des résultats rapportés par les deux laboratoires d'essais primaires utilisés pour les phases ultérieures du forage à Koné.

Figure 11-4 Contre-essais interlaboratoires du Bureau Veritas sur les échantillons de forage de Koné



Contre-essais de SGS, août 2021

En août 2021, 956 pulpes d'échantillons comprenant 315 et 641 échantillons déjà analysés respectivement par Bureau Veritas et Intertek ont été analysés par SGS Ouagadougou au Burkina Faso.

Comme l'ont démontré les statistiques comparatives et le graphique de diffusion de la Figure 11-5, bien qu'il y ait une certaine variabilité pour les échantillons individuels, les contre-essais de SGS correspondent généralement bien aux essais originaux du Bureau Veritas, avec des teneurs moyennes d'or très similaires. Une caractéristique clé de ces répétitions est la moyenne relativement faible des teneurs d'or par rapport à l'ensemble de données d'estimation, et l'absence d'échantillons avec des dosages supérieurs à 2 g/t.

Figure 11-6 La Figure 11-6 compare les contre-essais de SGS avec les essais initiaux d'Intertek. Ce chiffre exclut deux paires, pour lesquelles les résultats sont si mal corrélés qu'ils suggèrent une mauvaise allocation de l'échantillon (MR461318 1,66 par rapport à 0,05 et MR457828 0,72 par rapport à 0,08 g/t). La Figure 11-6 indique que, bien que les contre-essais de SGS correspondent bien aux essais originaux, il existe une tendance générale qui fait que SGS indique des notes moyennes légèrement inférieures à celles d'Intertek. L'opinion de l'auteur est que l'ampleur de cette différence n'est pas significative au stade actuel de l'évaluation du Projet.

Figure 11-5 - Contre essais interlaboratoires de SGS sur essais du Bureau Veritas

	Ensemble complet de données		0,10 à 8,0 g/t	
	Original BV Au/t	Contre-essai SGS Au g/t	Original BV Au/t	Contre-essai SGS Au g/t
Nombre	315		175	
Moyenne	0,22	0,23	0,36	0,36
Différence		2 %		-2 %
Variance	0,07	0,07	0,08	0,08
Coef. variation	1,20	1,15	0,79	0,80
Minimum	0,01	0,01	0,10	0,10
1 ^{er} quartile	0,05	0,06	0,17	0,17
Médiane	0,13	0,14	0,26	0,26
3 ^e quartile	0,32	0,30	0,48	0,42
Maximum	1,87	1,53	1,87	1,53
Coef corré.	0,90		0,86	

Figure 11-6 Contre essais interlaboratoires de SGS sur essais d'Intertek

	Ensemble complet de données		0,10 à 20 g/t	
	Original Intertek Au/t	Contre-essai SGS Au g/t	Original Intertek Au/t	Contre-essai SGS Au g/t
Nombre	639		482	
Moyenne	0,76	0,70	0,93	0,84
Différence		-7 %		-10 %
Variance	2,58	2,90	1,48	1,41
Coef. variation	2,12	2,43	1,31	1,42
Minimum	0,01	0,01	0,10	0,10
1 ^{er} quartile	0,13	0,12	0,25	0,22
Médiane	0,33	0,32	0,50	0,46
3 ^e quartile	0,86	0,77	1,10	0,95
Maximum	29,83	33,90	14,58	15,30
Coef. corrél. .	0,98		0,97	

11.6 Forage à circulation inverse (RC) de reconnaissance

11.6.1 Préparation et analyse des échantillons

Les échantillons provenant du programme de reconnaissance RC de 2019, qui s'était essentiellement focalisé sur les parties centrales du Permis de recherche de Morondo, y compris la zone de Koné, ont été soumis au Bureau Veritas d'Abidjan en Côte d'Ivoire, pour une analyse cohérente avec les essais antérieurs des échantillons de trou de forage décrits ci-dessus, effectués par ce laboratoire.

Des échantillons provenant du forage RC de reconnaissance de 2020 qui concernait le Prospect de Petit Yao ont été soumis au laboratoire Intertek de Tarkwa au Ghana, pour analyse. Après vérification et séchage, les échantillons ont été pulvérisés jusqu'à 90 % passant à 75 microns et un échantillon de 1 kg a été analysé par extraction par lixiviation brute (BLEG, « bulk leach extractable gold ») de 12 heures et détermination par SAA, avec une limite de détection minimale de 0,01 ppm.

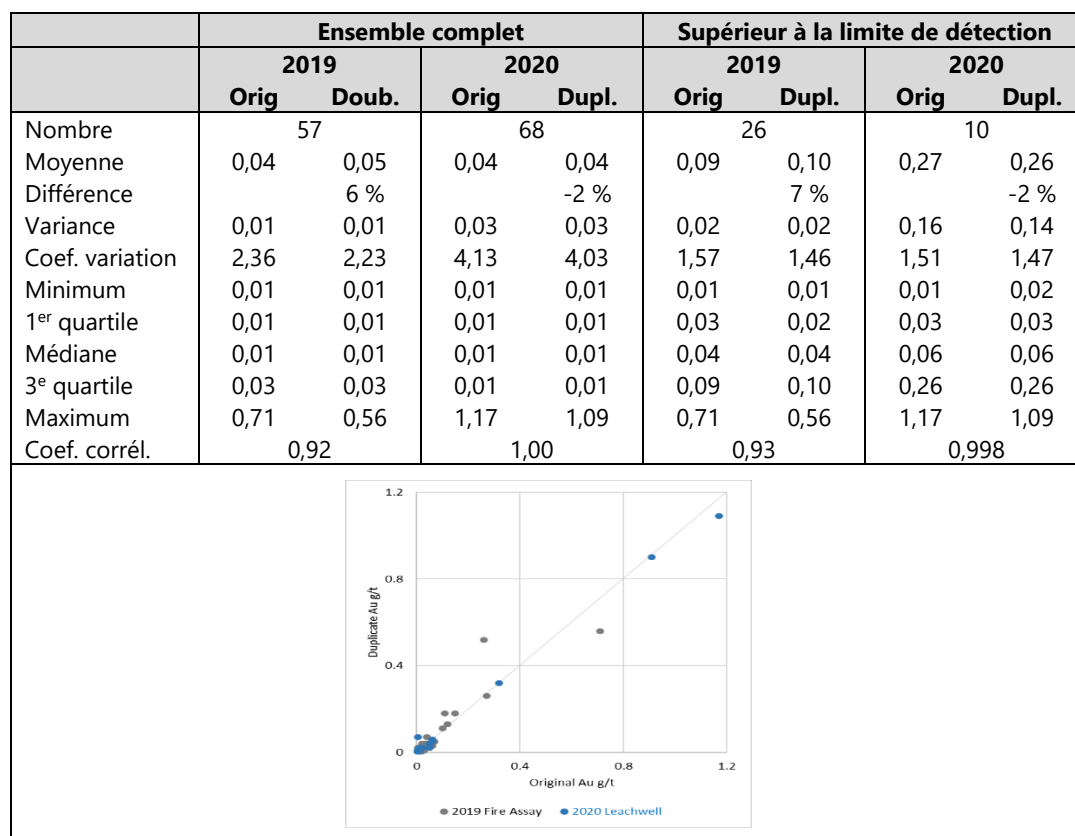
11.6.2 Surveillance de l'échantillonnage et fiabilité des essais

Duplications habituelles de terrain

Des duplications de terrain étaient habituellement collectées dans les forages RC de reconnaissance de 2019 et de 2020, à des fréquences moyennes d'environ 1 duplication pour 29 et 39 échantillons primaires respectivement. Ces échantillons étaient collectés conformément à et testés dans le même lot que les échantillons originaux, fournissant une indication de la reproductibilité du sous-échantillonnage de terrain.

Comme on pouvait s'y attendre dans un forage exploratoire RC, une grande proportion des intervalles des duplications provenant du forage RC de reconnaissance a donné des teneurs en or très faibles, avec seulement 36 sur les 125 ensembles combinés dépassant la limite de détection de 0,01 g/t. Le petit nombre de duplications à teneur en or élevées donne une indication moins fiable de la reproductibilité de l'échantillonnage que les ensembles de données disponibles pour d'autres groupes de forage.

Figure 11-7 Duplications de terrain pour forage RC de reconnaissance



Duplicate Au g/t
 2019 fire assay
 2020 LeachWell
 Original Au g/t

Duplication Au g/t
 Pyroanalyse 2019
 Essais en bouteille 2020
 Original Au g/t

Blancs grossiers et échantillons de référence

Des blancs grossiers et des échantillons de référence ont été inclus dans des lots d'échantillons provenant des forages RC de reconnaissance de 2019 et 2020 à des fréquences moyennes d'environ un échantillon par 23 et 35 échantillons primaires, respectivement. Les teneurs en or obtenues pour ces échantillons sont résumées dans le Tableau 11-8, une valeur de la moitié de la limite de détection étant attribuée aux échantillons se trouvant en dessous de la limite de détection de 0,01 g/t.

Les échantillons de référence du Tableau 11-8 identifiés par le préfixe « G » ont été produits par Geostats. Le préfixe « OREAS » indique que l'échantillon a été produit par ORE Research & Exploration Pty.

Le Tableau 11-8 démontre que les blancs grossiers présentent des teneurs d'or très faibles et que les résultats moyens des essais pour les échantillons de référence, correspondent étroitement aux valeurs attendues, ce qui permet de garantir la fiabilité de la préparation et de l'analyse des échantillons pour les échantillons de reconnaissance RC.

Tableau 11-8 Blancs grossiers et échantillons de référence inclus dans les échantillons de reconnaissance RC de 2019-2020

Blancs grossiers					
Groupe d'analyse	Nombre échantillons	Teneur en or (g/t)			Proportion > détection
		Minimum	Moyenne	Maximum	
2019 Bureau Veritas (FA)	69	0,005	0,007	0,030	12 %
2020 SGS (LW)	129	0,005	0,006	0,050	4 %
Échantillons de référence					
Référence	Nombre échantillons	Teneur en or (g/t)		Moy. par rapport à Attendu	
Échantillon référence		Attendu	Moy. essais		
2019 Bureau Veritas (FA)					
G314-1	6	0,75	0,81	6 %	
G316-8	5	6,11	5,98	-13 %	
G908-4	6	0,96	0,98	2 %	
G910-10	5	0,97	0,97	0 %	
G913-2	6	2,40	2,40	0 %	
G916-4	6	0,51	0,51	0 %	
OREAS-251	22	0,50	0,51	1 %	
Combinés	56	1,33	1,32	0 %	
2020 SGS (LW)					
G314-1	16	0,75	0,77	2 %	
G316-8	6	6,11	5,98	-13 %	
G908-4	24	0,96	0,93	-3 %	
G910-10	15	0,97	0,94	-3 %	
G913-2	6	2,40	2,49	9 %	
G916-4	6	0,51	0,56	5 %	
Combinés	73	1,42	1,41	-1 %	

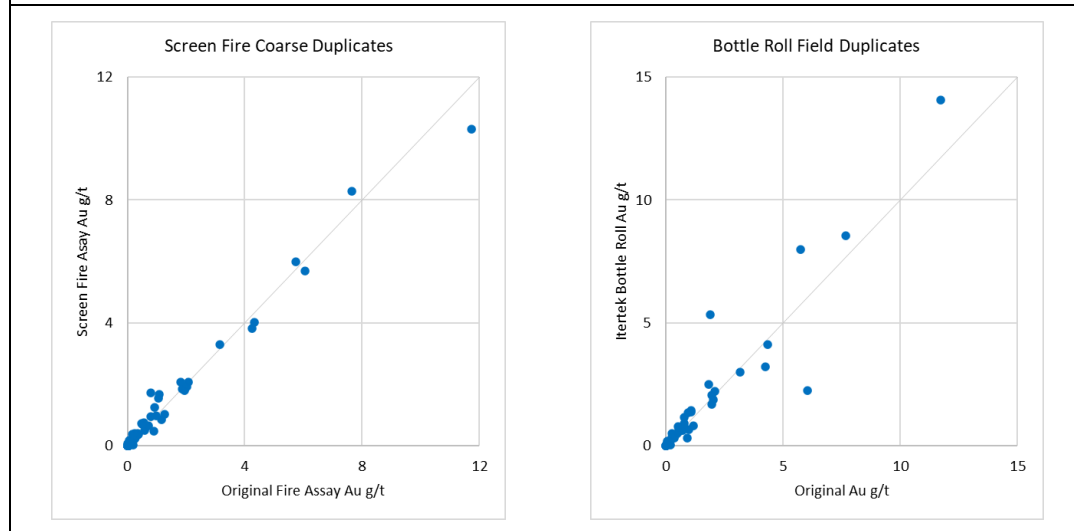
Méthode alternative et essais dupliqués interlaboratoires

Les informations disponibles pour démontrer la précision des essais primaires par pyroanalyse de Bureau Veritas pour les échantillons du forage RC de reconnaissance de 2019, incluent des essais par pyroanalyse et tamisage effectués par Bureau Veritas sur des doubles séparés d'échantillons grossiers de rejet, et des analyses par bouteille rotative faites par Intertek au Ghana.

Les statistiques récapitulatives et les diagrammes de dispersion de la Figure 11-8 démontrent que, bien qu'il existe une certaine dispersion pour des paires individuelles, les contre-essais par pyrolyse avec tamisage et par bouteille rotative, sont en général raisonnablement bien corrélés avec les résultats originaux, ce qui donne une confiance supplémentaire dans la précision des essais primaires par pyrolyse du Bureau Veritas.

Figure 11-8 Méthode alternative et duplications interlaboratoires pour forages RC de reconnaissance

Au g/t	Pyroanalyse avec tamisage de Bureau Veritas Duplications de rejet grossiers				Cyanuration en bouteille d'Intertek Duplications (terrain)			
	Ensemble complet		Détection		Ensemble complet		< 10 g/t	
	Orig	Doub.	Orig	Orig	Orig	Doub.	Orig	Dupl.
Nombre	92		57		46		45	
Moyenne	0,77	0,77	1,24	1,24	1,48	1,59	1,25	1,32
Différence		0 %		0 %		8 %		5 %
Variance	3,18	2,93	4,57	4,15	5,33	7,00	3,06	3,61
Coef. variation	2,32	2,22	1,73	1,64	1,56	1,66	1,40	1,44
Minimum	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
1 ^{er} quartile	0,01	0,01	0,08	0,04	0,13	0,17	0,11	0,16
Médiane	0,05	0,04	0,36	0,39	0,62	0,65	0,59	0,63
3 ^e quartile	0,62	0,72	1,16	1,68	1,86	1,81	1,82	1,67
Maximum	11,74	10,30	11,74	10,30	11,74	14,08	7,66	8,56
Coef. corrél.	0,99		0,99		0,94		0,89	



Screen fire coarse duplicates	Analyse par tamisage et pyroanalyse duplication témoins grossiers
Screen fire assay Au g/t	Analyse par tamisage et pyroanalyse Au g/t
Bottle roll field duplicate	Analyse en bouteille duplications de terrain
Intertek bottle Au g/t	Bouteille Intertek Au g/t
Original Fire Assay Au g/t	Analyse originale par tamisage et pyroanalyse Au g/t
Original Au g/t	Original Au g/t

11.7 Mesure de la densité

Les mesures de densité apparente pour le forage de Koné comprennent 4125 mesures par immersion, exécutées par du personnel interne sur des longueurs de 10 à 15 cm de carotte qui avaient été séchées au four à 1000 °C et revêtues de cire pour empêcher l'absorption d'eau. Les densités ont été mesurées par la méthode d'Archimède avec prise en compte du revêtement de cire.

Le Tableau 11-9 résume les mesures primaires de densité par immersion avec séchage au four et revêtement de cire disponibles pour Koné codées par domaine minéralisé combiné, zone d'oxydation et type de roches interprétées par Montage à partir des diagraphies. Ce tableau, qui exclut trois échantillons fournis avec des densités négatives, montre que pour chaque zone d'oxydation, les mesures de densité moyenne varient très peu selon le type de roche et le domaine minéralisé.

Les informations disponibles pour démontrer la fiabilité des mesures de densité en interne comprennent 50 mesures par immersion effectuées par SGS sur des échantillons de carotte collectées environ 10 cm plus bas dans le trou que chaque mesure en interne couplée. Les mesures SGS testent différents matériaux et comme on peut s'y attendre, il existe une certaine variabilité entre les paires individuelles. Ceci dit, les résultats moyens de SGS correspondent très bien aux mesures internes, ce qui appuie la fiabilité de ces données (Figure 11-9).

L'auteur estime que les mesures de densité disponibles fournissent une base adéquate pour les estimations actuelles de Ressources Minérales Indiquées et Inférées.

Tableau 11-9 Mesure de densité vrac par oxydation et type de roche

Zone d'oxydat.	Zone de minéralisat.	Code roche	Densité (t/bcm)				
			Nombre	Minimum	Moyenne	Maximum	
Complètement Oxydé	Contexte	CDI	42	1,19	1,66	2,21	
		PGDI	48	1,28	1,63	2,47	
		VC	275	1,15	1,67	2,62	
		Sous-total	365	1,15	1,66	2,62	
	Enveloppe minéralisée	CDI	110	1,16	1,66	2,56	
		PGDI	2	1,56	1,80	2,03	
		VC	6	1,56	1,76	1,99	
		Sous-total	118	1,16	1,67	2,56	
	Combinés			483	1,15	1,67	2,62
	Transition	Contexte	CDI	9	2,17	2,57	2,80
PGDI			19	2,23	2,53	3,04	
VC			95	1,58	2,52	2,93	
Sous-total			123	1,58	2,53	3,04	
Enveloppe minéralisée		CDI	81	1,70	2,59	2,90	
		PGDI	-	-	-	-	
		VC	7	2,36	2,55	2,81	
		Sous-total	88	1,70	2,59	2,90	
Combinés			211	1,58	2,55	3,04	
Frais		Contexte	CDI	185	2,65	2,83	3,33
	PGDI		230	2,33	2,81	3,27	
	VC		552	2,43	2,84	3,39	
	Sous-total		967	2,33	2,83	3,39	
	Enveloppe minéralisée	CDI	2 047	1,73	2,81	3,64	
		PGDI	7	2,70	2,76	2,86	
		VC	410	2,26	2,82	3,23	
		Sous-total	2 464	1,73	2,81	3,64	
	Total			3 431	1,73	2,81	3,64

Figure 11-9 SGS par rapport aux mesures de densité apparentes en interne

	Internes (t/bcm)	SGS (t/bcm)
Nombre		50
Moyenne	2,77	2,78
Variance	0,01	0,01
Coef. variation	0,04	0,04
Minimum	2,47	2,43
1er quartile	2,73	2,72
Médiane	2,77	2,77
3 ^e quartile	2,81	2,82
Maximum	2,99	3,09
Coef. correl.		0,93

Par zone d'oxydation				
	Nombre	Moyenne (t/bcm)		Différence
		Interne	SGS	
Oxyde	1	2,47	2,46	-0,4 %
Transition	2	2,53	2,51	-0,6 %
Frais	47	2,79	2,79	0,1 %
Total	50	2,77	2,78	0,1 %

12 VERIFICATION DES DONNEES

Des vérifications faites par l'auteur pour confirmer la validité des informations des forages RC et diamant dans la base de données compilée pour la présente étude ont inclus les éléments suivants :

- Vérification de la cohérence interne entre tableaux et dans les tableaux des bases de données
- Comparaisons ponctuelles entre les entrées de la base de données et les enregistrements de terrain originels
- Comparaison des entrées des teneurs avec fichiers sources du laboratoire
- Comparaison des teneurs entre trous proches et entre différentes phases d'échantillonnage.

Ces vérifications ont été effectuées à l'aide de la base de données existante compilée par l'auteur et vérifient à la fois la validité de la base de données principale de Montage et les erreurs possibles dans le transfert des données dans la compilation de la base de données existante.

Les contrôles de cohérence n'ont montré aucune incohérence significative.

Au cours de sa visite au bureau de Montage à Fadiadougou, l'auteur a comparé les enregistrements de terrain originels avec les entrées de la base de données. Ces vérifications comprenaient 180 enregistrements du levé de fond de trou, et des profondeurs de trous et identifiants d'échantillons pour 5523 intervalles représentant environ 25 % et 33 % respectivement des entrées de la base de données à ce moment-là. Relativement aux trous de forage sur lesquels les estimations actuelles sont basées, ces vérifications représentent 1,4 % et 6 % respectivement du levé fond de trou et des teneurs relevées. Les contrôles ponctuels n'ont montré aucune incohérence significative.

Pour 99,5 % des essais de routine des forages RC et au diamant, et pour la totalité des 956 contre-essais interlaboratoires faits par SGS en 2021, l'auteur a comparé les entrées des essais dans la base de données, avec les teneurs d'or citées dans les fichiers de laboratoire fournis par Montage (**Error! Reference source not found.**). Ces vérifications n'ont montré aucune incohérence.

L'auteur estime que les données des ressources ont été suffisamment vérifiées pour former la base des estimations actuelles des ressources minérales et des activités d'exploration, et que la banque de données est adéquate dans cet objectif. L'auteur estime que le processus de vérification des données n'a inclus ni limitations ni échec.

Tableau 12-1 Vérification entre banque de données et fichiers sources pour les échantillons RC et diamant

Période	Nombre d'essais		Proportion vérifiée
	Dans base de données	Vérifié	
2010	925	925	100,0 %
2013	1 766	1 766	100,0 %
2017-18	13 878	13 878	100,0 %
2019-20	22 812	22 812	100,0 %
2021	49 765	49 307	99,1 %
Combinés	89 146	88 688	99,5 %

13 MINERALURGIE ET ESSAIS METALLURGIQUES

13.1 Essais métallurgiques en 2014

Les premiers travaux d'essais avaient été effectués en 2014 par SGS Minerals Services UK Ltd, Cornwall. Ils consistaient en trois essais de lixiviation au cyanure en bouteille faisant appel à une D_{100} de 90 μm pour 40 % de solides et une concentration de 0,5 g/l NaCN au pH 10,7 sur trois échantillons au marteau de forage RC sur composites de roche fraîche.

Cette extraction par lixiviation était en moyenne de 96,9 % sur une teneur d'alimentation moyenne de 1,55 g Au/t.

Les consommations de réactifs étaient faibles, en moyenne 0,11 kg/t NaCN et 0,49 kg/t CaO.

13.2 Essais métallurgiques en 2018

En septembre 2018, ALS Global (ALS) à Perth en Australie a réalisé un programme d'essais métallurgiques sur quatre échantillons de carottes forées au diamant provenant de Koné, désignés sous les termes Oxyde, Transition, Frais (« Fresh ») et Frais FW de la Fosse Sud (« FW fresh » c.-à-d. frais de l'éponte inférieure).

Des composites produits par ALS à partir des carottes fournies ont été soumis à des essais comprenant une détermination de teneur des échantillons, une détermination par indice de Bond en broyeur à boulets (BWi), des essais d'établissement du broyage, une détermination de la récupération de l'or par gravité (GRG) et lixiviation au cyanure, à la fois avec et sans charbon afin d'identifier des caractéristiques éventuelles d'interférence au niveau de l'adsorption (« preg-robbing »).

On a utilisé des conditions de lixiviation au cyanure « standard », non optimisées, comme suit :

- 40 % solides p/p (poids/poids)
- pH 10,7
- concentration de cyanure de 0,50 g/l NaCN
- temps de séjour de 48 heures

Les résultats sont résumés dans le Tableau 13-1.

Tableau 13-1 Résumé des essais de lixiviation au cyanure en 2018

LEACHING TESTWORK: SUMMARY OF RESULTS						
Comp ID	Crush/ Grind Size	Leach Duration (hrs)	Leach Type	Au Grades (g/t)		Au Extraction (%)
				Head	Tail	
Oxide	P ₁₀₀ 20mm	504	Coarse-crush IBR	1.49	0.06	96.5
	P ₁₀₀ 10mm			1.43	0.05	96.5
	P ₁₀₀ 5mm			1.10	0.05	95.5
	P ₁₀₀ 1mm			1.20	0.06	95.2
	P ₈₀ 75µm	48	Direct Leach	1.38	0.03	97.8
CIL				1.31	0.04	97.3
Gravity/ Leach				1.15	0.04	97.0
Transition	P ₁₀₀ 20mm	504	Coarse-crush IBR	0.94	0.19	80.7
	P ₁₀₀ 10mm			1.28	0.31	76.1
	P ₁₀₀ 5mm			0.98	0.21	79.2
	P ₁₀₀ 1mm			0.98	0.11	88.9
	P ₈₀ 75µm	48	Direct Leach	1.71	0.06	96.5
CIL				1.24	0.08	93.5
Gravity/ Leach				0.91	0.05	94.5
Fresh	P ₁₀₀ 20mm	504	Coarse-crush IBR	1.20	0.75	37.1
	P ₁₀₀ 10mm			1.06	0.52	51.2
	P ₁₀₀ 5mm			1.24	0.53	57.4
	P ₁₀₀ 1mm			0.87	0.19	78.7
	P ₈₀ 75µm	48	Direct Leach	1.04	0.09	91.4
CIL				1.00	0.08	92.5
Gravity/ Leach				0.91	0.08	91.2
FW Fresh	P ₁₀₀ 10mm	504	Coarse-crush IBR	1.85	1.16	37.3
	P ₁₀₀ 5mm			1.86	0.89	51.9
	P ₈₀ 75µm	48	Direct Leach	1.81	0.22	87.9
				CIL	1.81	0.29

Leaching testwork: summary of results

Comp ID

Crunch/grind size

Leach duration (hrs)

Leach type

Au grades (g/t)

Head

Tail

Au extraction (%)

Oxide

Transition

Fresh

Fresh FW

Coarse-crush IBR

Direct leach

CIL

Gravity / leach

Essais de lixiviation : résumé des résultats

Identification du composite

Dimension concassage / broyage

Durée de lixiviation (heures)

Type de lixiviation

Teneurs en or (g/t)

Alimentation

Résidu

Extraction d'or (%)

Oxyde

Transition

Frais

Frais éponte inférieure

Concassage grossier IBR

Lixiviation directe

Charbon en lixiviat (CIL)

Gravité / lixiviation

Ces travaux font ressortir :

- La lixiviation en tas n'a pas permis d'obtenir une dissolution satisfaisante de l'or avec le type de minerai non altéré qui prédomine, et l'on a donc écarté cette orientation de traitement
- Il n'a pas été observé de « preg-robbing » et les taux de carbone organique étant faibles, on a retenu le charbon en pulpe (CIP) comme processus approprié pour la lixiviation au cyanure.
- De bons taux d'extraction de l'or par lixiviation ont été obtenus, avec 91 à 92 % à partir d'une teneur d'alimentation ~1.0 g/t Au sur le composite de roche fraîche. Le composite Frais FW présentait un chiffre plus bas, à 88 %, et la consommation de cyanure s'est montrée plus élevée en raison de la présence de sulfures de cuivre venant s'ajouter dans ce type de minerai.
- Les récupérations par gravimétrie non ajustées étaient raisonnables, à 23 % sur l'échantillon de roche fraîche prédominante, mais on n'a noté aucun avantage supplémentaire en ce qui concerne la cinétique de la lixiviation ou les résidus finals de lixiviation au cyanure. En conséquence, on a écarté la concentration gravimétrique dans les essais de perfectionnement du futur schéma de traitement.
- Les travaux préliminaires sur les indices de Bond avec broyeur à boulets sont en ligne avec les programmes subséquents d'essais sur échantillons multiples.

13.2 Essais métallurgiques en 2020

La description des travaux a été conçue afin d'optimiser entièrement le concassage primaire de minerai – circuit de comminution SAB suivi du schéma de traitement par CIP, afin de fournir des données de modélisation pour le charbon et afin de générer des échantillons pour essais d'épaisseur de vendeur tiers, de même que pour essais de conception de parc à résidus (TSF).

13.2.1 Variabilité de la comminution et essais physiques

Un total de 43 échantillons a été soumis à essais de comminution avec, sur tous les échantillons, comminution par broyeur SAG (SMC) et indice Bond d'aptitude au broyage par broyeur à boulets, de même que, sur huit échantillons, essais pour indice Bond par impact de faible énergie et pour indice Bond d'abrasion.

Cette phase des essais s'est concentrée sur le domaine de roche fraîche qui constitue 87 % du tonnage total de la ressource.

Tableau 13-2 Résumé des essais de comminution en 2020

Oxidation Zone	No Samples	Average				
		A x b	SCSE kWh/t	CWi kWh/t	BWi kWh/t	Ai g
Fresh	39	30.0	11.5	15.8*	11.3	0.45*
Transition	4	107	6.9	8.5**	7.0	0.12**

* From seven samples

** From one sample

Average	Essais de lixiviation : résumé des résultats
Oxidation zone	Zone d'oxydation
No samples: from seven / one sample(s)	Nombre d'échantillons : [résultats] depuis sept / un échantillon(s)

Ces essais ont servi à corroborer le dimensionnement de l'équipement pour le circuit de comminution.

13.2.2 Essais d'optimisation des conditions de lixiviation

Au total, 36 essais d'optimisation de lixiviation ont été réalisés sur l'échantillon de composite principal de roche fraîche, l'objectif de ces essais étant effectivement de déterminer les conditions optimales.

À l'achèvement des essais, les conditions optimisées de lixiviation ont été déterminées comme suit :

- granulométrie de broyage P₈₀ cible de 75 µm
- densité de pulpe 50 % solides (p/p)
- pH de pulpe 10,5–10,7 (maintenu par la chaux)
- durée de rétention de lixiviation de 36 heures
- concentration en cyanure de 0,5 g/l NaCN (maintenue pendant 8 heures)
- concentration d'oxygène dissous de ~30 mg/l (essais avec injection d'oxygène)
- aucune préaération
- aucune addition de nitrate de plomb.

Les teneurs de résidus de lixiviation obtenus avec l'échantillon composite de roche fraîche se sont avérées invariablement basses (0,06–0,07 g Au/t) dans tous les essais effectués, à l'exception des essais 1, 2, 3 et 4 avec des broyages plus grossiers et de l'essai 29 avec un temps de séjour plus court (24 h).

Les consommations de cyanure et de chaux se sont aussi montrées invariablement faibles avec respectivement 0,18 kg/t et 0,25 kg/t. L'injection de barbotage d'oxygène a eu un effet très avantageux sur les taux de consommation de cyanure, réduite d'environ 0,48 kg/t à 0,18 kg/t avec en plus une réduction de la consommation de chaux qui passe de 0,35 kg/t à 0,25 kg/t. L'oxygène est important dans la réduction des taux de consommation de cyanure et, dans une moindre mesure, de consommation de chaux. Le barbotage d'oxygène a été adopté pour tous les essais subséquents de variabilité.

Les essais rhéologiques, de concert avec la comparaison des essais de lixiviation au cyanure à différents pourcentages de solides, ont confirmé la possibilité d'augmenter la densité de pulpe sur la minéralisation de roche fraîche pour passer à 55 % de solides. On a adopté 50 % de solides comme norme de densité de pulpe afin d'assurer une approche prudente.

Les essais d'atténuation du cyanure démontrent que le dosage du cyanure sera nécessaire uniquement dans les premières cuves.

13.2.3 Essai de variabilité de lixiviation

Un total de 39 échantillons de variabilité a été traité en utilisant les conditions optimisées détaillées dans le paragraphe précédent.

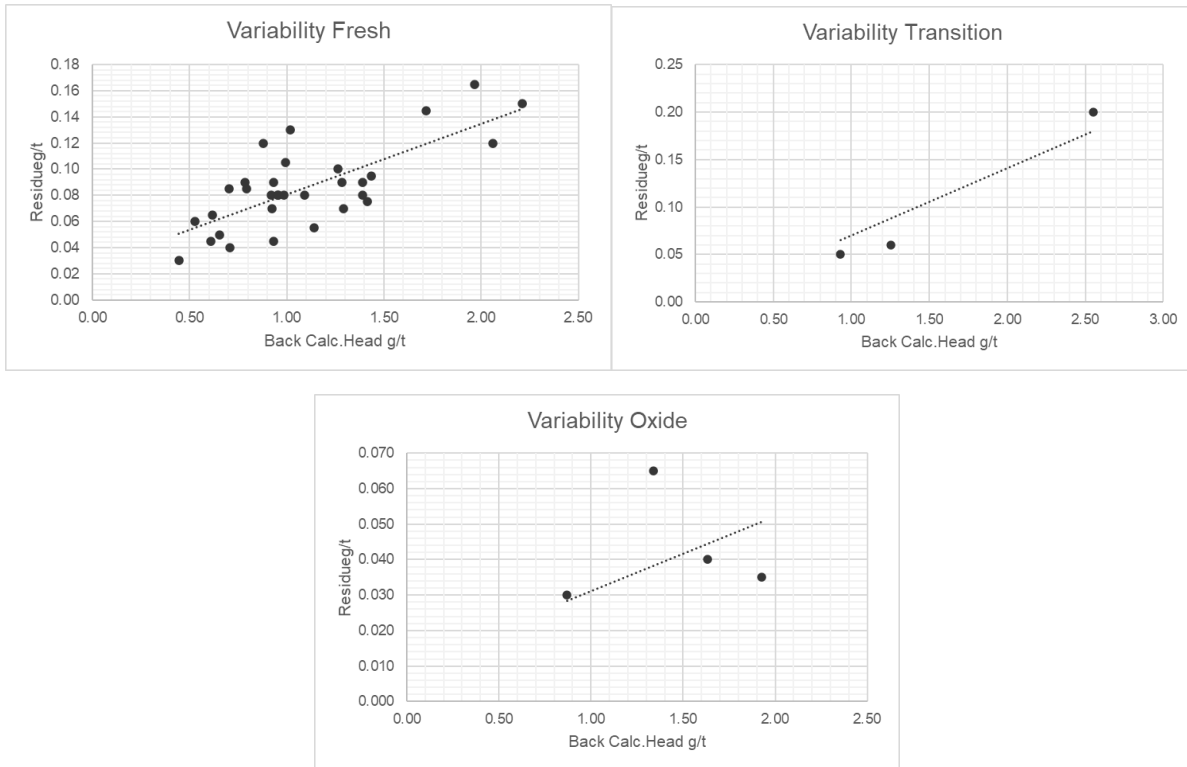
Le calcul rétroactif situe la teneur d'échantillon à 1,10 g Au/t, ce qui se compare bien à 1,10 g Au/t de teneur d'échantillon mesurée.

Les résultats de cinétique de la lixiviation indiquent que la majorité des échantillons continuent à lixivier pendant l'entière durée de 36 heures de rétention de lixiviation. Les consommations moyennes de cyanure et de chaux sont restées faibles pour la minéralisation de roche fraîche, respectivement à 0,19 kg/t NaCN et 0,22 kg/t CaO. Les consommations faibles de cyanure sont constantes dans tous les essais faisant appel au barbotage d'oxygène.

La Figure 13-1 représente la relation entre g/t Au dans l'alimentation et le résidu pour chaque domaine.

Les résultats des essais précédents de l'analyse économique préliminaire (AÉP) effectuée en 2018 concordent avec cette phase subséquente des travaux en 2020.

Figure 13-1 Relations entre g Au/t dans l'alimentation et g Au/t dans les résidus par domaine

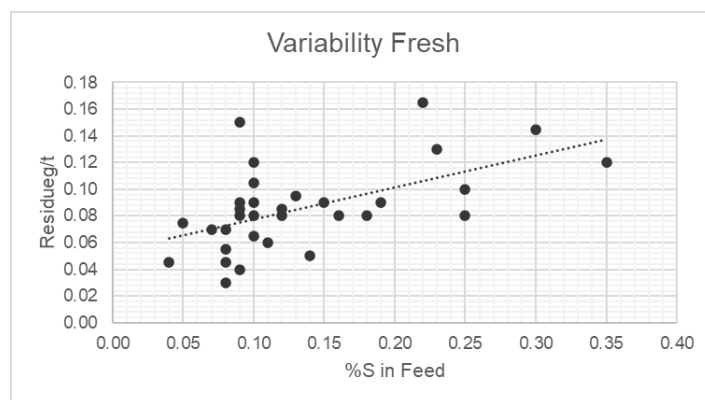


Variability Fresh / Transition / Oxide
 Résidues g/t
 Back calc. head g/t
 %S in Feed

Variabilité du Frais / de Transition / d'Oxyde
 Résidus g/t
 Calcul rétroactif teneur g/t
 % S dans alimentation

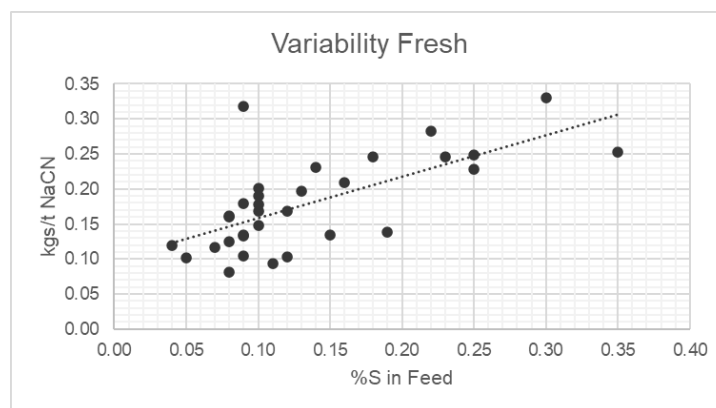
La Figure 13-2 indique qu'il existe une relation linéaire entre les teneurs en soufre dans l'alimentation et dans les résidus. Ceci est uniforme sur l'ensemble des échantillons testés.

Figure 13-2 Teneur en soufre dans la roche fraîche et teneur en or dans les résidus



La Figure 13-3 indique qu'il existe une relation linéaire entre les teneurs en soufre dans l'alimentation et la consommation de cyanure. Ceci est uniforme sur l'ensemble des échantillons testés.

Figure 13-3 Soufre dans l'alimentation en échantillons de Frais et consommation de cyanure



13.2.4 Modélisation du charbon

Un essai complet de modélisation du charbon a été effectué sur l'échantillon composite de roche fraîche et sur un échantillon de mélange 60 % de Frais – 40 % d'Oxyde afin de déterminer si l'oxyde a gêné les charges de charbon. La cinétique de lixiviation et cinétique d'adsorption ont également été réalisées sur un échantillon de mélange 80 % Frais – 20 % Oxyde.

Les constantes kK sont résumées ci-après dans le Tableau 13-3.

Les deux types de minéralisation présentent une cinétique modérée d'adsorption.

Tableau 13-3 Constantes d'adsorption au charbon

Constante	Composite de Frais	Composite 80 % Frais 20 % Oxyde
Cinétique (k) h-1	0,0018	0,0093
Équilibre (K) g/t	27 696	8 196
Produit (kK)	50	76

Des analyses de solution stérile < 0,010 mg/l peuvent être réalisées.

13.2.5 Génération d'échantillon de stériles

Trois échantillons ont été générés pour essais géotechniques et environnementaux par Knight Piésold. Les échantillons ont été générés à partir des composites de Frais, de Transition et d'Oxyde.

13.2.6 Essais d'épaississeur

Vingt kilogrammes d'échantillons de composites de Frais, de Transition, d'Oxyde et de mélange d'Oxyde à 20 % et à 30 % ont également été remis à Outotec pour une série complète d'essais de séparation S/L. Les échantillons ont été broyés à une cible de granulométrie de broyage à P₈₀, déchargés à partir des broyeurs et fournis en tant que pulpe.

Les résultats sont résumés dans le Tableau 13-4.

Tableau 13-4 Résultats d'essais d'épaississement dynamique

Échantillon	Alimentation		Floculant		Sousverse		Surverse
	Taux écoulement (t/m ²)	Liqueur RR (m/h)	Type	Dose (g/t)	Solides mesurés (% (p/p))	Rupture (Pa)	Solides (mg/l)
Composite Frais	0,80	3,31	910 VHM	30	65,2	11	< 100
Composite Transition	0,80	3,50	923 SH	40	57,7	28	280
Composite Oxyde	0,70	8,32	945 VHM	30	36,2	3	110
60 % Frais 40 % Oxyde	0,80	5,11		60	50,9	31	1162
70 % Frais 30 % Oxyde	1,09	6,27		60	50,3	16	827
80 % Frais 20 % Oxyde	1,09	5,59		60	52,1	15	410

Les essais montrent que l'échantillon composite de Frais et de Transition peut être épaissi bien au-delà du pourcentage en solides (50 %) planifié pour l'alimentation du circuit de lixiviation. Toutefois, les échantillons de mélange à 30 % et 40 % d'Oxyde ont produit des densités de sousverse aux alentours de 50 % de solides. L'échantillon de mélange à 20 % d'Oxyde a produit une densité de sousverse à 52 % de solides ; sur ce mélange de minerai d'Oxyde, les essais ont permis de conclure qu'il faudrait compléter le floculant par environ 35 g/t de coagulant afin de maîtriser la limpidité de la surverse de l'épaississeur.

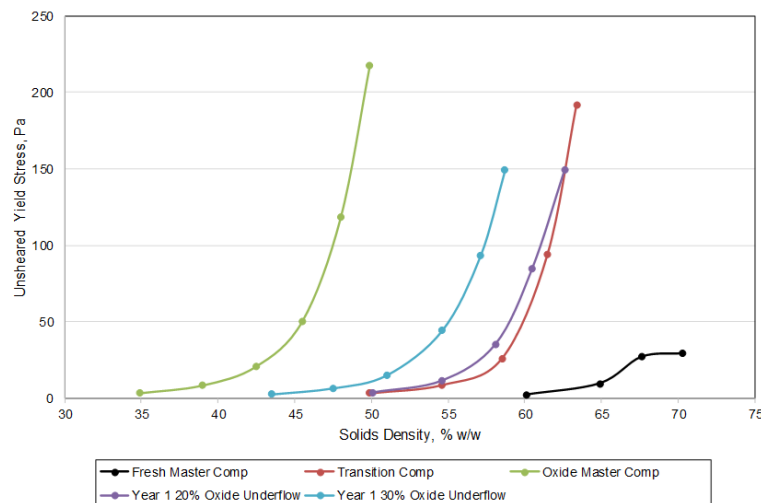
13.2.7 Essais rhéologiques

Cinq échantillons ont été soumis aux essais de rhéologie. Les trois composites principaux des zones de minéralisation (composites de Frais, Transition et Oxyde) ont été testés initialement. Les essais de rhéologie ont été effectués sur échantillons « prélixiviés » broyés à la granulométrie cible de broyage à P₈₀ et traités tels quels. Il ne s'agissait pas d'échantillons de sousverse d'épaississeur.

Deux échantillons de sousverse d'épaississeur ont également été soumis aux essais de rhéologie. Ces échantillons sont désignés comme « Sousverse 80 % Frais Oxyde 20 % » et « Sousverse 70 % Frais Oxyde 30 % ». Ces échantillons sont produits à partir des essais réalisés par épaississeur dynamique.

La Figure 13-4 résume la relation entre limite d'élasticité sans cisaillement et densité de pulpe pour les divers échantillons soumis à essai. Le composite de roche fraîche a présenté le comportement d'écoulement le plus favorable, suivi du matériau de transition, et le comportement le plus mauvais s'est observé dans les mélanges d'oxydes.

Figure 13-4 Courbe des valeurs de rupture (YS) de l'essai d'épaisseur



Unsheared yield stress, Pa	Contrainte à la limite élastique, Pa
Solids density, %w/w	Densité des solides, % p/p
Fresh master comp	Composite principal, Frais
Transition comp.	Composite Transition
Oxide master comp	Composite principal, Oxyde
Year 1 20% oxide underflow	Année 1, 20 % surverse d'oxyde
Year 1 30% oxide underflow	Année 1, 30 % surverse d'oxyde

La nature thixotropique de la minéralisation d'Oxyde nécessite un mélange d'oxydes à < 20 % qui maintienne 50 % de solides dans l'alimentation du circuit de lixiviation afin d'éviter tout effet négatif associé à la cinétique d'adsorption du carbone.

13.3 Essais métallurgiques en 2021

La description des travaux a été conçue pour faire progresser la mise au point et l'optimisation du schéma de traitement au niveau de l'Étude de faisabilité définitive (ÉFD), et pour prendre en compte les recommandations ci-après des essais métallurgiques de 2020 :

- essais supplémentaires de comminution afin d'augmenter l'échantillonnage de variabilité, en particulier sur la minéralisation de l'Oxyde ;
- déploiement des essais de variabilité spécifiquement sur les échantillons à faible teneur, afin de vérifier la réponse métallurgique aux teneurs inférieures à la température ambiante du site et aux conditions de conception DO ;
- essais métallurgiques supplémentaires pour réévaluer si l'introduction d'une étape de gravimétrie a un effet bénéfique sur la métallurgie.

13.3.1 Variabilité de comminution et tests physiques

La sélection des échantillons pour cette phase du travail s'est axée sur l'accroissement de la base de données sur l'étude de variabilité pour le type de minerai frais prédominant, tout en générant spécifiquement plus de données pour les minéralisations d'oxyde (sapolite et début d'altération de roche (« saprock »)). Les essais se sont concentrés sur une augmentation de la base de données sur l'étude de variabilité pour le type de minerai frais prédominant, tout en générant spécifiquement plus de données pour les minéralisations d'oxyde (sapolite et saprock).

Au total, 69 essais de comminution par broyeur SAG (SMC) ont été réalisés sur l'ensemble des études (2018, 2020 et 2021) et la base de données totale a servi à corroborer la conception du circuit de comminution de l'ÉFD.

Les résultats par SMC de toutes les études sont résumés dans le Tableau 13-5.

Tableau 13-5 Résumé de la totalité des essais SMC

Domain	# Sample	A	b	A x b	Hardness Percentile	t_0^1	DWI (kWh/m ³)	DWi Percentile	M _{ia} (kWh/t)	M _{ih} (kWh/t)	M _{ic} (kWh/t)	SCSE (kWh/t)	Relative Density
Fresh	50	88.3	0.36	31	82	0.3	8.98	77	24.2	19.0	9.8	11.32	2.74
FW Fresh	3	79.5	0.39	31	82	0.3	9.01	78	24.0	18.8	9.7	11.35	2.77
Trans	9	71.4	1.10	77	29	0.7	4.24	24	13.3	9.1	4.7	8.04	2.69
Saprolite	3	99.8	21.34	2131	0	10.0	0.08		1.0	0.3	0.2		1.57
Saprock	4	89.2	5.40	489	0	5.0	0.57	1	2.9	1.3	0.7	5.14	2.54

Domain	Domaine
# Sample	numéro d'échantillon
Hardness percentile	Centile de dureté
Relative density	Densité relative
Fresh	Frais
FW Fresh	Frais éponte inférieure
Trans	Transition
Saprolite	Saprolite
Saprock	Saprock

En moyenne, les résultats sur Frais et Frais FW se caractérisent par une dureté modérée en ce qui concerne la résistance à la rupture par impact. Les trois échantillons de saprolite d'Oxyde soumis aux essais résultent en A x b extrêmement tendres et ils n'ont pas été utilisés dans la conception de la comminution. Les quatre échantillons de saprock soumis aux essais ont été classés en très tendre, avec des A x b allant de 308 à 690, et tous tombent dans le 1^{er} centile de dureté de la base de données de JKTech. Il convient d'utiliser ces valeurs avec prudence.

Les résultats provenant de toutes les études par essais de résilience à basse énergie pour indice de Bond sont présentés dans le Tableau 13-6. Les échantillons tombent dans la plage dure à très dure de la base de données de dureté de SGS.

Tableau 13-6 Résumé de tous les résultats des essais de résilience à basse énergie pour indice de Bond

Domain	# Sample	Average (kWh/t)	Min (kWh/t)	Max (kWh/t)	Std Dev (kWh/t)	Relative Density	Hardness Percentile
Fresh	11	17.0	7.7	31.8	6.2	2.75	87
Trans	1	8.5	3.3	15.2	2.6	2.67	37

Domain	Domaine
# Sample	numéro d'échantillon
Average / Min / Max (kWh/t)	Moyenne / Min. / Max. (kWh/t)
Std Dev	Écart-type
Relative density	Densité relative
Hardness percentile	Centile de dureté

Un total de 67 essais pour indice de Bond en broyeur à boulets (BWi) a été effectué en utilisant une classification au tamis de 106 µm, et les résultats pour toutes ces études sont résumés dans le Tableau 13-7.

En moyenne, la dureté des échantillons de frais se caractérise comme étant dans la plage de matériaux tendres, tandis que les matériaux de transition et d'oxyde sont dans la plage très tendre.

En raison du contenu très élevé de fines se produisant naturellement dans les quatre échantillons d'oxyde (saprock), une procédure modifiée d'essai a été appliquée à ces échantillons. L'indice de Bond calculé global prend en compte la quantité de matériau de fines qui ont été retirées avant l'essai. Les résultats des essais sont en moyenne de 3,9 kWh/t : les minerais d'oxyde peuvent ainsi être caractérisés comme étant très tendres avec un centile de dureté < 1.

Tableau 13-7 Résultats de tous les essais pour indice de Bond en broyeur à boulets

Domain	# Sample	Mesh of Grind	F80 (mm)	P80 (mm)	Gram per Revolution	Work Index (kWh/t)	Hardness Percentile	Feed passing (%)	Bulk Density	Closing Screen Size (mm)	Mib (kWh/t)
Fresh	50	150	2,374	86	1.9	11.6	23.4	13.8	1,860	106	14.6
FW Fresh	4	150	2,324	86	2.3	9.7	10.2	16.3	1,896	106	11.8
Trans	9	150	2,271	87	3.1	7.8	3.9	18.2	1,806	106	9.0
Oxide	4	150	2,036	93	4.4	3.9					

Domain	Domaine
# Sample	numéro d'échantillon
Mesh of grind	Maille de broyat
Gram per revolution	Grammes par révolution
Work index	Indice de Bond
Hardness percentile	Centile de dureté
Feed passing (%)	Passant d'alimentation (%)
Bulk density	Masse volumique apparente
Closing screen size (mm)	Grille de (mm) à la sortie
Percentile of abrasivity	Centile d'abrasivité

Un total de 17 échantillons a été soumis à l'indice d'abrasion (Ai) de Bond au cours de toutes les études. Les résultats des essais sont résumés dans le Tableau 13-8. Les valeurs d'Ai vont de 0,120 g à 1,040 g, ce qui signifie que les échantillons se classent sur toute la ligne entre très modérés et très abrasifs lorsqu'on les range dans la base de données de SGS.

Tableau 13-8 Résumé de tous les indices d'abrasion de Bond

Domain	# Sample	AI (g)	Percentile of Abrasivity
Fresh	10	0.442	69
FW Fresh	0		
Trans	4	0.152	34
Oxide	3	0.115	21

13.3.2 Spéciation d'argile par XRD

Au total, 11 échantillons d'oxyde (6 échantillons de saprolite et 5 de saprock) ont été soumis à analyse par diffraction des rayons X (XRD). Les principaux minéraux des argiles sont la montmorillonite et la kaolinite.

13.3.3 Concentration gravimétrique

La séparation gravimétrique a été explorée plus en détail que dans les travaux de 2018 afin de déterminer si elle aurait un impact positif sur la récupération globale de l'or et sur le volet économique du Projet.

Le programme des essais s'est concentré sur les échantillons de composite de roche fraîche et a fait intervenir ce qui suit :

- 4 essais pour études approfondies de récupération de l'or par gravité (E-GRG)
- 4 essais de séparation gravimétrique et cyanuration en vrac (lixiviats de concentré et résidus)
- variabilité de la séparation gravimétrique et essais de cyanuration.

Le Tableau 13-9 résume les résultats des essais E-GRG. Pour la GRG, si l'on considère les teneurs en or typiquement plus faibles dans le minerai frais, la granulométrie de l'or se présente comme fine à très fine sur l'échelle AMIRA GRG et ne se prête pas à une récupération efficace par séparation gravimétrique. FLSmidth Knelson prévoit des récupérations de l'or de l'ordre de ~15 % en utilisant quatre KC – QS48.

Les résultats des essais FLSmidth Knelson ne permettent pas de justifier l'installation d'un circuit de gravimétrie, à moins que le minerai ne présente des propriétés significatives de preg-robbing — ce qui n'est pas le cas.

Tableau 13-9 Résumé des essais E-GRG

Summary of E-GRG Testwork				
Sample No	2	3	4	5
g/t Au	0.89	1.76	0.64	1.00
E-GRG	50	61	42	49
Av GRG Size, μ ms	52	70	50	46
FLS GRG	17	25	14	16

13.3.4 Essais de diagnostic des résidus de lixiviation au cyanure

Suite à la réalisation des essais pour l'étape de l'AÉP en 2020, six résidus de lixiviation au cyanure ont été sélectionnés pour étude de minéralogie en vrac par évaluation quantitative des minéraux par microscope électronique à balayage (QEMSCAN).

Ces six échantillons ont tous été intégrés dans un composite de 3,7 kg pour effectuer un essai de susceptibilité à la gravimétrie (GAT, « Gravity Amenability Test »). 35 % de l'or ont été récupérés dans un concentré de faible teneur et de rendement pondéral 6 % (~1 g Au/t), et ce concentré a été valorisé à l'aide d'un séparateur Mozley pour produire un concentré gravimétrique de rendement pondéral 0,07 % titrant 21,4 g Au/t et contenant 9 % (~1 % globalement) d'or dans les résidus.

Les résultats d'essai diagnostique de lixiviation montrent que la majorité de l'or est emprisonnée dans des sulfures ou des silicates, et/ou associée à de fines particules de sulfure qui sont emprisonnées dans des particules de silicate plus grandes.

La minéralogie par QEMScan montre que la pyrite est le minéral dominant du sulfure, avec un peu de chalcopryrite. La granulométrie de la pyrite va de 18 à 46 microns, tandis que la chalcopryrite est constamment plus fine (~20 microns).

Les grains de pyrite sont entre 89 à 98 % libres et libérés, les particules restantes se produisant en tant que particules de complexes associés aux minéraux des roches hôtes.

Les grains de chalcopryrite sont entre 66 à 99 % libres et libérés, les particules restantes se produisant en tant que particules de complexes associés aux minéraux des roches hôtes.

13.3.5 Essais de variabilité de la lixiviation au cyanure

L'objectif de ces essais était de définir plus précisément l'extraction d'or par lixiviation et les consommations de réactifs en utilisant de nouveaux échantillons à plus faible teneur en or, conformes aux teneurs plus faibles des ressources de l'ÉFD.

Un total de 130 échantillons (31 AÉP et 99 ÉFD) a été mis à l'essai en faisant appel aux conditions optimisées ci-après :

- 1 kg pour essais standard de lixiviation au cyanure en bouteille
- température de pulpe 35-40 °C
- granulométrie de broyage P₈₀ cible de 75 µm
- densité de pulpe 50 % solides (p/p)
- pH de pulpe 10,5–10,7 (maintenu par la chaux)
- durée de rétention de lixiviation de 36 heures
- dosage de concentration initiale de cyanure de 0,5 g/l NaCN et ensuite de 0,4 g/l NaCN maintenue pendant les 8 premières heures de l'essai. Au bout de 8 heures, la concentration en cyanure décroît jusqu'à la fin de l'essai
- concentration d'oxygène dissous de ~20 mg/l (essais avec injection d'oxygène)
- aucune préaération
- aucune addition de nitrate de plomb.

À la fin de chaque essai, la pulpe est filtrée et la solution de lixiviation enrichie (PLS, « pregnant leach solution ») a été soumise pour analyse (Au, CNS et spectrométrie de masse ICP Scan pour multiéléments). Les solides sont lavés et soumis à analyse pour Au (duplications de coupures de 30 grammes : pyroanalyse jusqu'à extinction). Un sous-échantillon du résidu final a également été soumis à analyse par tamisage. Des sous-échantillons de solution (cinétique) ont été prélevés pour analyse de l'or sur tous les essais (2, 4, 8, 12, 24 et 32 heures).

Le Tableau 13-10 résume les résultats des 130 essais de variabilité de lixiviation au cyanure effectués afin d'étayer l'ÉFD.

Tableau 13-10 Résumé de tous les résultats des 130 échantillons pour ÉFD

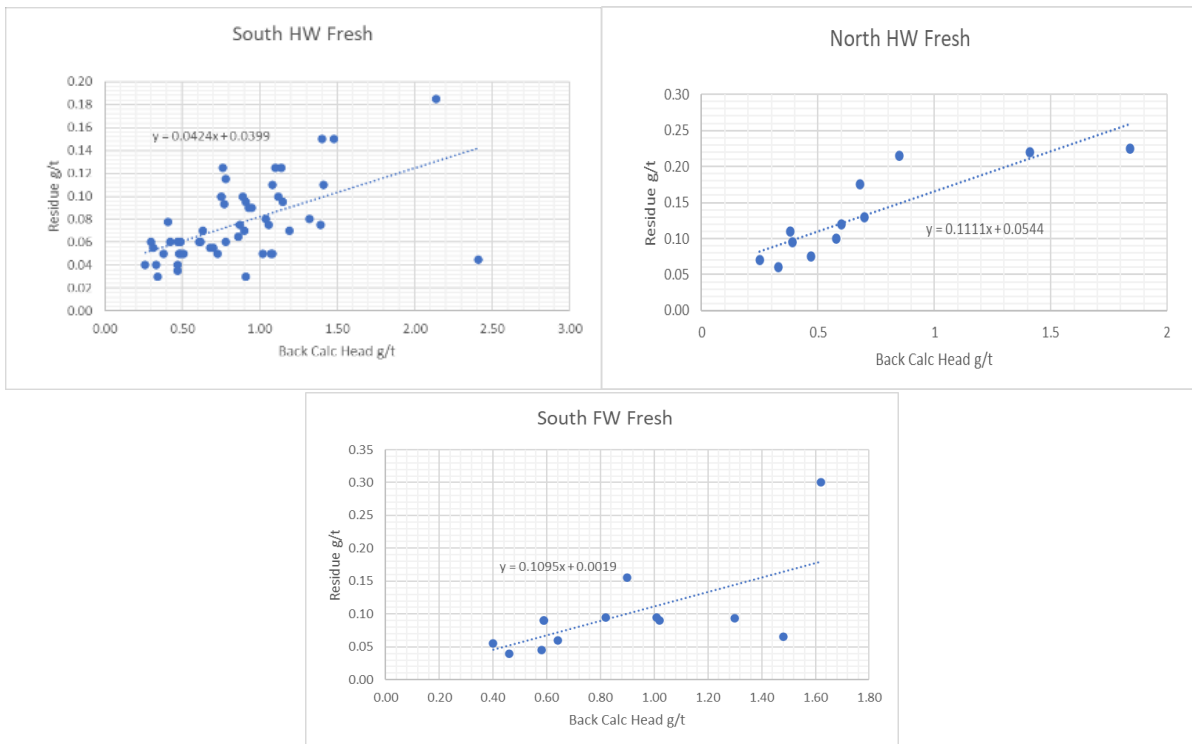
Sample	CN Test No.	Feed Size P ₈₀ , µm	Average DO ppm	Reagent Cons. kg/t of CN Feed		Au Extraction, %						Avg. g/t Au Residue	ppm Cu Act Meas	%S Head Meas	Back Calc Au, g/t	Direct g/t Au	
				NaCN	CaO	2 h	4 h	8 h	12 h	24 h	32 h						36 h
SOUTH HW FRESH SAMPLES 53	min	62	17	0.12	0.34	30.9	43.3	60.2	71.6	81.8	85.1	86.7	0.05	39	0.04	0.61	0.63
	max	78	27	0.39	0.81	62.4	77.2	87.8	91.0	93.9	95.9	95.4	0.19	516	0.30	2.14	1.33
	avg.	70	20	0.26	0.55	43.2	58.0	71.8	79.1	89.4	90.3	91.5	0.09	230	0.14	1.09	0.97
NORTH HW FRESH SAMPLES 12	min	65	18	0.17	0.31	50.7	56.4	62.5	65.3	69.4	70.7	70.8	0.06	75	0.38	0.25	0.23
	max	76	26	0.61	0.52	75.0	78.6	81.4	82.5	87.2	87.8	87.8	0.23	2100	1.96	1.84	1.76
	avg.	70	20	0.37	0.43	59.6	66.2	71.8	74.2	77.1	78.3	79.2	0.13	509	0.90	0.71	0.64
SOUTH FW FRESH SAMPLES 13	min	68	16	0.12	0.26	26.9	26.7	54.9	63.3	74.8	79.4	81.4	0.04	132	0.03	0.40	0.41
	max	78	23	0.59	1.10	64.7	72.3	79.8	85.6	94.2	97.7	95.6	0.30	949	0.44	1.62	2.08
	avg.	72	19	0.23	0.45	44.4	54.6	69.1	75.8	85.2	87.7	88.7	0.10	393	0.12	0.88	0.83
SOUTH TRANS SAMPLES 17	min	54	19	0.06	0.43	11.8	25.1	45.2	57.7	77.5	81.9	82.6	0.02	16	0.01	0.26	0.25
	max	78	24	0.92	2.18	86.5	92.6	95.9	94.7	98.4	98.3	97.9	0.29	1050	0.17	2.73	1.40
	avg.	69	21	0.18	0.99	40.7	54.4	71.2	79.4	89.2	91.5	92.4	0.06	249	0.03	0.90	0.76
NORTH TRANS SAMPLES 5	min	64	19	0.11	0.38	23.8	35.9	49.0	57.6	84.4	86.5	85.0	0.04	180	0.02	0.30	0.33
	max	69	25	0.76	1.34	64.0	73.1	84.1	87.3	90.5	91.5	91.7	0.14	1070	0.43	1.25	1.10
	avg.	68	22	0.35	0.75	47.6	57.8	68.7	76.1	87.0	88.8	89.1	0.08	604	0.14	0.77	0.68
SOUTH OXIDE SAMPLES 21	min	59	16	0.08	1.61	19.8	44.8	79.7	79.7	88.4	89.5	90.7	0.02	45	0.01	0.25	0.25
	max	87	22	0.63	4.48	93.4	97.2	99.0	99.0	99.2	99.8	98.2	0.07	1360	0.01	1.99	1.18
	avg.	69	19	0.18	2.50	69.4	81.9	90.8	92.2	95.0	95.1	95.6	0.03	327	0.01	0.88	0.65
NORTH OXIDE SAMPLES 9	min	61	18	0.09	1.85	78.9	84.5	81.6	87.5	90.3	91.8	91.7	0.02	191	0.01	0.32	0.38
	max	71	22	0.18	6.16	94.3	96.1	97.0	99.0	99.0	99.9	97.5	0.06	591	0.02	0.80	0.72
	avg.	66	20	0.13	2.79	87.8	92.4	93.2	95.2	96.1	95.5	95.1	0.03	367	0.01	0.59	0.54

Sample	Échantillon
CN test no.	N° essai cyanure
Feed size P ₈₀ µm	Taille alimentation P ₈₀ µm
Average DO ppm	Oxygène dissout (OD) ppm
Reagent cons. kg/t of CN feed	Consommation de réactifs en kg/t d'alimentation de cyanure
Au extraction %	Extraction d'or (%)
Avg. g/t Au residue	Moyenne d'or en g/t dans résidu
ppm Cu Act. Meas.	Cu actif mesuré (ppm)
% S Head Meas.	% S mesuré dans alimentation
Back Calc. Au g/t	Au g/t par calcul rétroactif
Direct g/t Au	Au g/t direct
South / North HW Fresh samples	Échantillons de Frais éponte supérieure (HW) sud / nord
South FW Fresh samples	Échantillons de Frais éponte inférieure (FW) sud
South / North Trans. samples	Échantillons de Transition sud / nord
South / North Oxide samples	Échantillons d'Oxyde sud / nord

La concentration moyenne d'or obtenue dans les résidus de lixiviation est bonne avec une moyenne de 0,08 g Au/t sur le domaine de minerai frais prédominant, lequel représente 63,1 % des onces d'or, et de 0,10 g Au/t sur le domaine frais FW, qui représente 25,2 % des onces d'or. Les domaines plus petits de minerai de transition et d'oxyde représentant respectivement 4,7 % et 7,1 % des onces d'or présentent une efficacité d'extraction par lixiviation encore meilleure, et les g Au/t moyens de résidus de lixiviation étaient respectivement de 0,06 g Au/t et 0,03 g Au/t.

La Figure 13-5, la Figure 13-6 et la Figure 13-7 représentent la relation entre la concentration en or dans les résidus et l'alimentation servant à ajuster les analyses finales de résidus sur la base de la teneur en or de la ressource dans la modélisation financière de chaque domaine.

Figure 13-5 Relation entre g Au/t dans les résidus et g Au/t dans l'alimentation pour domaines de Frais



South / North HW Fresh
 South FW Fresh
 Residue g/t
 Back calc. head g/t
 South Transition / North Transition

Frais éponte supérieure (HW) sud / nord
 Frais éponte inférieure (FW) sud
 Résidu g/t
 Calcul rétroactif teneur g/t
 Transition sud / Transition nord

Figure 13-6 Relation entre g Au/t dans les résidus et g Au/t dans l'alimentation pour domaines de Transition

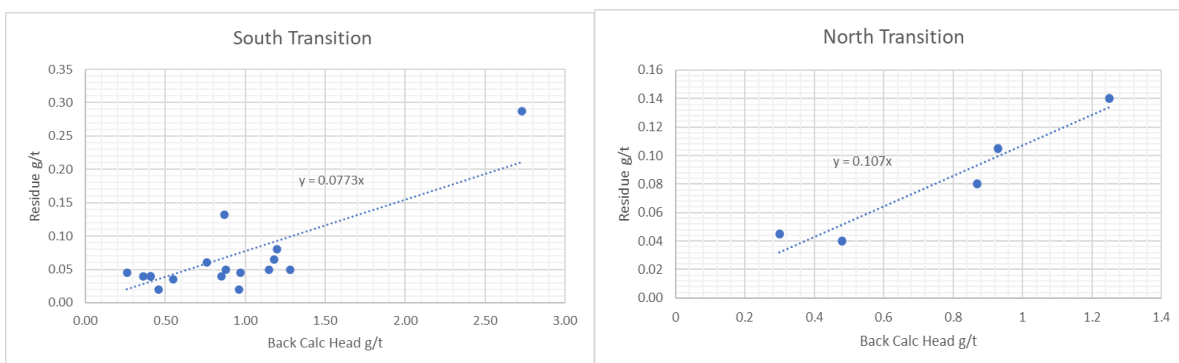
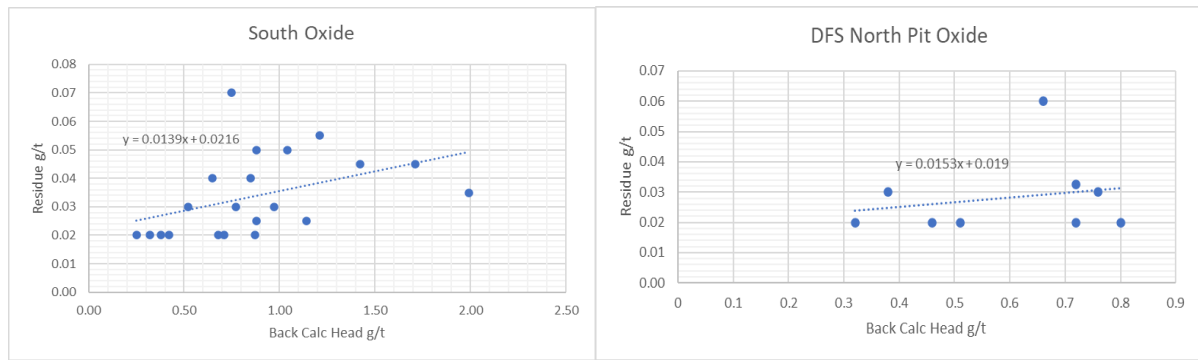


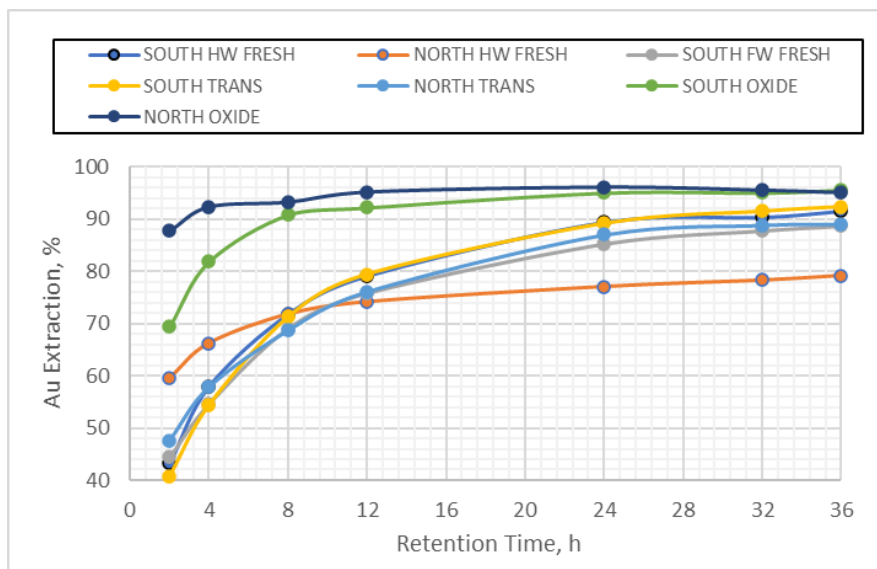
Figure 13-7 Relation entre g Au/t dans les résidus et g Au/t dans l'alimentation pour domaines d'Oxyde



South Oxide	Oxyde sud
DFS North Pit Oxide	Oxyde DFS Fosse Nord (Étude faisabilité définitive, DFS)
Residue g/t	Résidu g/t
Back calc. head g/t	Calcul rétroactif teneur g/t

La Figure 13-8 représente la cinétique d'extraction de l'or par lixiviation pour chacun des domaines de minerai. Les résultats indiquent que les échantillons d'oxyde ont la cinétique de lixiviation la plus rapide, la lixiviation étant essentiellement terminée au bout de ~24 heures. Les résultats d'essais sur Frais, Frais FW et Transition indiquent que la lixiviation des échantillons a continué sur la totalité des 36 heures de la durée de rétention de la lixiviation. La performance la plus mauvaise correspond à celle du matériau Frais de l'éponte supérieure nord (« North HW Fresh ») à cause du taux élevé de sulfures qui se trouvent emprisonner l'or.

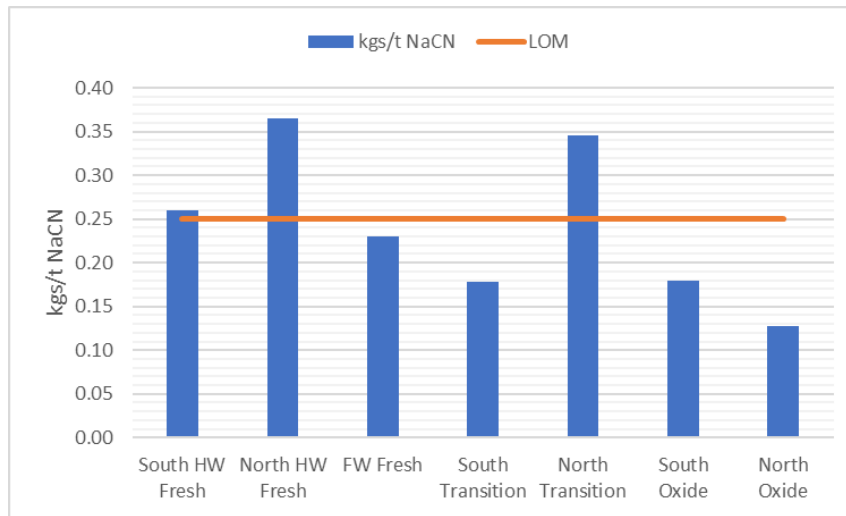
Figure 13-8 Cinétique de la lixiviation d'or



La Figure 13-9 représente des taux de consommation de cyanure, tous généralement faibles, avec une moyenne de 0,25 kg/t d'après la moyenne pondérée de tonnage par domaine pour tous les échantillons soumis aux essais.

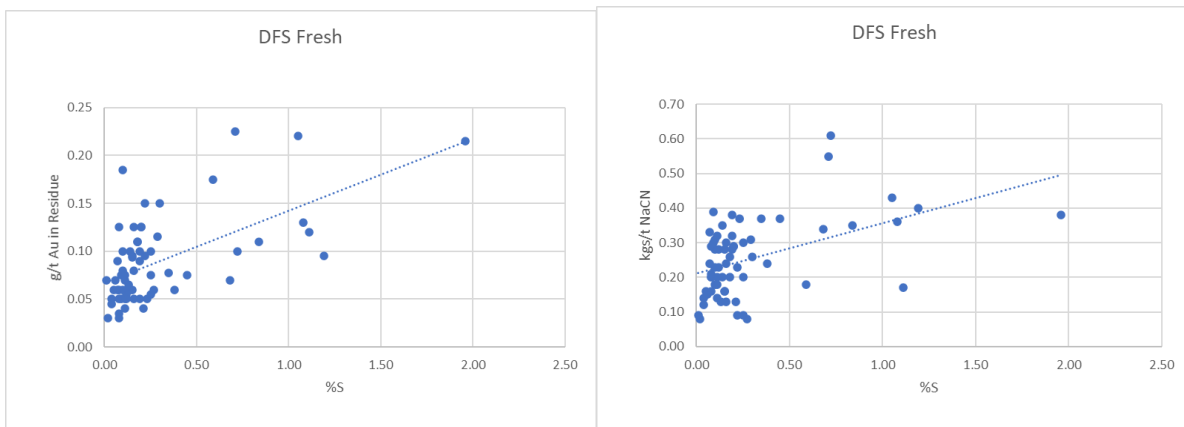
Il a été trouvé que les domaines nord Frais et Transition consomment davantage de cyanure à cause de niveaux de cuivre localement plus élevés dans la zone nord.

Figure 13-9 Résumé des consommations de cyanure de sodium



La Figure 13-10 représente la relation entre le % de soufre et le résidu de lixiviation au cyanure, et la consommation de cyanure de sodium pour la totalité des échantillons de Frais soumis aux essais.

Figure 13-10 Effet du % de S sur le résidu (en g/t Au) de lixiviation au cyanure et consommation de NaCN en kg/t



Comme ceci a été mentionné plus haut, à propos des essais diagnostiques sur résidus de lixiviation au cyanure dans le cadre de l'AÉP, une petite proportion de l'or est emprisonnée dans les sulfures.

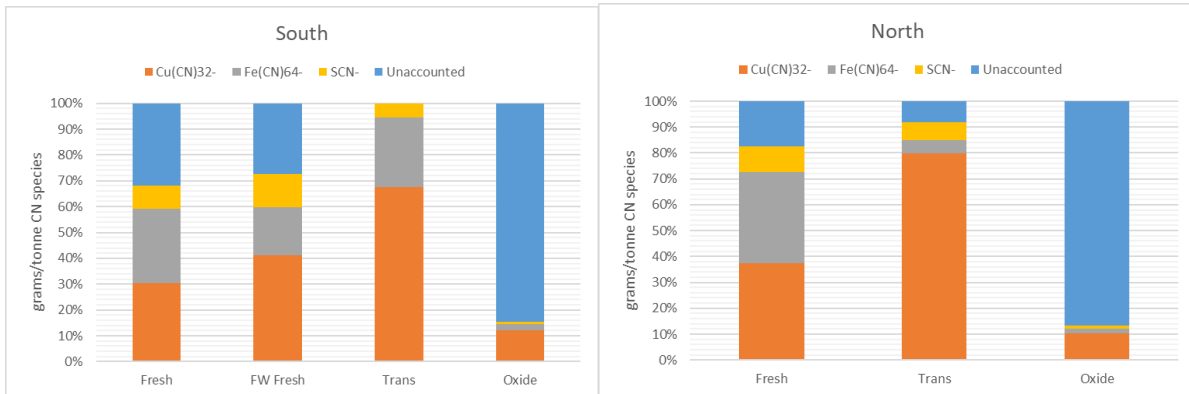
La Figure 13-11 présente une ventilation de la consommation signalée de cyanure de sodium par espèce.

Pour les domaines prédominants de minerai frais, la consommation de cyanure est de 30 à 40 % en raison du Cu en solution, de 20 à 30 % en raison du Fe en solution, de 10 % en raison du thiosulfate, et le reste n'est pas comptabilisé dans la solution et est considéré comme ayant été perdu lors de la décomposition des cyanates pour former du gaz ammoniac.

La consommation de cyanure de sodium pour les domaines de minerais de Transition semble être beaucoup plus associée au cuivre en solution, alors que pour les domaines d'Oxyde, une grande partie de la consommation est due à l'hydrolyse des produits de cyanate dans la mesure où elle n'est pas prise en compte dans les solutions mères. Il est probable que la température plus élevée des pulpes va augmenter les pertes de produits gazeux.

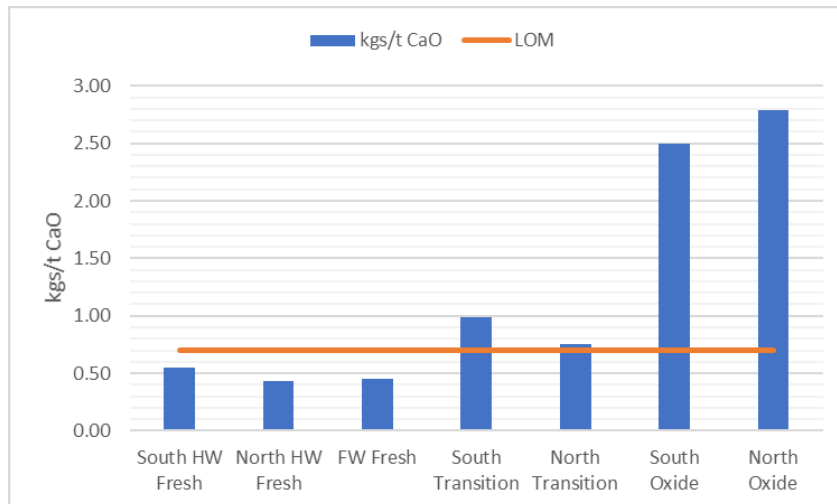
De petites quantités localisées de cuivre dans le minerai entraînent clairement des consommations élevées de cyanure de sodium.

Figure 13-11 Ventilation de la consommation de cyanure en grammes par tonne par espèce



La Figure 13-12 résume la consommation de chaux par domaine. On a constaté que les deux domaines d'Oxyde consomment beaucoup plus de chaux que les domaines de Transition et de Frais, mais leur impact sur les consommations globales pendant la durée de vie de la mine (LOM) est faible en raison des tonnages relativement faibles dans ces domaines.

Figure 13-12 Résumé des consommations de chaux en kg/tonne



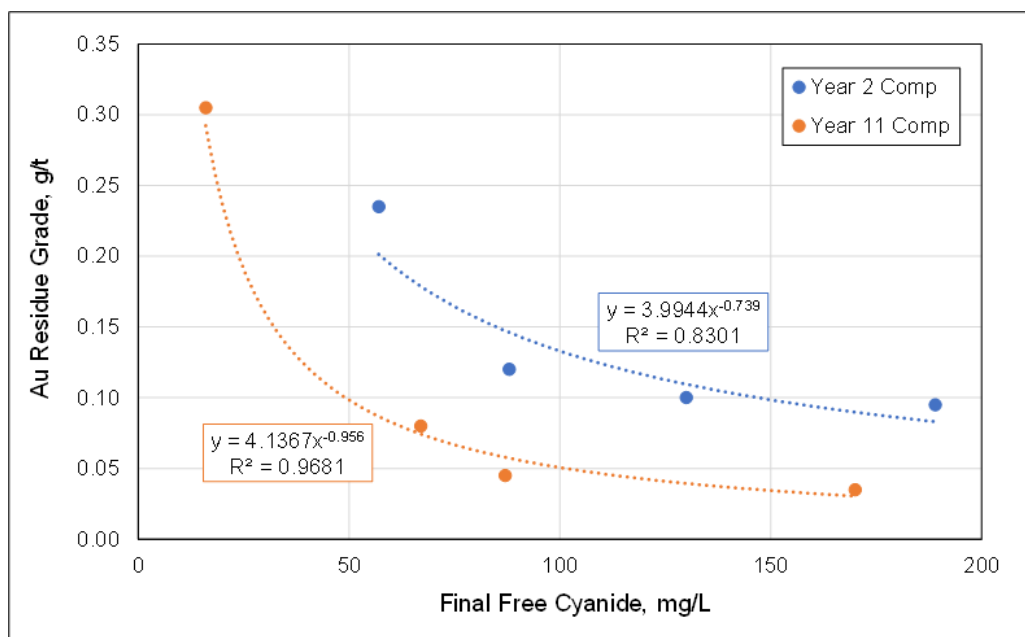
13.3.6 Mise à l'essai de la décroissance du cyanure de sodium

Deux échantillons composites représentant l'Année 2 (mélange élevé en Frais) et l'Année 11 (mélange élevé en Transition) ont été produits afin de mettre à l'essai la décroissance du cyanure de sodium à des concentrations de 0,50, 0,42, 0,33 et 0,25 g/l de cyanure libre. Les essais ont été établis avec des ajouts variables de cyanure pendant les 8 premières heures (0,25-0,5 g/l NaCN), et ensuite il n'a pas été rajouté de cyanure pendant le reste de la période des essais. L'objectif était de déterminer la décroissance du cyanure libre pendant les essais sur 36 heures, et d'évaluer l'impact sur la consommation de cyanure, de même que sur les extractions d'or et analyses finales de la solution. Le reste des conditions d'essai était identique à celles des essais sur la variabilité.

La Figure 13-13 montre que ~130 ppm du cyanure NaCN libre dans la cuve de lixiviation finale représentent la concentration optimale de cyanure libre à la fois pour l'Année 2 consistant en minerai à prédominance de Frais et l'Année 11 contenant une proportion plus élevée de minerai de Transition.

Des analyses chimiques détaillées ont été effectuées et elles ont servi à la modélisation environnementale.

Figure 13-13 Relation entre cyanure libre et g Au/t dans les résidus



Au residue grade, g/t	Teneur en or dans le résidu (g/t)
Final free cyanide, mg/L	Cyanure libre final (mg/litre)
Year 2 / Year 11 Comp	Composite Année 2 / Année 11

13.3.7 Modélisation du charbon

Des essais supplémentaires de modélisation (cinétique de lixiviation et cinétique d'adsorption) ont été réalisés en faisant appel aux échantillons composites de l'Année 2 et de l'Année 11, et leurs résultats ont été comparés au composite de Frais (à partir des résultats des essais précédents sur la modélisation, 17236-01). L'objectif de ces essais était de voir comment l'usine pourrait réagir aux changements d'alimentation des unités de lixiviation et de CIP à mesure que la mine progresse dans les différentes zones de minerai.

Les résultats ont permis de confirmer que si le nombre de séquences d'adsorption passe de six à huit, il est possible d'obtenir des teneurs de solution < 0,005 mg/ dans les résidus.

Des constantes kK de 84 et de 90 ont été obtenues pour les composites respectivement de l'Année 2 et de l'Année 11.

13.3.8 Essais d'épaississeur

Deux nouveaux échantillons composites ont été homogénéisés ensemble afin de produire 20 kg de solides sous forme de pulpes pour mise à l'essai supplémentaire dans un épaisseur de vendeur tiers. Ces nouveaux mélanges consistaient en 90 % de Frais et 10 % d'Oxyde ; dans un échantillon, les 10 % d'Oxyde étaient de la sapolite, et dans l'autre il s'agissait de saprock.

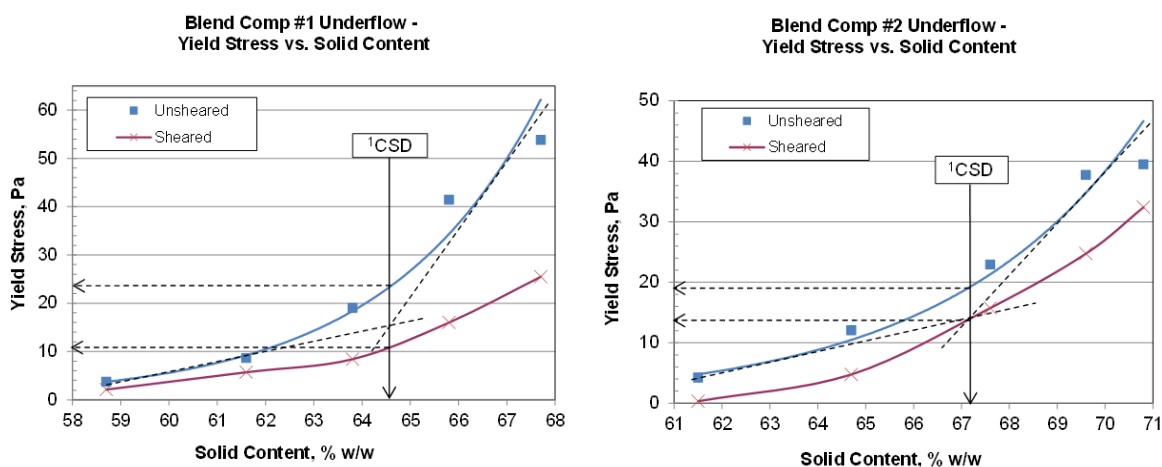
L'objectif était de confirmer la nécessité de coagulant dans la conception avec les quantités les plus faibles (max. 10 %) d'oxyde dans le mélange typique d'alimentation de l'usine.

Les résultats montrent que l'addition de coagulant à raison de 5 g/t produit moins de 200 ppm limpidité dans la surverse de surnageant. Au débit existant de 1,09 tph/m² pour la conception d'épaississeur, des densités de sousverse d'épaississeur de 59 % et 62,5 % ont pu être obtenues avec les échantillons de mélanges respectivement de sapolite et de saprock.

13.3.9 Rhéologie

Figure 13-14 représente la relation entre les valeurs de rupture (Pa) et les contenus de solides pour le composite assemblé n° 1 (10 % sapolite / 90 % Frais) et le composite assemblé n° 2 (10 % saprock / 90 % Frais). La densité critique de solides s'est avérée beaucoup plus élevée que le pourcentage de solides pour lixiviation opérationnelle (50 % de solides p/p) et les valeurs de rupture sous contrainte à ce pourcentage d'exploitation de solides étaient faibles, ce qui laisse raisonnablement penser que l'adsorption du carbone ne sera pas affectée par la gamme de solides prévue dans la conception.

Figure 13-14 Valeurs de rupture contre contenu de solides 10 % d'Oxyde



Blend comp. # underflow – Yield stress vs. solid content

Unsheared
Sheared
Yield stress, Pa
Solid content, %w/w

Composite n° 1 / Composite n° 2–

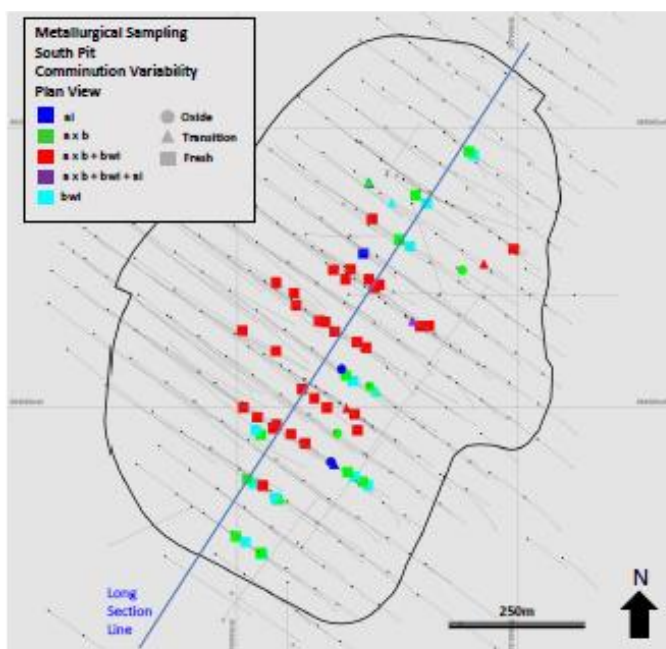
Résistance à la rupture par rapport au contenu de solides
Non cisailé
Cisailé
Résistance à la rupture en Pa
Contenu de solides en %p/p

13.4 Résumé des résultats de la métallurgie

13.4.1 Emplacements des échantillons métallurgiques

L'emplacement des échantillons de comminution pour toutes les campagnes d'essais est représenté sur la Figure 13-15 et la Figure 13-16.

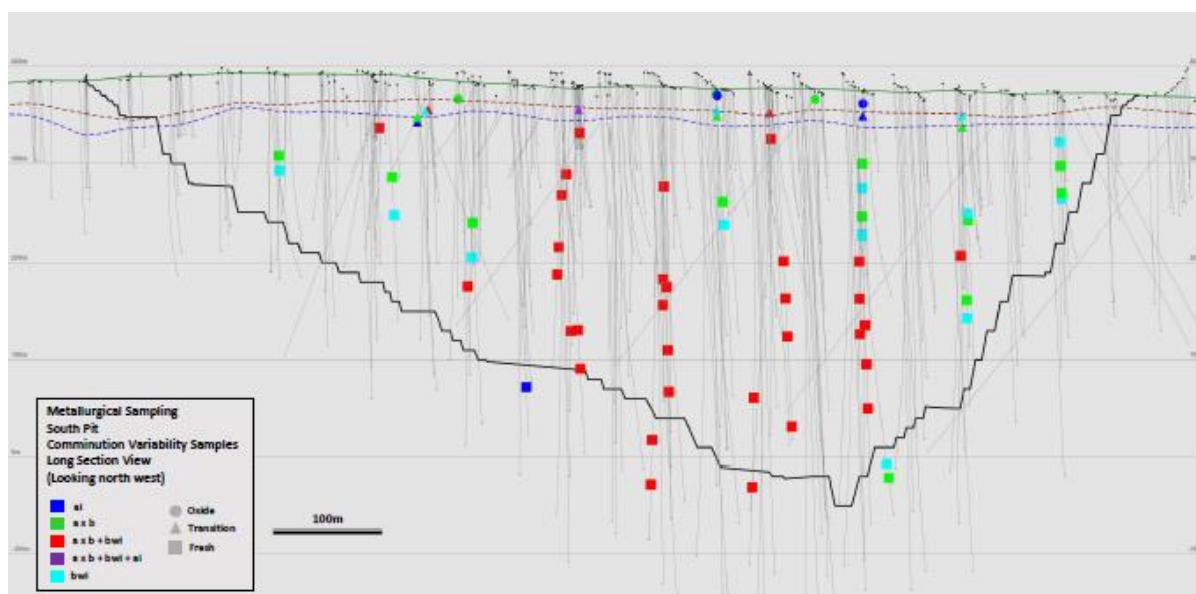
Figure 13-15 Emplacements des échantillons de comminution – plan

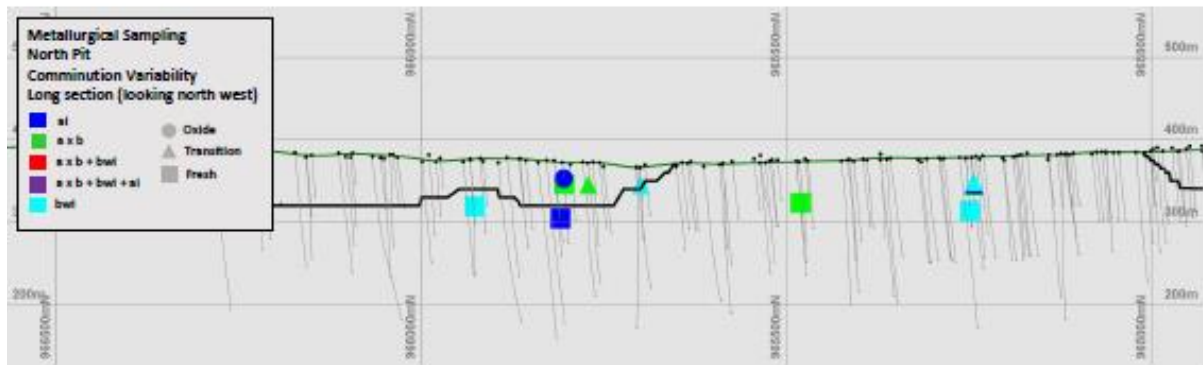


Metallurgical sampling
 South Pit
 North Pit
 Plan view
 Comminution variability
 Long section line
 Long section view (looking north west)

Échantillonnage métallurgique
 Fosse Sud
 Fosse Nord
 Vue en plan
 Variabilité de la comminution
 Ligne de section longitudinale
 Vue selon section longitudinale (regardant vers le nord-ouest)

Figure 13-16 Emplacements des échantillons de comminution – coupe





L'emplacement des échantillons de variabilité de la lixiviation à partir de toutes les campagnes d'essai est représenté sur la Figure 13-17 et la Figure 13-18.

Figure 13-17 Emplacements des échantillons de variabilité de la lixiviation – plan

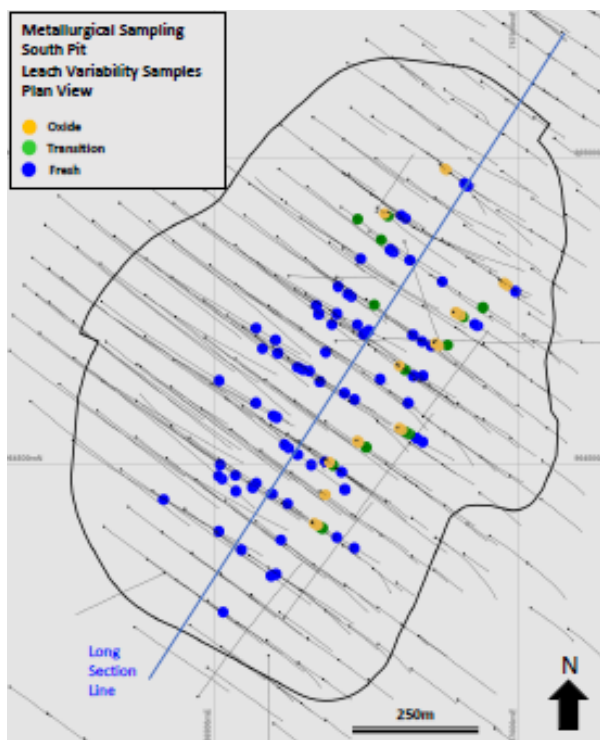
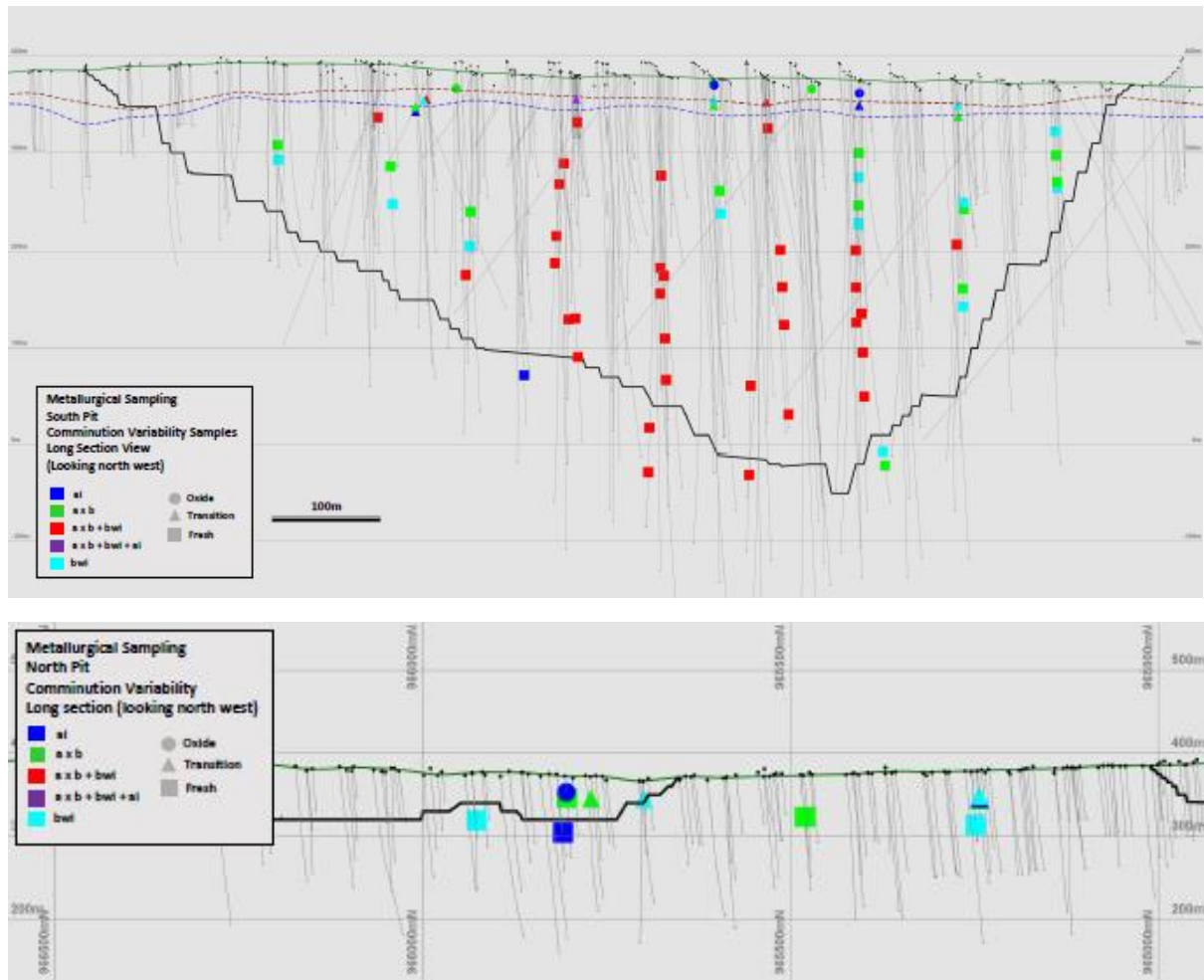


Figure 13-18 Emplacements des échantillons de variabilité de la lixiviation – coupe



13.4.2 Comminution

Le Tableau 13-11 résume les essais de comminution qui ont été effectués dans toutes les études (2018, 2020 et 2021).

Il a été effectué au total 65 essais JK Tech SMC, 67 essais d'indice de Bond en broyeur à boulets (« ballmill » BWi), 17 essais d'indice de Bond pour abrasion (Ai) et 12 essais de résilience à basse énergie (c.-à-d. indice de Bond au concassage, « crusher » CWi). Ces essais ont servi à étayer la conception du circuit de broyage. Les résultats des quatre essais de comminution en broyeur SAG (SMC) sur échantillons d'Oxyde extrêmement tendres n'ont pas été inclus, car ils se situent en dessous de la plage de données utilisées par JK Tech.

La zone de minéralisation fraîche prédominante est modérément dure en ce qui concerne la résistance au broyage et au concassage par broyeur SAG, mais tendre par rapport à la résistance au broyeur à boulets, et elle présente une abrasivité moyenne.

Tableau 13-11 Essais de comminution

Ore Type	Deposit %	JK Tech SMC A x b			Ballmill Work Index		Abrasion Index		Crusher Work Index	
		No Samples	Relative Density	JK SMC A x b	No Samples	Bond BWi kWhrs/t	No Samples	Bond Ai g	No Samples	Bond CWi kWhrs/t
Fresh	87.4	53	2.75	31.3	54	11.4	10	0.419	11	17.0
Trans	5.5	9	2.69	76.5	9	7.8	4	0.152	1	8.5
Oxide	7.0	3	1.57	*	4	3.9	3	0.115		
Total	100.0	65	2.66	34.0	67	10.7	17	0.383	12	15.4

* Oxide Data - Off JK Tech Scale

JK Tech SMC A x b	JK Tech SMC A x b (comminution en broyeur SAG)
Ball work index	Indice de Bond en broyeur à boulets
Abrasion index	Indice d'abrasion (Ai)
Crusher work index	Indice de Bond au concassage (CWi)
Ore type	Type de minerai
Fresh	Frais
Trans.	Transition
Oxide	Oxyde
Total	Total
Deposit %	% du gisement
No samples	Nombre d'échantillons
Relative density	Densité relative
Domain type	Type de domaine

Figure 13-19 représente la variabilité dans la valeur A x b de JK Tech SMC A x b pour 53 échantillons de Frais et 9 échantillons de Transition soumis aux essais pendant toutes les études (2018, 2020 et 2021).

On a constaté que le domaine prédominant de Frais, comptant pour 87,4 % du tonnage prévu pour être traité, est de dureté modérée avec une variabilité allant de très dure à tendre. La variation en relation avec la profondeur de fosse a été étudiée, mais elle s'est avérée insignifiante.

La dureté du domaine de Transition, représentant 5,5 % du tonnage planifié de traitement, a été constatée comme étant tendre, allant de modérément à très tendre.

Le domaine d'Oxyde représente 7 % du tonnage planifié de traitement, et il est tellement tendre qu'il se situe en dehors de l'échelle de JK Tech en ce qui concerne la mollesse : ces résultats doivent donc être considérés avec prudence. La Figure 13-20 représente la variabilité des indices de dureté soumis aux essais et le nombre total d'échantillons à l'essai est représenté sur l'axe des y (entre parenthèses).

Figure 13-19 A x b et variabilité par domaine de l'indice de Bond en broyeur à boulets

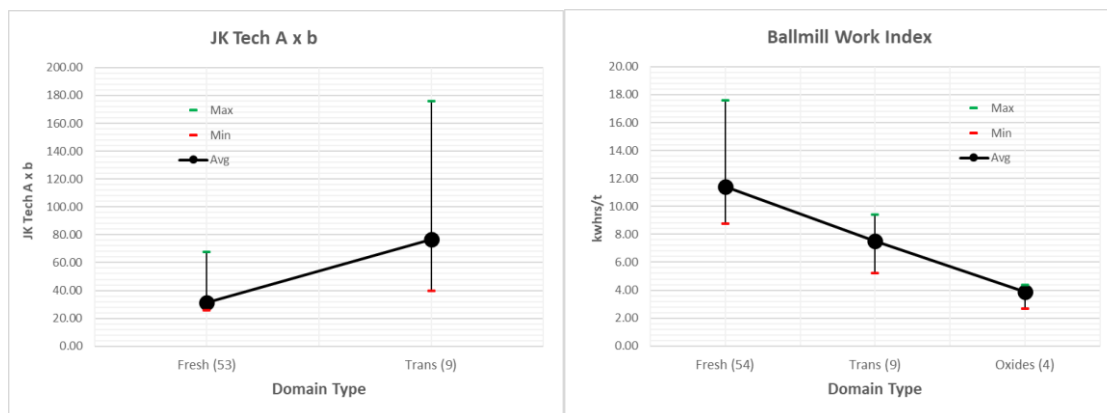
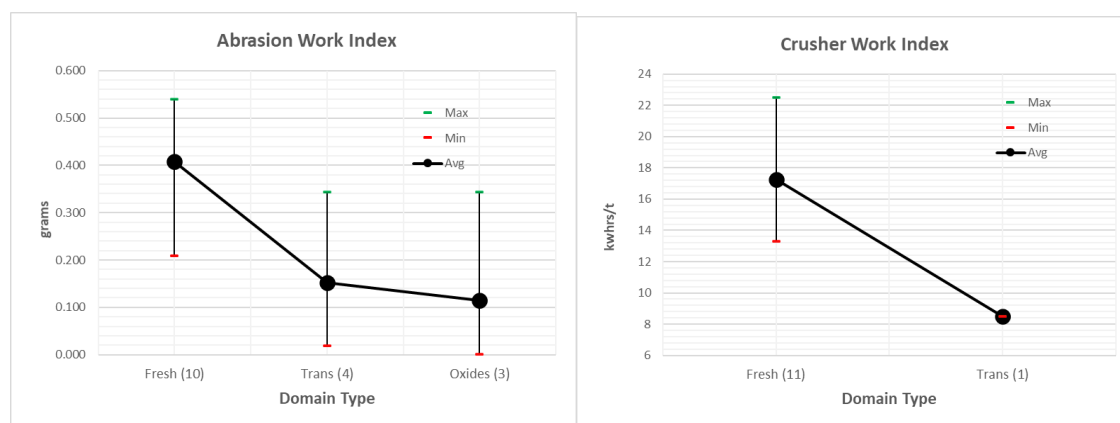


Figure 13-20 Variabilité par domaine des indices de Bond d'abrasion et d'impact à basse énergie (indice de broyabilité)



La résistance des domaines de Frais au broyage SAG était relativement cohérente sur l'ensemble des échantillons soumis aux essais ; en revanche, la variation est considérable pour les matériaux de Transition qui sont toutefois beaucoup plus tendres. Les échantillons d'Oxyde soumis aux essais ont donné des résultats qui se situent tous en dessous de l'échelle de JK Tech pour ce qui est de la mollesse : ce minerai est extrêmement tendre.

La résistance au broyeur à boulets est également la plus élevée et elle varie le plus dans le domaine de Frais, mais devient plus faible et moins variable dans les domaines de Transition et d'Oxyde.

L'abrasivité du domaine de Frais est la plus élevée dans le domaine de Frais, et elle est plus faible et approximativement la même dans ceux de Transition et d'Oxyde. On a observé le même degré de variabilité de l'abrasivité dans les trois domaines.

Le domaine de Frais a présenté de façon variable la plus grande résistance au concassage ; l'échantillon de Transition testé était, comme anticipé, moins résistant au concassage. Tous les échantillons d'Oxyde ont révélé un contenu en roche compétente insuffisant pour pouvoir être soumis aux essais.

En raison de la forte résistance observée au broyage SAG, de la grande capacité requise et de la stratégie opérationnelle consistant à stocker les oxydes argileux et à les mélanger lentement au cours de la LOM, un dispositif par cylindres de broyage à haute pression (HPGR) a en conséquence été considéré comme une meilleure alternative au broyage SAG. Le dimensionnement pour le HPGR a été obtenu à l'aide d'une relation Lycopodium en interne entre données HPGR et SMC. Des essais réels du HPGR seront nécessaires pour affiner le dimensionnement de l'équipement et procurer des garanties de performances.

13.4.3 Données métallurgiques

Le Tableau 13-12 représente le résumé des données métallurgiques en fonction des teneurs en or réelles de la ressource de Koné.

Les efficacités d'extraction de l'or par lixiviation se basent sur les moyennes arithmétiques de toutes les données testées dans chaque domaine de minerai ; la relation entre teneurs d'alimentation en or et résidus de lixiviation a été utilisée afin de normaliser toutes les données d'extraction par lixiviation à la concentration réelle en or de la ressource pour chaque domaine de minerai.

Une analyse de solution à 0,005 mg/l a servi à calculer la perte d'or soluble ; les mg Au/l modélisés étaient en fait plus bas. On a supposé une perte de 0,15 % d'or dans les fines de charbon.

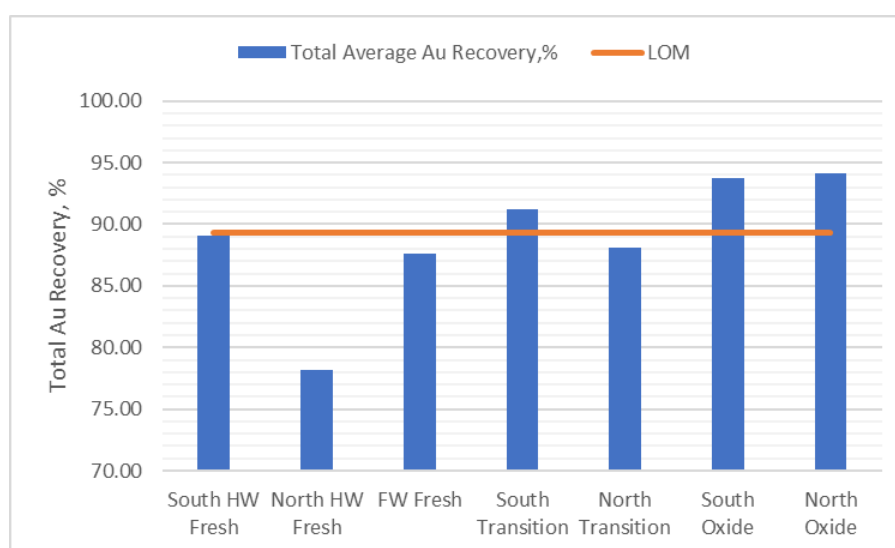
Tableau 13-12 Résumé des données métallurgiques produites

# Samples	Domain	Processed ('000 t)	Processed Au g/t	Calc	Au Leach Extraction %	Soluble Au Losses		Carbon Fines Loss, %	Au Recovery %	kgs/t NaCN	kgs/t CaO
				Residue							
53	South HW Fresh	124,107	0.69	0.07	89.98	0.005	0.72	0.15	89.10	0.26	0.55
12	North HW Fresh	469	0.56	0.12	79.18	0.005	0.89	0.15	78.13	0.37	0.43
13	South FW Fresh	17,337	0.55	0.06	88.70	0.005	0.91	0.15	87.65	0.23	0.45
17	South Transition	7,894	0.56	0.04	92.27	0.005	0.89	0.15	91.23	0.18	0.99
5	North Transition	387	0.46	0.05	89.30	0.005	1.09	0.15	88.06	0.35	0.75
21	South Oxide	9,807	0.57	0.03	94.82	0.005	0.88	0.15	93.79	0.18	2.50
9	North Oxide	917	0.47	0.03	94.43	0.005	1.06	0.15	93.21	0.13	2.79
130	LOM	160,918	0.66	0.06	90.20	0.005	0.76	0.15	89.30	0.25	0.70

# samples	n° des échantillons
Domain	Domaine
Processed ('1000 t)	Traité (x 1000 tonnes)
Processed Au g/t	Traité Au g/t
Calc residue	Résidu calculé
Au leach extraction %	% extraction Au par lixiviation
Soluble Au losses	Pertes Au soluble
Carbon fines loss, %	% pertes fines de charbon
Au recovery %	% récupération Au
kgs/t NaCN	kg/t NaCN
kgs/t CaO	kg/t CaO

La Figure 13-21 représente la récupération moyenne d'or par domaine et la récupération pondérée d'or durant la LOM. La récupération de l'or de la LOM est principalement déterminée par l'éponte supérieure (HW) de Frais dans la Fosse Sud, car c'est le domaine qui contribue le plus aux onces d'or.

Figure 13-21 Résumé de la récupération totale d'or



Total average Au recovery, %	% récupération Au moyenne du total
LOM	Durée de vie de la mine
Total Au recovery, %	% récupération Au totale
South HW Fresh / North HW Fresh	Frais éponte supérieure sud / Frais éponte supérieure nord
FW fresh	Frais éponte inférieure
South Transition / North Transition	Sud Transition / Nord Transition
South Oxide / North Oxide	Sud Oxyde / Nord Oxyde

13.4.4 Spéciation d'argile

Les essais confirment que la kaolinite (argile collante), et la montmorillonite et la nontronite (argiles gonflantes) sont présentes en proportions importantes (> 30 %) dans le domaine d'oxyde. La kaolinite semble davantage dominer dans le domaine d'oxyde à saprolite, tandis que la montmorillonite et la nontronite dominent surtout dans le saprock.

13.4.5 Concentration gravimétrique

Les essais réalisés montrent clairement l'absence d'avantages significatifs dans l'installation d'une étape de récupération par gravimétrie en raison de la granulométrie intrinsèquement très fine de l'or.

13.4.6 Essais de diagnostic sur résidus de lixiviation

Les essais ont permis de confirmer que le degré d'or libre récupérable dans les résidus est faible (~1 %). La majorité de l'or est emprisonnée à l'intérieur de sulfures et le reste est emprisonné dans les roches hôtes.

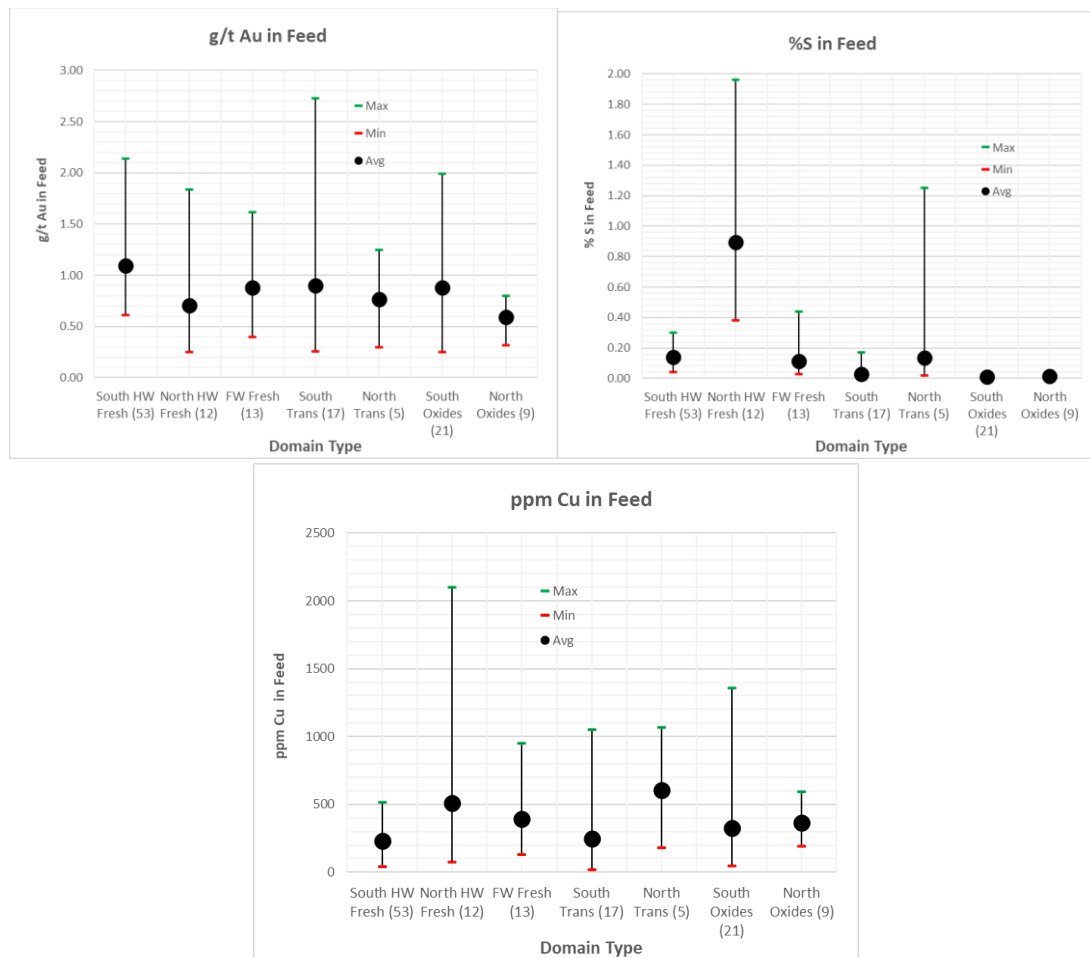
Il n'est pas justifié d'avoir recours à une étape de récupération par un équipement multigravité à rendement pondéral plus élevé.

13.4.7 Essai de variabilité de lixiviation au cyanure

La Figure 13-22 représente les valeurs maximales, moyennes et minimales pour g/t Au, % S et ppm Cu dans tous les échantillons soumis aux essais.

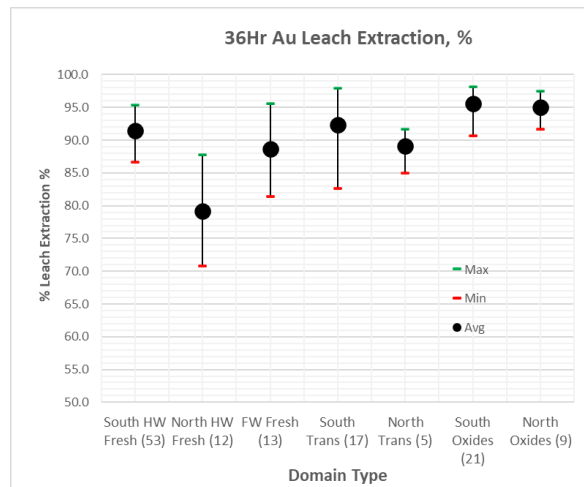
La moyenne g/t Au dans les échantillons sélectionnés pour l'ÉFD présentait comme prévu un contenu plus faible (0,71g/t Au), plus en ligne avec les g/t Au de la ressource. Les études sur la gamme de g/t Au rassemblaient suffisamment de données pour fournir des relations entre g/t Au dans l'alimentation et g/t Au dans les résidus, comme ceci est montré plus haut. Il a été constaté que le % S et les ppm Cu dans l'alimentation présentent une plage de valeurs significativement plus étendue dans le domaine de Frais HW nord : ce domaine contient seulement 2,9 % du tonnage total de traitement et 2,5 % des onces contenues traitées, mais il se caractérise par des degrés élevés de sulfures et plus spécifiquement des sulfures de cuivre. On a pu observer quelques pics dans le domaine de Transition nord, résultant en une consommation en cyanure localisée plus élevée.

Figure 13-22 g/t Au, % S et ppm Cu dans la variabilité d'alimentation par type de domaine
 (g/t Au dans l'alimentation)
 (% S dans l'alimentation)
 (ppm Cu dans l'alimentation)



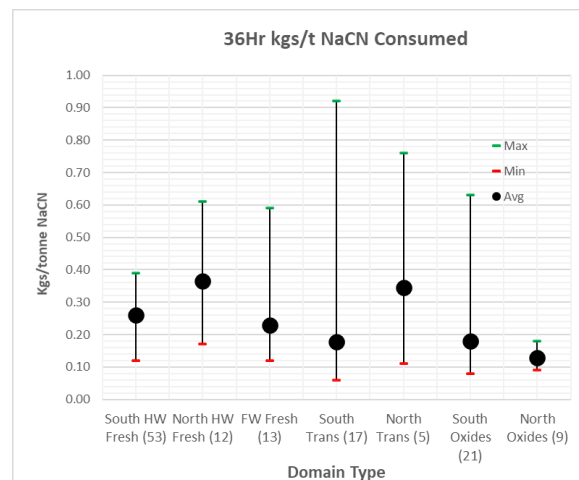
La Figure 13-23 représente la variabilité dans l'efficacité de l'extraction par lixiviation pour chaque domaine de minerai. La faible proportion du type de minerai de Frais HW nord est celle que l'on voit varier le plus, entre 70,8 % et 87,8 % avec une moyenne de 79,2 %, et elle est due aux niveaux accrus de sulfures, en particulier de sulfures de cuivre. Les domaines de minerai de Frais, de Transition et d'Oxyde sud HW et FW présentent des extractions d'or par lixiviation plus élevées, essentiellement parce que ces minerais contiennent moins de sulfures.

**Figure 13-23 Variabilité d'extraction par lixiviation en % Au par type de domaine
 (% d'extraction de l'or par lixiviation en 36 heures)**



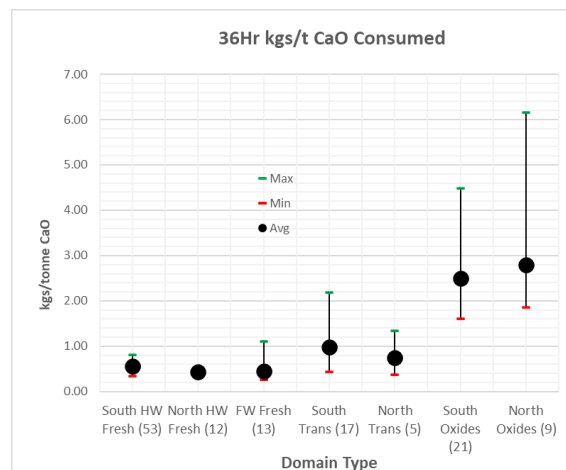
La Figure 13-24 représente la variabilité observée sur la consommation de cyanure de sodium par domaine de minerai. La variabilité de la consommation de cyanure de sodium est la plus élevée dans le domaine du minerai de Transition en raison de la présence de zones localisées à forte teneur en cuivre. De petites zones localisées à teneur élevée en cuivre dans les petits domaines de minerai Frais et Transition de nord HW entraînent également des consommations élevées de cyanure.

**Figure 13-24 Consommation en kg/t NaCN par type de domaine
 (consommation de NaCN en kg/t en 36 heures)**



La Figure 13-25 représente la variabilité dans les consommations de chaux hydratée par domaine. La consommation est systématiquement faible pour les domaines de minerai Frais HW, Frais FW et Transition, mais elle est beaucoup plus élevée et varie davantage dans les domaines de minerai d'Oxyde.

**Figure 13-25 Consommation en kg/t CaO par type de domaine
 (consommation de CaO en kg/t en 36 heures)**



13.4.8 Essais sur la décroissance de la lixiviation au cyanure

Les essais de décomposition du cyanure de sodium ont montré que les niveaux typiques attendus pour le cyanure de sodium libre dans les résidus de lixiviation finale seront ~130 ppm pour le type de minerai Frais prédominant, afin d'assurer la présence d'une quantité suffisante de cyanure libre pour lixivier l'or en 36 heures. Cela laisse une certaine marge pour réduire la concentration en cyanure libre dans l'usine, ce qui réduira légèrement les taux de consommation de cyanure.

Il faudra ajouter le cyanure de sodium seulement aux deux premières cuves ou, dans le pire des cas, aux trois premières. Il ne semble pas nécessaire d'ajouter une séquence le long du train de cuves.

13.4.9 Modélisation du charbon

Les derniers résultats de la modélisation du charbon de l'ÉFD utilisant 10 % d'Oxyde sous forme de saprolite et/ou de saprock avec 90 % de Frais garantissent que l'efficacité de l'adsorption du carbone n'est pas affectée par ce mélange d'oxyde et de minerai frais.

En outre, les solutions mères de faible teneur, en raison de la faible teneur en or de la ressource actuelle peuvent produire < 0,005 mg/l d'or en solution si l'on fait appel à la conception modifiée de l'ÉFD des 8 étapes d'adsorption de type Kemix.

13.4.10 Modélisation du charbon pour l'argent

Des essais en rotation de bouteille ont été réalisés sur quatre échantillons composites représentant les minerais Frais HW, Frais FW, Transition et Oxyde afin de déterminer les taux de récupération de l'argent par une séquence d'adsorption. On a employé les mêmes conditions que celles précédemment mentionnées dans les essais sur la modélisation du charbon.

Le Tableau 13-13 représente les efficacités de la séquence d'adsorption de l'argent, obtenues à partir de ces essais.

Tableau 13-13 Efficacités de séquence d'adsorption de l'argent

Efficacités ADR Ag Frais, %	45,5
Efficacités ADR Ag Frais FW, %	37,5
Efficacités ADR Ag Transition, %	58,3
Efficacités ADR Ag Transition, %	46,2

Les récupérations par séquence d'adsorption (ADR) de l'argent obtenues à partir de cette phase des essais ont été utilisées concurremment avec les résultats des mg/l Ag, dérivant des analyses de solutions mères de 36 heures, provenant des 130 essais de variabilité par rotation de bouteille. Cette méthodologie a été utilisée pour fournir un rapport entre l'or et l'argent qui se chargerait en théorie sur le charbon, et ce rapport a ensuite été utilisé pour calculer le % Au dans le doré.

Le % Au dans le doré a été estimé pour deux phases distinctes du Projet, comme suit :

Années 1 à 9 incluse, traitement uniquement du minerai à forte teneur ;

Années 10 à 15 incluse, traitement du minerai à faible teneur mis en tas de stockage.

La finesse estimée du doré est représentée dans le Tableau 13-14.

Tableau 13-14 Efficacités de séquence d'adsorption de l'argent

	Distribution	g/t Au	% Au récupéré	% Au dans doré
Minerai à forte teneur	60 %	0,82	90,3	88,1
Minerai à faible teneur	40 %	0,42	86,3	76,5
LOM	100 %	0,66	89,3	86,5

13.4.11 Mise à l'essai d'épaississeur

Les essais supplémentaires de l'épaississeur pour l'ÉFD au taux de flux fixe de 1,09 tph/m² ont montré que de petites doses (5 g/t) de coagulant sont nécessaires pour garantir que la limpidité du surnageant de l'épaississeur soit < 200 ppm de solides. L'avantage supplémentaire de l'ajout de cette petite quantité de coagulant est que le dosage du flocculant peut être réduit. Les densités dans la sousverse de l'épaississeur, si l'on utilise les mélanges d'Oxyde prévus à 10 % soit de saprolite soit de saprock, confirment toutes que les densités de sousverse de l'épaississeur peuvent être plus élevées que prévu : ceci permet de recycler davantage de cyanure libre dans l'eau de surverse de l'épaississeur de résidus vers l'alimentation de lixiviation afin de diluer la sousverse de l'épaississeur de prélixiviation pour atteindre l'objectif de 50 % de solides pour la lixiviation. Cela permettra en fin de compte de réduire les taux de consommation de cyanure dans la pratique. Cet effet n'est pas pris en compte dans la modélisation financière et offre donc un certain potentiel de réduction des coûts de consommation de cyanure de sodium lorsque le Projet entrera en production.

13.4.12 Propriétés rhéologiques

Les propriétés rhéologiques des mélanges proposés d'Oxyde à 10 % ne montrent aucun signe d'augmentation des valeurs de rupture, à des niveaux qui auraient un effet négatif sur l'adsorption de l'or sur le charbon. Ceci a été confirmé par le travail de modélisation du charbon décrit plus haut.

Les densités critiques de solides calculées en traçant les valeurs de rupture en fonction du % de solides dans la pulpe sont corroborées et vérifiées par les essais supplémentaires sur épaisseur décrits ci-dessus.

14 ESTIMATION DE LA RESSOURCE MINÉRALE

14.1 Introduction

Les ressources récupérables ont été estimées pour le gisement de Koné par krigeage multivariable (MIK) complété d'une correction des supports de blocs permettant de refléter la sélectivité de l'extraction minière à ciel ouvert, méthode qui en effet fournit sur un vaste éventail de styles de minéralisation des estimations fiables de ressources récupérables dans les exploitations à ciel ouvert.

Les estimations reposent sur des données de forages RC et diamant fournies par Montage en août 2021. Les détails de cet échantillonnage et des teneurs sont décrits dans les chapitres précédents de ce rapport.

Le logiciel Micromine a servi à la compilation des données, à la production de modèles fil de fer et au codage des valeurs des composites ; l'estimation des ressources a été effectuée en faisant appel au logiciel GS3M. Les estimations résultantes ont été importées dans Micromine, en vue de l'élaboration de rapports sur les ressources.

Les estimations de la Ressource Minérale ont été classées et rapportées conformément à NI 43 101 et aux classifications adoptées par le Conseil de l'ICM en mai 2014. Les estimations faites par sondages espacés d'environ 50 m sur 50 m sont classées en tant qu'Indiquées, avec des estimations de ressources Présumées, reposant sur des estimations généralement espacées de 100 m.

Les estimations sont contraintes à l'intérieur d'une fosse optimale générée à un cours de l'or de 1 500 USD/oz, en dessous d'un modèle topographique fil de fer produit par Montage à partir de relevés par système GPS différentiel.

La modélisation de la Ressource a été entreprise sur un maillage local défini par Montage, lequel comprend une rotation de 35° et une vue en plan décalée de WGS84, ainsi qu'une augmentation d'élévation de 1 000 m (Tableau 14-1). Cette transformation aligne les cheminements des sondages RC et diamant sur les lignes de section est-ouest du maillage local. Dans ce chapitre, toutes les références de figures, de coordonnées et de directions reflètent le maillage local.

Tableau 14-1 Transformation de WGS84 sur maillage local

	WGS84	Maillage local
Abscisse	756,452.21 mE	5,000.00 mE
Ordonnée	964,427.14 mN	24,600.00 mN
Rotation	-35°	
Modification d'élévation	+1 000 m	

14.2 Interprétation de la minéralisation et détermination de domaines

Les forages à Koné ont permis de délimiter une zone minéralisée de tendance structurale vers le nord, avec un pendage vers l'ouest d'environ 50°. La transition de minéralisation d'or à roche hôte stérile se caractérise de manière générale par des limites de teneur diffuses.

La modélisation de la ressource actuelle incorpore une enveloppe minéralisée interprétée par MPR sur la base de teneurs d'or de composites saisies sur des intervalles continus supérieurs à 0,1 g/t et d'un domaine environnant. Les échantillons de forage dans le domaine environnant qui s'étend généralement jusqu'à environ 130 m de l'enveloppe minéralisée montrent des teneurs en or généralement faibles et des zones à teneur élevée en or généralement rares et discontinues. Le domaine environnant ne contribue pas aux estimations de la Ressource Minérale. Les limites de domaines ont été numérisées sur des sections transversales, rattachées aux traces des sondages si nécessaire, puis représentées en solides tridimensionnel dans le modèle fil de fer.

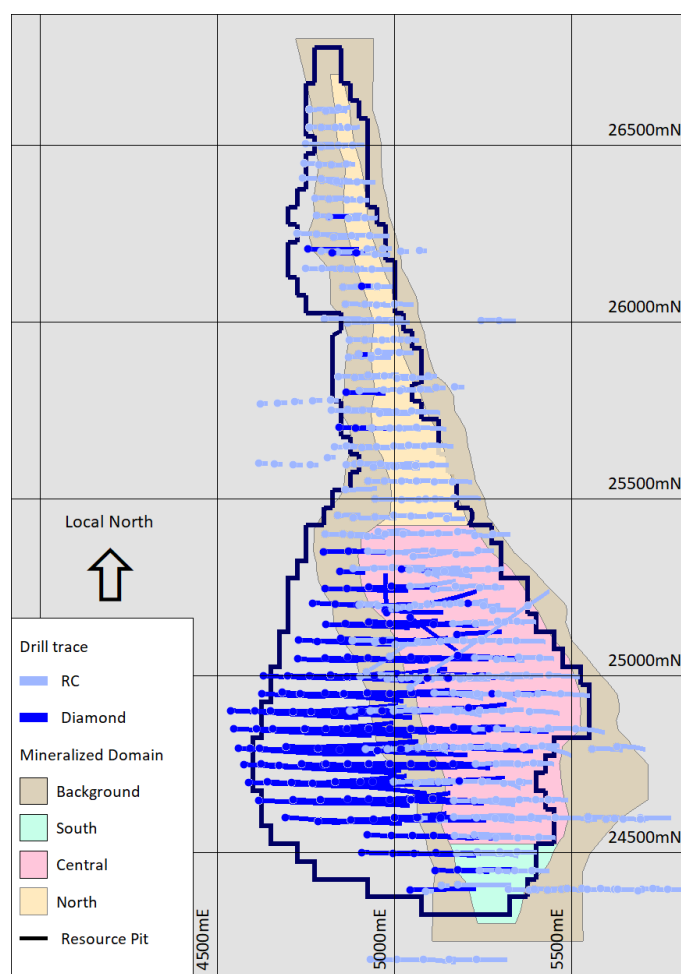
L'enveloppe minéralisée vers 130 a une direction de couche nord-nord-est (350) avec un pendage vers l'ouest d'environ 50° et elle est interprétée sur une direction de couche de 2,4 km avec des largeurs horizontales s'étendant d'environ 35 m à 450 m, pour une moyenne d'environ 215 m. Les largeurs véritables peuvent atteindre 350 m.

L'enveloppe minéralisée est subdivisée en trois domaines minéralisés comprenant des domaines sud et nord à plus faible teneur, et une zone centrale principale à plus forte teneur. Pour chaque domaine minéralisé, les teneurs moyennes en or dans les composites de forage sont plus élevées dans la partie ouest que dans la partie est.

Montage a fourni des surfaces représentant la base de l'oxydation complète et le sommet de la roche fraîche, interprétées à partir des diagraphies géologiques des forages. Ces surfaces ont servi à marquer l'estimation de composites dans les jeux de données en sous-domaines 'Oxyde', 'Transition' et 'Frais', l'affectation de densité, et le partitionnement des ressources par type d'oxydation. À l'intérieur de la surface d'enveloppe minéralisée, la profondeur à la base de l'oxydation complète s'étend d'environ 8 m à 45 m avec une moyenne de 24 m, et la roche fraîche se produit entre 15 et 56 m, avec une moyenne d'environ 35 m.

La Figure 14-1 représente l'expression de la surface du domaine minéralisé par rapport aux traces des forages RC et diamant ayant servi à l'estimation de la Ressource. La Figure 14-3 représente un exemple de sections transversales des domaines d'estimation par rapport aux traces des forages colorés par des teneurs d'or regroupées en composites et des estimations de modèle de blocs. Ces tracés montrent que pour certaines sections transversales, les trous de forage des ressources ne pénètrent pas tous dans toute la largeur de l'enveloppe minéralisée. Dans ces sections, les forages testent de façon préférentielle les parties ouest de l'enveloppe minéralisée, dont les portions de teneur moyenne en or sont généralement plus élevées.

Figure 14-1 Domaine minéralisé et traces des forages RC et forages au diamant



RC	Forage en circulation inverse (RC)
Diamond	Forage au diamant
Mineralized domain	Domaine minéralisé
Background	Milieu naturel
South	Sud
Central	Central
North	Nord
Resource pit	Fosse de la Ressource

Produit par MPR en août 2021 d'après des informations fournies par Montage. Maillage local.

14.3 Jeu de données des estimations

Les estimations reposent sur des teneurs en or regroupées en composites de trous par RC et diamant, profonds de deux mètres, rassemblant 41 555 composites dont les teneurs en or s'échelonnent entre 0,000 et 51,16 g/t, avec une moyenne de 0,35 g/t. Des échantillons à partir de forages RC et au diamant fournissent des proportions approximativement égales de composites combinés du domaine minéralisé.

Le Tableau 14-2 présente les statistiques à une variable des teneurs en or de composite pour le jeu de données d'estimation, selon les subdivisions du domaine minéralisé et du degré d'oxydation. Les caractéristiques remarquables de ces statistiques comprennent ce qui suit :

- À 0,04 g/t, la teneur moyenne en or des composites du domaine environnant est nettement inférieure à celle du domaine minéralisé, ce qui prouve que le découpage en domaines a permis d'attribuer de façon efficace la plupart des composites minéralisés, aux domaines minéralisés.
- En fournissant environ 81 % du jeu de données du domaine minéralisé combiné, le domaine minéralisé central contient remarquablement plus de composites que les domaines nord et sud.
- À 0,50 g/t de teneur en or moyenne pour les composites du domaine minéralisé central, ceci est remarquablement plus élevé que pour les domaines minéralisés sud et nord.
- À l'exception de la zone de transition et du domaine minéralisé sud qui représente environ 4 % du jeu de données du domaine minéralisé combiné et contient relativement peu de composites complètement oxydés, les teneurs composites moyennes pour chaque domaine minéralisé montrent relativement peu de variabilité entre les zones d'oxydation.
- Les teneurs en or présentent une forte asymétrie positive avec un coefficient de variation de l'ordre de 2, ce qui indique que le MIK est une technique appropriée pour cette estimation.

Tableau 14-2 Statistiques du jeu de données des estimations

Au g/t	Domaine environnant				Domaine minéralisé sud			
	Compos. Ox	Trans.	Frais	Total	Compos. Ox.	Trans.	Frais	Total
Nombre	2 310	675	7 263	10 248	119	42	1 190	1 351
Moyenne	0,04	0,02	0,04	0,04	0,06	0,06	0,25	0,23
Variance	0,02	0,00	0,02	0,02	0,01	0,01	0,11	0,10
Coef. var.	3,18	2,91	3,08	3,12	1,55	1,34	1,32	1,40
Minimum	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
1 ^{er} quartile	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,05	0,04
Moyenne	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,03	0,15	0,13
3 ^e quartile	0,04	0,02	0,04	0,04	0,07	0,06	0,34	0,31
Maximum	2,75	1,39	5,70	5,70	0,46	0,31	4,59	4,59
Au g/t	Domaine minéralisé central				Domaine minéralisé nord			
	Compos. Ox.	Trans.	Frais	Total	Compos. Ox.	Trans.	Frais	Total
Nombre	2 348	1 261	21 801	25 410	994	381	3 171	4 546
Moyenne	0,53	0,50	0,49	0,50	0,33	0,28	0,30	0,31
Variance	0,83	0,75	1,07	1,04	0,51	0,18	0,51	0,48
Coef. var.	1,73	1,75	2,10	2,05	2,14	1,53	2,35	2,25
Minimum	0,000	0,000	0,000	0,000	0,005	0,005	0,000	0,000
1 ^{er} quartile	0,11	0,09	0,09	0,10	0,07	0,05	0,05	0,06
Moyenne	0,27	0,23	0,23	0,24	0,16	0,16	0,15	0,15
3 ^e quartile	0,63	0,57	0,55	0,55	0,34	0,33	0,34	0,34
Maximum	24,03	13,43	51,16	51,16	12,42	4,47	25,18	25,18

14.4 Paramètres d'estimation

Le cadre du modèle de blocs utilisé par la modélisation du MIK couvre toute l'étendue des composites informateurs et des domaines minéralisés. Il comprend des grilles de forage de dimensions 25 m est-ouest sur 50 m nord-sud et 10 m à la verticale, définies en coordonnées du maillage local.

Pour chaque domaine, les composites analysés des trois sous-domaines d'oxydation ont été combinés pour déterminer les seuils indicateurs et les teneurs en or moyennes dans les classes. Cette approche reflète la variabilité généralement limitée des teneurs moyennes en or dans les composites avec le degré d'oxydation et elle fournit suffisamment de composites pour générer des statistiques conditionnelles robustes.

Les seuils indicateurs de teneurs ont été définis en utilisant un ensemble cohérent de centiles pour les données dans chaque domaine. Toutes les teneurs des classes ont été déterminées à partir des teneurs moyennes des classes — à l'exception des classes supérieures qui ont été examinées au cas par cas — et d'une teneur appropriée sélectionnée afin de réduire l'impact des petits nombres de composites aberrants. Pour le domaine minéralisé central, la teneur de la classe supérieure a été estimée à partir de la teneur moyenne de la classe avec 15 composites de teneur de coupure en or aberrantes à 15 g/t. Selon l'expérience de l'auteur, l'approche adoptée pour la détermination des teneurs de classe supérieure est appropriée pour la modélisation de MIK sur des minéralisations aussi fortement variables que celle de Koné.

Le Tableau 14-3 présente les seuils indicateurs et les teneurs moyennes des classes, où la valeur et la source des teneurs dans les classes supérieures sont utilisées pour l'estimation représentée sous la teneur moyenne des classes supérieures.

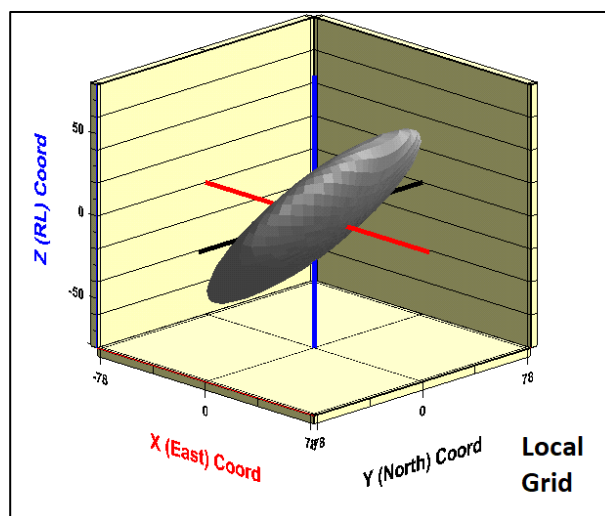
Les variogrammes indicateurs ont été modélisés pour chaque seuil indicateur à partir des composites combinés du domaine minéralisé. Pour déterminer les facteurs d'ajustement de la variance, un variogramme a été modélisé à partir des teneurs en or de composite. Les variogrammes modélisés concordent avec l'interprétation géologique et les tendances montrées par les teneurs en or regroupées en composites, présentant un pendage moyen vers l'ouest d'environ 50°.

La Figure 14-2 illustre comme exemple de modèle de variogramme une carte de surface tridimensionnelle du modèle du variogramme indicateur médian pour la valeur 0,85 du variogramme.

Les quatre critères de recherche progressivement plus souples (Tableau 14-4) utilisés pour l'estimation du MIK étaient alignés sur l'orientation de la minéralisation du domaine dominant et inclinés vers l'ouest à 50°. La passe de recherche 4 informe un petit nombre de grilles de forage dans des zones largement échantillonnées. Les grilles de forage informées par cette passe de recherche représentent environ 0,3% des ressources minérales estimées et la fiabilité de ces estimations n'a pas d'impact significatif sur la confiance dans les ressources estimées.

Les estimations du modèle comprennent un ajustement de la variance afin de donner des estimations de ressources récupérables au-dessus des teneurs-seuils de coupure en or pour des unités d'extraction sélective (SMU, « selective mining units ») de cinq sur dix sur cinq mètres (est, nord, vertical). Les ajustements de variance ont été appliqués en faisant appel à la méthode par distribution log-normale et aux facteurs d'ajustements listés dans le Tableau 14-5.

Figure 14-2 Tracé tridimensionnel de variogramme (maillage local)



Z (RL) coord
 X (East) coord
 Y (North) coord

Coordonnées Z (niveau réduit)
 Coordonnées X (abscisse)
 Coordonnées Y (ordonnée)

Tableau 14-3 Seuils indicateurs et teneurs moyennes des classes

Centile	Domaine environnant		Domaine minéralisé sud		Domaine minéralisé central		Domaine minéralisé nord	
	Seuil (Au g/t)	Moyenne (Au g/t)	Seuil (Au g/t)	Moyenne (Au g/t)	Seuil (Au g/t)	Moyenne (Au g/t)	Seuil (Au g/t)	Moyenne (Au g/t)
10 %	0,005	0,005	0,007	0,005	0,037	0,019	0,013	0,007
20 %	0,005	0,005	0,030	0,019	0,075	0,056	0,040	0,026
30 %	0,005	0,005	0,060	0,044	0,117	0,096	0,070	0,054
40 %	0,007	0,006	0,100	0,078	0,170	0,143	0,108	0,088
50 %	0,014	0,011	0,135	0,120	0,240	0,202	0,150	0,128
60 %	0,024	0,019	0,190	0,163	0,330	0,281	0,203	0,174
70 %	0,037	0,030	0,265	0,225	0,461	0,390	0,285	0,242
75 %	0,048	0,043	0,324	0,292	0,555	0,505	0,340	0,311
80 %	0,060	0,054	0,380	0,348	0,680	0,616	0,410	0,370
85 %	0,080	0,070	0,455	0,414	0,854	0,763	0,520	0,461
90 %	0,110	0,093	0,575	0,510	1,140	0,983	0,685	0,598
95 %	0,205	0,149	0,770	0,664	1,752	1,396	1,035	0,819
97 %	0,295	0,242	0,915	0,838	2,255	1,976	1,345	1,182
99 %	0,570	0,400	1,296	1,046	3,766	2,839	2,395	1,721
100 %	5,700	0,920	4,590	1,810	51,160	6,418	25,175	3,524
		Médiane		Médiane		Coup. moy. 15 g/t		Médiane

Tableau 14-4 Critères de recherche

Rotation d'ellipsoïde : Z+10, Y-50 (maillage local)				
Recherche	Rayons (m)	Données minimum	Octants minimum	Données maximum
1	60,60,15	16	4	48
2	78,78,19.5	16	4	48

3	78,78,19,5	8	2	48
4	120,120,30	8	2	48

Tableau 14-5 Facteurs d'ajustement de la variance

Domaine	Bloc / grille de forage	Effet de l'information	Ajustement total
Tous domaines	0,165	0,842	0,139

14.5 Affectation de masse volumique apparente

Des masses volumiques apparentes de 1,65 t/bcm, 2,55 t/bcm et 2,80 t/bcm ont été attribuées respectivement au matériau complètement oxydé, transition et frais. Ces valeurs reflètent la moyenne des mesures disponibles (Tableau 11-9).

14.6 Classification des estimations

De l'avis de l'auteur, l'échantillonnage disponible ne définit pas la minéralisation de Koné avec une confiance suffisante pour une estimation des ressources mesurées. Les estimations faites par sondages espacés d'environ 50 m sur 50 m sont classées en tant qu'Indiquées, avec des estimations de ressources Présumées reposant sur des forages généralement espacés de 100 m.

Les estimations des valeurs Indiquées et Présumées se limitent aux grilles de forage du modèle dans l'enveloppe minéralisée testée par des forages généralement espacés de moins de 100 m sur 100 m. La minéralisation périphérique et échantillonnée de façon plus globale est trop faiblement définie pour une estimation de la Ressource Minérale et elle ne figure pas dans les ressources estimées.

Les estimations du modèle ont été classées comme Indiquées et Présumées par la passe de recherche d'estimation et deux ensembles de polygones de section définissant les zones de forage espacées de manière cohérente pour chaque rangée du modèle.

Les grilles de forage informées par la passe de recherche 1 à l'intérieur des polygones définissant les limites externes des forages espacés de manière cohérente de 50 m sur 50 m sont classées en tant qu'Indiquées. Les grilles de forage restantes à l'intérieur des polygones définissant les limites de forages généralement espacés de 100 m sur 100 m et plus rapprochés, y compris toutes les grilles des passes de recherche 2, 3 et 4, ont été initialement classées comme Présumées. Des grilles de forage relativement rares des passes de recherche 2 et 3, isolées à l'intérieur de zones de forage en général de 50 m sur 50 m, ont été reclassées comme Indiquées : ceci garantit que toutes les grilles à l'intérieur de zones de forage raisonnablement proches sont classées en tant qu'Indiquées, donnant une distribution cohérente des catégories de ressources. Ces grilles reclassées sont communément à faible profondeur et, en raison des exigences de l'octant de la recherche 1, elles ne sont pas informées par cette passe de recherche.

Les tracés sur la Figure 14-3 représentent les polygones ayant servi à l'attribution des catégories de confiance respectivement en rouge et en vert.

14.7 Évaluations du modèle

Les évaluations du modèle comprennent une comparaison des teneurs estimées dans les blocs et des composites informateurs. Ces vérifications se composent d'une inspection des tracés de sections par le modèle et des données des forages, et d'un examen des tracés de couloirs explorés : elles n'ont pas révélé de difficultés significatives.

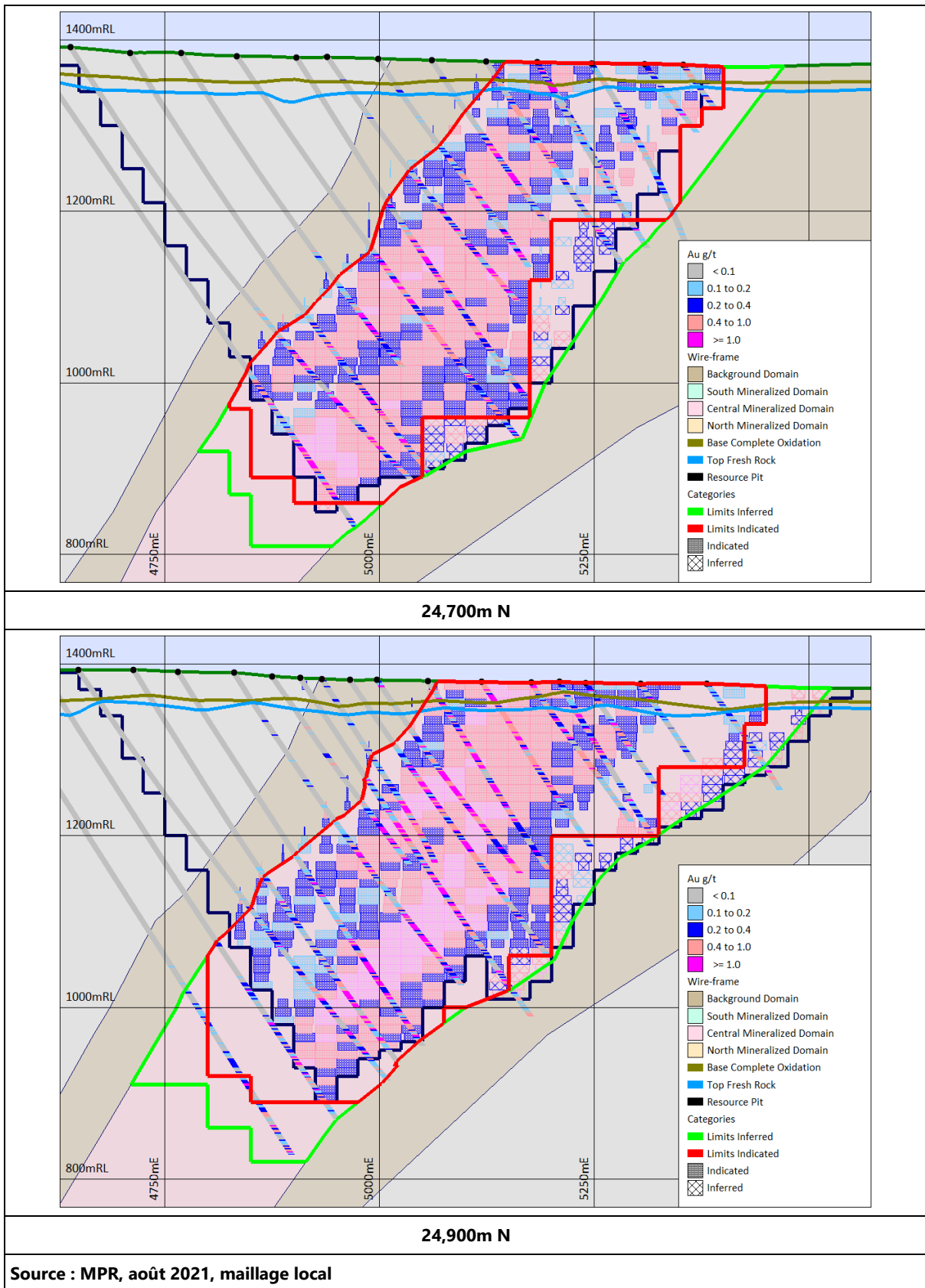
La Figure 14-3 montre des sections transversales représentatives du modèle de blocs de Koné. Ces tracés représentent les grilles de forage du modèle mises à l'échelle par la proportion estimée au-dessus du seuil de coupure de 0,2 g/t et colorées par la teneur en or estimée au-dessus de ce seuil de coupure par rapport aux domaines d'estimation, et les traces de trous de forage colorées par les teneurs en or regroupées en composites de deux mètres. Les grilles de forage du modèle représentées sur cette figure sont limitées à celles à l'intérieur de la fosse optimale utilisée pour restreindre les estimations de Ressource Minérale.

Les tracés sur la Figure 14-3 comprennent des instances où les blocs du modèle apparaissent faiblement corrélés aux recoupements minéralisés dans les forages proches. Ceci reflète la manière utilisée pour présenter les modèles de ressources. Seuls les blocs du modèle contenant une ressource estimée supérieure au seuil de coupure de 0,2 g/t d'or sont tracés et, à des fins de présentation, la proportion supérieure au seuil de coupure a été utilisée pour mettre à l'échelle la dimension des blocs. La mise à l'échelle se produit autour de la coordonnée du centroïde du bloc du modèle et elle introduit la non-correspondance apparente entre données et blocs du modèle de ressources.

Le graphique des couloirs explorés de la Figure 14-4 compare les teneurs composites moyennes des domaines minéralisés et les teneurs moyennes des panneaux MIK à l'intérieur du volume des blocs du modèle, classées en tant qu'Indiquées. Pour la préparation de ce tracé, les teneurs moyennes en or dans les composites des domaines minéralisés sud, central et nord comprennent des teneurs de coupures supérieures respectivement de 2,7 g/t, 7,1 g/t et 4,9 g/t représentant le 99,75^e centile de chaque jeu de données, ce qui réduit l'impact d'un petit nombre de teneurs aberrantes de composites.

D'après la Figure 14-4, bien que les teneurs moyennes prévues du panneau MIK soient lissées par rapport aux teneurs moyennes des composites, elles suivent généralement de près les tendances présentées par les teneurs moyennes composites, sauf pour les zones périphériques où l'échantillonnage est limité et variablement espacé aux extrémités du gisement. La figure montre des déviations apparentes locales entre tendances du modèle et tendances du composite, influencées par la variabilité de l'espacement des forages, comme le regroupement des forages dans les zones de minéralisation au nord du gisement où la teneur moyenne est plus élevée. Ces caractéristiques reflètent la répartition des sondages et ne représentent pas les biais dans les estimations du modèle.

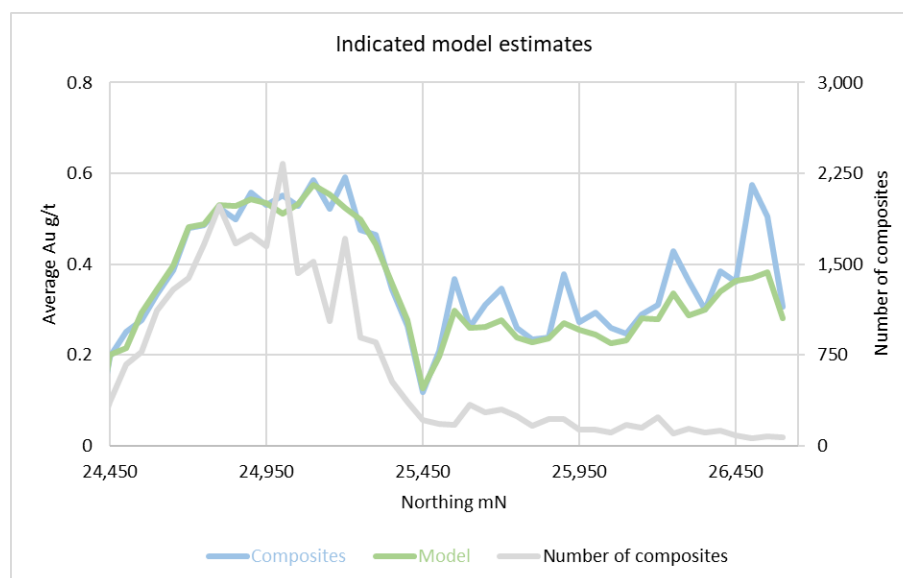
Figure 14-3 Blocs du modèle au seuil de coupure 0,2 g/t



Background domain	Domaine du milieu naturel	S. / C. / N. Mineralized domain	Domaine minéralisé N. / Central / S.
Base complete oxidation	Base d'oxydation complète	Top fresh rock	Sommet de la roche fraîche

Resource pit Fosse de la ressource | Limits inferred / indicated Limites supposées / indiquées

Figure 14-4 Teneurs estimées dans les grilles de forage par rapport aux teneurs des composites



Indicated model estimates
 Average Au g/t
 Number of composites
 Northing mN
 Composites
 Model

Estimations du modèle : indiquées
 Moyenne Au g/t
 Nombre de composites
 Ordonnées mN
 Composites
 Modèle

14.8 Estimation de la ressource minérale

Afin de fournir des estimations avec des perspectives raisonnables en vue d'une éventuelle extraction économique, les ressources minérales sont rapportées à l'intérieur d'un modèle de fosse optimisée générée à partir de paramètres fournis par Montage. Les paramètres d'optimisation correspondent à une exploitation conventionnelle à ciel ouvert et sur une grande échelle, dont les paramètres de coûts et de recettes sont détaillés dans le Tableau 14-6.

L'enveloppe de la fosse qui contraint les estimations s'étend sur une direction de couche de 2,5 km et jusqu'à une profondeur maximale d'environ 550 m.

Le Tableau 14-7 représente les ressources minérales Indiquées et Présumées de Koné sur un éventail de teneurs-seuils de coupure. L'auteur considère que les estimations à 0,2 g/t représentent l'hypothèse de référence ou le scénario privilégié. Le Tableau 14-8 représente les estimations à un seuil de coupure de 0,2 g/t, subdivisé par type d'oxydation. Les chiffres dans ces tableaux sont arrondis afin de refléter la précision des estimations et ils comprennent les erreurs d'arrondi.

Les estimations de Ressource Minérale ont pour date d'effet le 12 août 2021.

Il n'y a pas de facteurs connus concernant l'environnement, l'obtention de permis, le cadre juridique, le titre, la fiscalité, la socioéconomie, la commercialisation, la politique ou autres facteurs pertinents susceptibles d'affecter matériellement les estimations de la Ressource Minérale.

Tableau 14-6 Paramètres d'optimisation du modèle de fosse des ressources

Cours de l'or		1 500 US\$/oz			
		Oxyde	Transition	Frais	Total
Angle de paroi		35°	40°	60°	
Coût minier moyen		2,27 US\$/t	2,37 US\$/t	3,11 US\$/t	2,99 US\$/t
Coûts de traitement par broyeur		6,66 US\$/t	6,24 US\$/t	7,82 US\$/t	7,82 US\$/t
Récup par broyeur	Sud/Central	94,34 %	91,07 %	88,97 %	
	Nord	93,03 %	90,61 %	87,82 %	
Redevance gouvernementale		4,0 %	4,0 %	4,0 %	4,0 %
Redevance Maverix		2,0 %	2,0 %	2,0 %	2,0 %
Développement communautaire		0,5 %	0,5 %	0,5 %	0,5 %
Frais de vente		4,71 US\$/oz	4,71 US\$/oz	4,71 US\$/oz	4,71 US\$/oz

Tableau 14-7 Estimations de la Ressource Minérale Indiquée et Inférée par teneur de coupure

Seuil de coupure Au g/t	Indiquée			Présumée		
	Mt	Au g/t	m.oz. Au	Mt	Au g/t	m.oz. Au
0,1	278	0,51	4,56	32	0,35	0,36
0,2	225	0,59	4,27	22	0,45	0,32
0,3	168	0,70	3,78	14	0,56	0,25
0,4	128	0,82	3,37	9,0	0,69	0,20
0,5	99,1	0,92	2,93	5,9	0,81	0,16
0,6	76,9	1,03	2,55	3,9	0,95	0,12
0,7	59,9	1,14	2,20	3,2	1,1	0,10
0,8	46,8	1,25	1,88	1,9	1,2	0,07

Tableau 14-8 Estimations de la Ressource Minérale Indiquée et Inférée à un seuil de coupure de 0,2 g/t par type d'oxydation

Oxydation	Indiquée			Présumée		
	Mt	Au g/t	m.oz. Au	Mt	Au g/t	m.oz. Au
Compos.Ox.	14	0,54	0,24	0,3	0,43	0,20
Transition	9	0,56	0,15	0,1	0,54	0,15
Frais	202	0,59	3,86	21	0,45	3,25
Total	225	0,59	4,27	22	0,45	0,32

15 ESTIMATIONS DES RESERVES MINERALES

15.1 Déclaration des réserves

La définition d'une réserve minérale, telle qu'elle est établie par l'Institut canadien des mines, de la métallurgie et du pétrole (ICM), est la suivante :

« Les réserves minérales désignent la partie économiquement exploitable des ressources minérales mesurées et/ou indiquées. Elles comprennent les matériaux de dilution et les provisions pour pertes subies lors de l'exploitation ou de l'extraction de la substance, et sont définies par des études de pré faisabilité ou de faisabilité, selon le cas, qui incluent l'application des facteurs modificateurs. Ces études montrent qu'au moment de la rédaction du rapport, l'extraction pourrait être raisonnablement justifiée.

Les facteurs modificateurs sont des considérations servant à convertir les ressources minérales en réserves minérales. Ils comprennent sans s'y limiter, des facteurs miniers, de traitement, métallurgiques, infrastructurels, économiques, de commercialisation, juridiques, environnementaux, sociaux et gouvernementaux.

Le point de référence à partir duquel les réserves minérales sont définies, qui correspond généralement au point où le minerai est livré à l'usine de traitement, doit être indiqué. Dans toutes les situations où le point de référence est différent, par exemple pour un produit vendable, il importe d'inclure un énoncé explicatif de manière à ce que le lecteur soit totalement informé de ce qui est communiqué. »¹

La classification des réserves minérales se base également sur le degré de certitude qui peut être attaché à l'estimation. La classification se subdivise en deux catégories : Probables et Prouvées. Elles sont définies ainsi par l'ICM :

Les « réserves minérales probables » constituent la partie économiquement exploitable des ressources minérales indiquées et, dans certains cas, mesurées. Le degré de confiance accordé aux facteurs modificateurs s'appliquant à une réserve minérale probable est inférieur à celui s'appliquant à une réserve minérale prouvée.

Les réserves minérales prouvées constituent la partie économiquement exploitable des ressources minérales mesurées. Une réserve minérale prouvée implique un degré de confiance élevé dans les facteurs modificateurs.

Ce paragraphe établit les Réserves Minérales estimées pour le gisement de Koné. Le gisement se divise entre la Fosse Nord et la Fosse Sud. Il n'existe pas de tas de stockage sur la propriété.

Tableau 15-1 Résumé des Réserves Minérales pour le gisement de Koné

	Classification	Oxyde			Transition			Frais			Total		
		Mt	Au g/t	Au M Oz	Mt	Au g/t	Au M Oz	Mt	Au g/t	Au M Oz	Mt	Au g/t	Au M Oz
Fosse Sud	Probable	9,8	0,57	0,18	7,9	0,56	0,14	141,4	0,67	3,05	159,1	0,66	3,39

¹ https://mrmr.cim.org/media/1134/cim-definition-standards_2014_fr.pdf

Fosse Nord	Probable	0,9	0,47	0,01	0,4	0,46	0,01	0,6	0,57	0,01	1,9	0,5	0,03
Total	Probable	10,7	0,56	0,19	8,3	0,56	0,15	142,1	0,67	3,06	161,1	0,66	3,42

15.2 Base de l'estimation

L'estimation des Réserves Minérales a été effectuée par Carci Mining Consultants Ltd (« Carci ») à l'aide du logiciel de planification minière Deswik (version 2021.2) et a permis de démontrer que l'exploitation minière du gisement est possible sur le plan pratique et viable sur le plan économique. L'étude de l'exploitation minière et l'estimation résultante des Réserves Minérales s'est fiée aux informations provenant des sources suivantes :

- Joeline McGrath a visité le site en novembre 2021. Au cours de sa visite, elle s'est rendue sur les zones des fosses, des verses à stériles, ainsi que sur les emplacements du parc à résidus (TSF), et de l'usine de traitement ; elle a examiné divers minerais et carottes de stériles, et a rencontré l'équipe de la géologie.
- Le modèle géologique a été fourni par Montage en tant que modèle de krigeage à indicatrices multiples (MIK) en format Datamine.
- L'examen géotechnique a été effectué par SRK Consulting (UK) Ltd et le rapport a été fourni à Carci par Montage. Les paramètres de pente pour optimisation et concept proviennent de ce rapport.
- Les résultats de l'investigation hydrogéologique comprenant la modélisation des eaux souterraines et les estimations pour dénoyage de fosses ont été mis au point par Australian Groundwater and Environmental Consultants Pty Ltd et fournis à Carci par Montage.
- L'évaluation de l'impact environnemental et social du Projet a été effectuée par Minesia Ltd.
- Les estimations générales concernant l'administration, les coûts de traitement et la récupération par le procédé ont été fournies par Montage en consultation avec Lycopodium.
- Les estimations de productivité et des coûts de l'exploitation minière se sont basées sur les informations reçues des principaux fournisseurs d'équipement et sur un exercice budgétaire d'appel d'offres de contrats miniers mené en 2021, où sont intervenues huit entreprises minières internationales. Ceci est complété par des données disponibles provenant d'opérations similaires.
- Les paramètres et les coûts pour exploitation minière ont été préparés et estimés par Carci, en consultation avec Montage, en faisant appel aux informations reçues des sources mentionnées ci-dessus.

Les principales tâches accomplies dans l'étude de l'exploitation minière pour l'estimation des réserves comprennent la définition et la révision des paramètres de l'étude, l'optimisation des limites de fosses, l'analyse des teneurs de coupure et la conception de la mine. Ceci est détaillé dans « Koné Gold Project Feasibility Study Mining Report (UK21-0050) » (Rapport sur l'étude de faisabilité minière du Projet aurifère de Koné) produit par Carci dans le cadre de ce travail de cette mission.

15.3 Hypothèses clés pour l'optimisation des fosses

15.3.1 Modèle des ressources

Les optimisations des fosses et des réserves se basent sur le modèle des ressources d'août 2021, tel qu'il est discuté au Chapitre 14. Le modèle de ressources a été fourni par Montage et a effectué des classifications en catégories Indiquées et Inférées. Seule la catégorie ressources minérales Indiquées a servi à l'étude de l'exploitation minière et aux estimations de réserves résultantes.

Le modèle de blocs géologiques d'août 2021 a été fourni comme modèle de krigeage à indicatrices multiples (ou modèle de pourcentage partiel). Il contenait la classification des ressources, la zone d'oxydation et les estimations de densité pour des blocs réguliers de dimensions 12,5 m x 12,5 m x 10 m. Les classes de teneur en or ont été fournies par incréments de 0,05 g/t de 0,1 g/t à 0,7 g/t, et ensuite par incréments de 0,1 g/t de 0,7 g/t à 1,5 g/t. Tout le matériau au-dessus de 1,5 g/t était contenu dans un seul incrément. Le modèle contient un champ de teneur et un champ de pourcentage pour chaque teneur de coupure dans chaque bloc.

Les surfaces topographiques et géologiques ont été fournies par Montage et elles reflètent les dernières informations disponibles.

15.3.2 Dilution et récupération du minerai

Le modèle MIK des ressources incorpore la dilution et la récupération de la mine. Après examen, il a été convenu avec Montage qu'aucune application supplémentaire de facteurs de récupération ou de dilution ne serait nécessaire.

15.3.3 Considérations géotechniques

SRK Consulting (UK) Ltd (« SRK ») a été chargée d'évaluer les conditions géotechniques du Projet de Koné. Les informations ci-après dans ce chapitre sont extraites du rapport de SRK publié en décembre 2021 et intitulé « Geotechnical Study on the Koné Project, Côte d'Ivoire (UK31101) » (Étude géotechnique du projet de Koné en Côte d'Ivoire).

SRK a initialement fourni un programme de forage géotechnique comprenant six puits d'observation carottés. SRK s'est rendue sur le site en janvier 2021 dans le cadre de l'AÉP et a procédé à la validation AQ/CQ des carottes et de la diagraphie des forages géotechniques. Des échantillons ont également été sélectionnés dans les lithologies et les degrés d'altération les plus pertinents de la zone d'étude pour caractérisation de l'indice de résistance de la roche intacte et de la résistance au cisaillement des discontinuités.

Deux forages supplémentaires ont été recommandés lors de l'AÉP et ont été ajoutés aux six forages initiaux. L'enveloppe de fosse en août 2021 et les huit forages géotechniques carottés sont représentés en bleu sur la Figure 15-1. Cette illustration contient également une sélection de forages carottés de ressources, représentés en noir, et que SRK a inclus dans la caractérisation géotechnique de la roche de la mine à ciel ouvert. Les huit forages géotechniques ont généré 2 405 m de carottes.

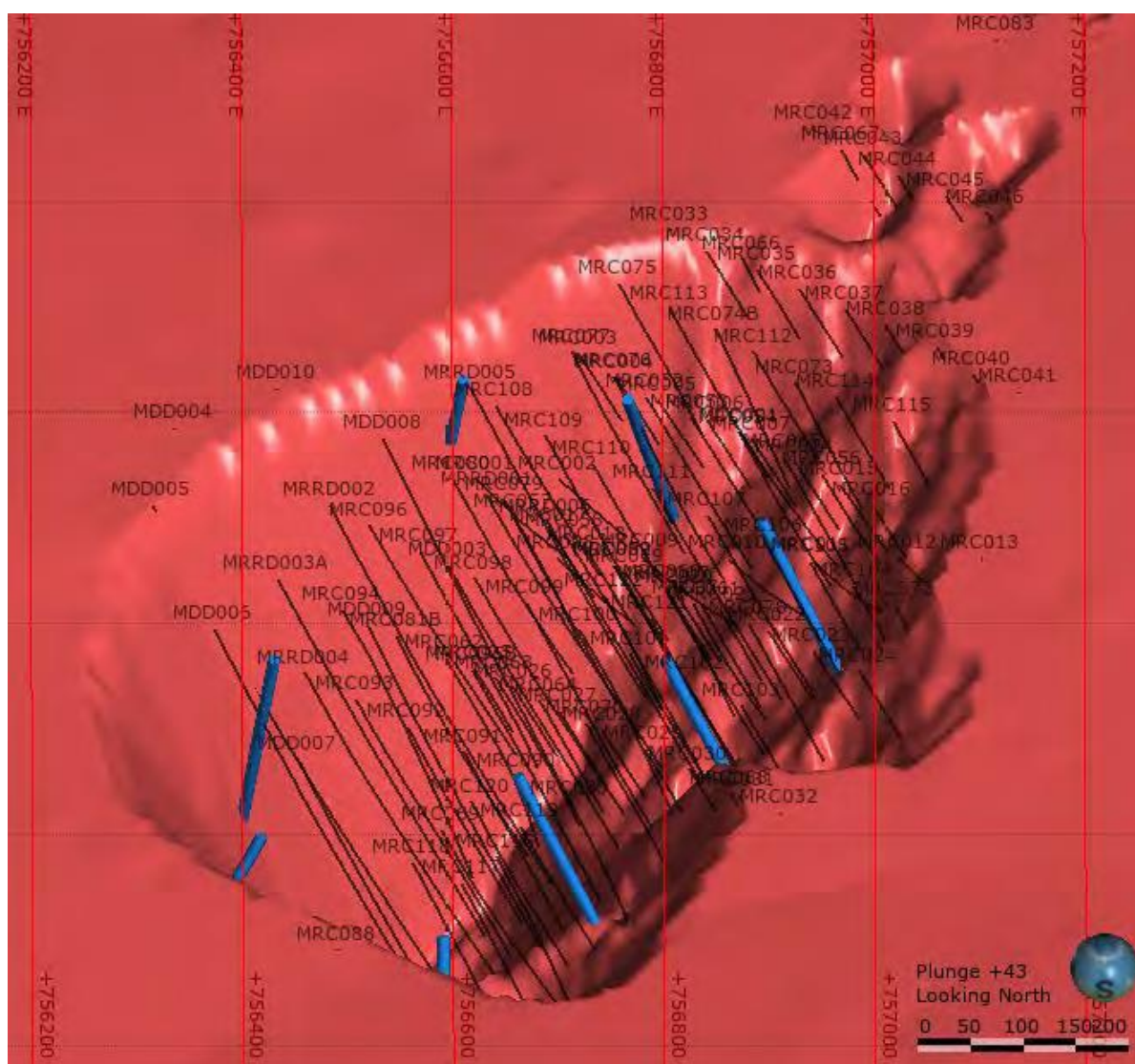
L'analyse de la diagraphie a permis de dégager trois unités géotechniques principales : le sol superficiel et la roche fortement altérée (« Sol »), la roche légèrement à modérément altérée (MW/SW, « slightly to moderately weathered rock ») et la roche non altérée (UW, « unweathered »), avec des épaisseurs respectives de 15 à 25 m, 14 à 25 m et > 350 m. L'UW est de loin l'unité prédominante, représentant 84 % des mètres géotechniques forés. De façon schématique pour des raisons de clarté et de comparaison, ces unités correspondent respectivement aux termes Oxyde, Transition et roche fraîche ('Frais').

L'UW se subdivise en deux sous-unités lithologiques : Diorite (« DIO ») et Volcanoclastique (« VC »), qui présentent une résistance à la compression uniaxiale (« UCS ») supérieure à 174 MPa et 140 MPa respectivement. La qualité du massif rocheux de l'UW est caractérisée par une classification des masses rocheuses (RMR 89, « Rock Mass Rating ») se situant en plus grande partie entre 75 et 85. Il n'a pas été possible de définir la résistance à la compression monoaxiale (UCS) de l'unité MW/SW exclusivement à partir d'essais en laboratoire, mais on lui a attribué une plage comprise entre 32 Mpa et 46 Mpa. La RMR 89 pour l'unité MW/SW se situe pour l'essentiel entre 60 et 75.

À son niveau le plus superficiel, l'eau a été décelée à 2 m de la surface. Par conséquent, à des fins de conception géotechnique, toutes les analyses de bermes ont supposé des diaclases saturées d'eau, toutes les analyses de pente inter-rampe ou globale ont considéré que les unités rocheuses UW et MW/SW sont sous la nappe phréatique, et une nappe phréatique abaissée a été considérée pour l'unité Sol.

En raison de l'indice élevé de résistance de la roche intacte (IRS, « intact rock strength ») en particulier dans l'unité UW, la structure jouera un rôle dominant dans la conception des pentes et la performance à toutes les échelles. Pour cette raison, les structures dominantes et les diaclases mineures ont été analysées en détail. Les données sur les diaclases consistent en 2 240 poteaux provenant des huit forages orientés sur la géotechnique. Elles ont été complétées par 6 105 poteaux provenant de 17 forages géologiques. Globalement, sept ensembles de diaclases majeures ont été identifiés, dont le plus important est orienté N-S, avec un pendage ouest de 20° à 70°. Un deuxième est subhorizontal.

Figure 15-1 Enveloppe de fosse à Koné en août 2021 et huit forages géotechniques carottés



Source : Étude géotechnique sur le Projet de Koné en Côte d'Ivoire SRK Consulting (UK) Ltd

Les structures dominantes présentent en général des valeurs de RMR très élevées (70 à 80 pour la plupart). Seuls certains dykes mafiques (MDY) présentent des valeurs de RMR légèrement inférieures, mais avec une IRS élevée et une note élevée pour l'état des diaclases. Les dykes felsiques (FDY), bien que cohérents et traçables à travers de multiples sections de forage, présentent une IRS très élevée et un état de diaclases raisonnablement bon. Par conséquent, les informations disponibles ont permis de conclure que les structures dominantes ne présentent pas de risque pour les pentes inter-rampes ou globales. Quant à l'écoulement de l'eau le long de ces structures, les géologues du site ont indiqué que les FDY ne sont pas poreux ni très fracturés : il est donc peu probable qu'ils contiennent de l'eau. Bien que déformés, altérés en chlorite et fortement foliacés, les EGD (dykes verts précoces) présentent une RMR élevée (supérieure à 70). Il ne semble donc pas probable que les structures dominantes transportent de l'eau.

Dans la roche d'UW, quatre domaines structuraux, Nord, Est, Sud et Ouest, ont été définis pour la réalisation d'analyses cinématiques et d'analyse de formation de coins. Ceci s'est basé uniquement sur la direction du pendage des pentes, car aucune différence dans la constitution des diaclases n'a été trouvée entre les sous-unités DIO/VC. Les gradins dans la roche UW ont une hauteur de 30 m avec un angle de 80° pour le front de gradin et une berme de 8 m, ce qui donne un angle inter-rampe (IRA, « inter-ramp angle ») de 66°. Avec cette configuration et en utilisant un abattage de prédécoupage, des empilements de jusqu'à 7 bancs peuvent être réalisés pour une hauteur de pente UW maximale de 210 m. Les bermes géotechniques ont été supprimées, mais des rampes sont en place dans la conception finale de la fosse, de sorte qu'il y a un maximum de 7 bancs par pile.

Les gradins dans la roche légèrement à modérément altérée ont une hauteur de 20 m avec un inclinaison de front de 80° et des bermes de 9 m, ce qui donne un IRA de 58°. Cette conception est valable pour une épaisseur maximale d'unité de 40 mètres. Pour les pentes de sol d'une épaisseur maximale de 36 mètres, un IRA de 39° est acceptable dans des conditions sèches, ou si la nappe phréatique est maintenue à un minimum de 15 mètres de la surface.

Tableau 15-2 Résumé du rapport géotechnique sur la conception des gradins

Unité	Paroi	Hauteur de gradin (BH) (m)	Angle (°) front de gradin (BFA)	Largeur de berme (BW)	Angle (°) inter-rampe (IRA)
'Sol'	Toutes	6	60	4	39
MW/SW	Toutes	20	80	9	58
UW	Toutes	30	80	8	66

Tableau 15-3 Résumé du rapport géotechnique sur la conception inter-rampe (IR) et pente globale (OS)

Unité	Paroi	Gradins par empilement	Hauteur IR (m)	Angle (°) empilement de gradins	Bermes géotechniques (m)
'Sol'	Toutes	2	12	48	6
MW/SW	Toutes	2	40	68	9
UW	Toutes	7	210	68	

SRK a établi dans son rapport qu'elle considère que les études géotechniques et les analyses subséquentes ont été mises au point à un niveau approprié pour une étude de faisabilité sur la conception des pentes de la mine à ciel ouvert. SRK formule toutefois une recommandation qui devrait figurer dans toute étude géotechnique future, à savoir :

« Le perfectionnement d'un modèle structural en 3D à l'échelle du gisement est recommandé pour aider à la prévision spatiale des structures locales/inter-rampes ayant une importance significative pour l'analyse géotechnique. Étant donné la nature compétente de la masse rocheuse, les structures pourraient avoir une influence sur la stabilité globale de la pente de la fosse en fonction de leur orientation par rapport à la pente. Des investigations complémentaires devraient prendre en compte les données géophysiques et la cartographie du terrain pour aider à caractériser les zones de failles potentielles. »

15.3.4 Contraintes pour l'optimisation

Il se trouve plusieurs caractéristiques de la surface qui demandent à être prises en considération pour l'optimisation. La réserve forestière de Toudian couvre une partie de la zone nord du permis, bien que ceci ne soit pas considéré comme une contrainte sévère pour les activités minières. Un axe routier principal traverse la zone du permis, traverse le sud du gisement nord ; de plus, une ligne électrique suit cet axe routier.

Une étude de compromis a été menée pour évaluer l'impact d'une déviation contournant le nord de la Fosse Nord. Compte tenu du faible tonnage affecté par la route existante, il a été déterminé qu'il n'y aurait aucun avantage économique à détourner cette route.

Une zone tampon de 200 m de part et d'autre de la route existante a été appliquée à l'optimisation et tout matériau situé à l'intérieur de cette zone tampon a été balisé comme non exploitable.

15.3.5 Estimation des coûts de base pour l'extraction

Contrairement aux études précédentes qui ont exprimé des coûts d'exploitation minière en partant des principes de base, une démarche budgétaire a été appliquée à un appel d'offres afin de déterminer les taux du marché pour des opérations minières sous contrat. Huit entreprises ont répondu à l'appel d'offres.

L'évaluation des offres a été effectuée comme s'il s'agissait d'un appel d'offres formel. L'offre retenue a permis de déterminer un coût moyen par tonne de 2,67 \$/t, à l'exclusion des coûts de reprise.

L'entreprise préférée n'a pas fourni de coûts ventilés selon les différents types de matériaux : il n'a donc pas été possible de transposer simplement les taux de l'offre dans le processus d'optimisation. Afin d'honorer les prix de l'entreprise, une série d'optimisations a été réalisée où les coûts miniers fixes ont été assouplis, de façon à ce que le coût minier unitaire global corresponde au coût calculé à partir du processus de sélection de l'entreprise.

Le Tableau 15-4 représente les coûts miniers fixes dérivés de l'étude des prix des entreprises.

Tableau 15-4 Résumé des coûts miniers fixes

Matériau	Coûts miniers unitaires fixes (\$/t)
Minerai d'Oxyde	2,36
Minerai de Transition	2,38
Minerai de Frais	2,52
Stériles d'Oxyde	1,97
Stériles de Transition	1,99
Stériles de Frais	2,21

Des coûts incrémentiels de transport ont également été déterminés pour la flotte et ils sont appliqués pendant le processus d'optimisation pour prendre en compte le transport vertical. Un coût incrémentiel du transport de 0,027 \$/t par 10 m de transport vertical a été calculé et appliqué à la totalité des blocs, sur la base d'une hypothèse d'un niveau relatif (RL) de référence de 375 m UTM (1 375 m RL sur le maillage local).

15.3.6 Coûts de traitement

Lycopodium a précisé les coûts de traitement en consultation avec Montage. Les coûts de traitement varient en fonction de la catégorie d'oxydation pour la Fosse Nord ou la Fosse Sud. Le Tableau 15-5 représente les coûts de traitement fixes et les coûts de traitement variables. Les coûts fixes ont été appliqués au coût à la tonne sur la base d'un tonnage de traitement de 11 Mtpa.

Tableau 15-5 Frais de traitement (\$/t traitée)

Matériau	Coûts fixes (annuels)	Coûts variables (\$/t)	Coût unitaire total (\$/t)
Oxyde Sud	21 261 k\$	5,02 \$	6,95 \$
Transition Sud	21 261 k\$	4,42 \$	6,35 \$
Frais Sud (éponge supérieure)	21 261 k\$	5,85 \$	7,78 \$
Frais Sud (éponge inférieure)	21 261 k\$	5,77 \$	7,70 \$
Oxyde Nord	21 261 k\$	5,01 \$	6,94 \$
Transition Nord	21 261 k\$	4,74 \$	6,67 \$
Frais Nord	21 261 k\$	6,19 \$	8,12 \$

15.3.7 Cours de l'or, redevances et frais de vente

Un cours de l'or de 1 250 \$/oz a été retenu dans les optimisations de fosses et les calculs de teneurs-seuils de coupure pour équilibre. Trois redevances différentes s'appliquent au Projet : redevance de 3,5 % payable au gouvernement, redevance Maverix de 2,0 % et redevance communautaire de 0,5 %.

Tableau 15-6 Paramètres de recette et de vente

Article	Valeur
Cours de l'or	1 250 \$/oz
Frais d'affinage et de vente	5 \$/oz
Redevance gouvernementale	3,5 %
Redevance Maverix	2,0 %
Redevance communautaire	0,5 %

15.3.8 Récupération par traitement

Les formules de récupération ont été mises au point à partir d'essais métallurgiques dépendant de la teneur d'alimentation. Le gisement Sud a été divisé en quatre domaines, à savoir : oxyde, transition, frais éponge supérieure et frais éponge inférieure. Le gisement Nord a été divisé en trois domaines, à savoir : oxyde, transition et frais éponge supérieure.

Les récupérations par le traitement, représentées dans le Tableau 15-7, ont été calculées pour les différentes zones métallurgiques aux teneurs-seuils de coupure anticipées pour équilibre.

Tableau 15-7 Récupérations par le traitement aux teneurs-seuils de coupure pour équilibre et teneurs moyennes des inventaires de fosses

	Récupération par le traitement aux teneurs-seuils de coupure	Récupération par le traitement aux teneurs moyennes de la LOM
Oxyde Sud	85,23 %	93,36 %
Transition Sud	88,17 %	90,78 %
Frais Sud (éponge supérieure)	78,34 %	89,10 %
Frais Sud (éponge inférieure)	86,03 %	87,65 %
Oxyde Nord	86,27 %	92,68 %
Transition Nord	85,58 %	87,52 %
Frais Nord	69,58 %	92,68 %

15.3.9 Détermination de la teneur-seuil de coupure

Les teneurs-seuils de coupure ont été calculées pour les matériaux Oxyde, Transition et Frais pour la Fosse Sud, le matériau frais étant encore subdivisé entre matériau d'éponge inférieure et matériau d'éponge supérieure. Le Tableau 15-8 représente les teneurs-seuils de coupure calculées pour divers cours de l'or.

Tableau 15-8 Calculs de teneurs-seuils de coupure

	1 200 \$	1 250 \$	1 300 \$	1 350 \$	1 500 \$	1 700 \$
Oxyde Sud	0,23	0,22	0,21	0,20	0,18	0,16
Transition Sud	0,20	0,19	0,18	0,18	0,16	0,14
Frais Sud (éponge supérieure)	0,28	0,26	0,25	0,25	0,22	0,19
Frais Sud (éponge inférieure)	0,25	0,24	0,23	0,22	0,20	0,17
Oxyde Nord	0,22	0,22	0,21	0,20	0,18	0,16
Transition Nord	0,22	0,21	0,20	0,19	0,17	0,15
Frais Nord	0,32	0,31	0,30	0,29	0,26	0,22

Étant donné que le modèle géologique est un modèle MIK avec des pourcentages partiels affectés à des classes de teneur en or, il est nécessaire d'identifier la classe de teneur correspondante pour chaque teneur-seuil de coupure. Le Tableau 15-9 représente les teneurs-seuils de coupure calculées pour 1 250 \$/oz et les classes de teneurs associées.

Tableau 15-9 Classes de teneurs-seuils de coupure

	Seuil de coupure	Classe de teneur par le modèle
Oxyde Sud	0,22	0,20
Transition Sud	0,19	0,15
Frais Sud (éponge supérieure)	0,26	0,25
Frais Sud (éponge inférieure)	0,24	0,20
Oxyde Nord	0,22	0,20
Transition Nord	0,21	0,20

Frais Nord	0,31	0,30
------------	------	------

15.4 Résultats de l'optimisation de fosse

15.4.1 Méthodologie et logiciel

Les optimisations de fosses ont été effectuées dans le logiciel Deswik (V2021.1) en utilisant la commande Pseudoflow. La commande Pseudoflow suit le même principe général que l'algorithme de Lerchs Grossman et détermine une série d'enveloppes incrémentielles de fosses représentant les points d'équilibre sur la base du modèle de blocs, de la pente, du coût et des données de récupération que l'on affecte à des facteurs de revenus variables.

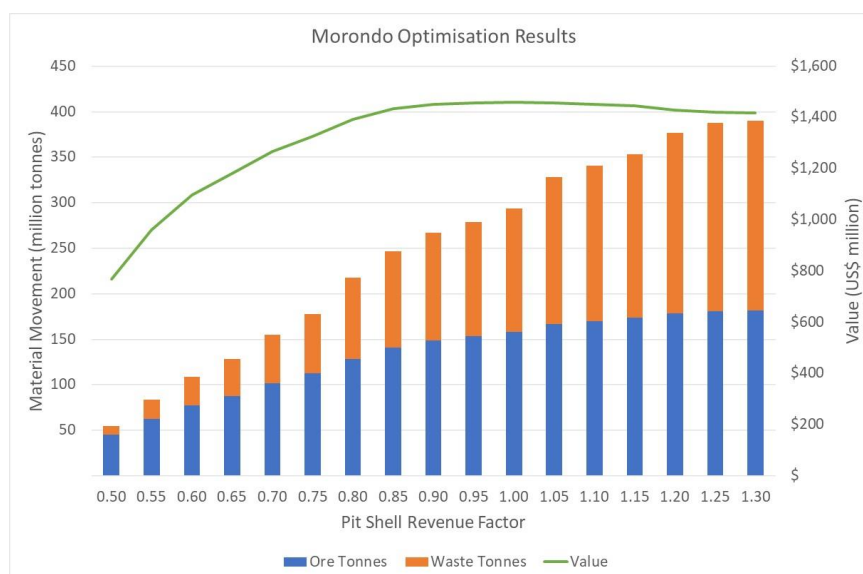
15.4.2 Résultats de l'optimisation et sélection des enveloppes de fosses

Le processus d'optimisation aboutit à une série de modèles d'enveloppes imbriquées, représentant le matériau économique à chaque facteur de revenu. Compte tenu des résultats raisonnablement standard (indiqués sur la Figure 15-2), l'enveloppe du facteur de revenu 1 a été choisie pour servir de base aux travaux ultérieurs.

L'enveloppe de fosse choisie contenait 157,9 millions de tonnes de minerai à une teneur en or moyenne de 0,67 g/t, avec 135,7 millions de tonnes de stériles, produisant un ratio de découverte de 0,86/1 (stériles / minerai). Le modèle de fosse se divise clairement en deux fosses, la Fosse Sud étant la plus grande. L'enveloppe de la Fosse Sud contient 156,0 millions de tonnes de minerai à une teneur de 0,67 g/t tandis que l'enveloppe de la Fosse Nord contient 1,9 million de tonnes de minerai à une teneur de 0,51 g/t.

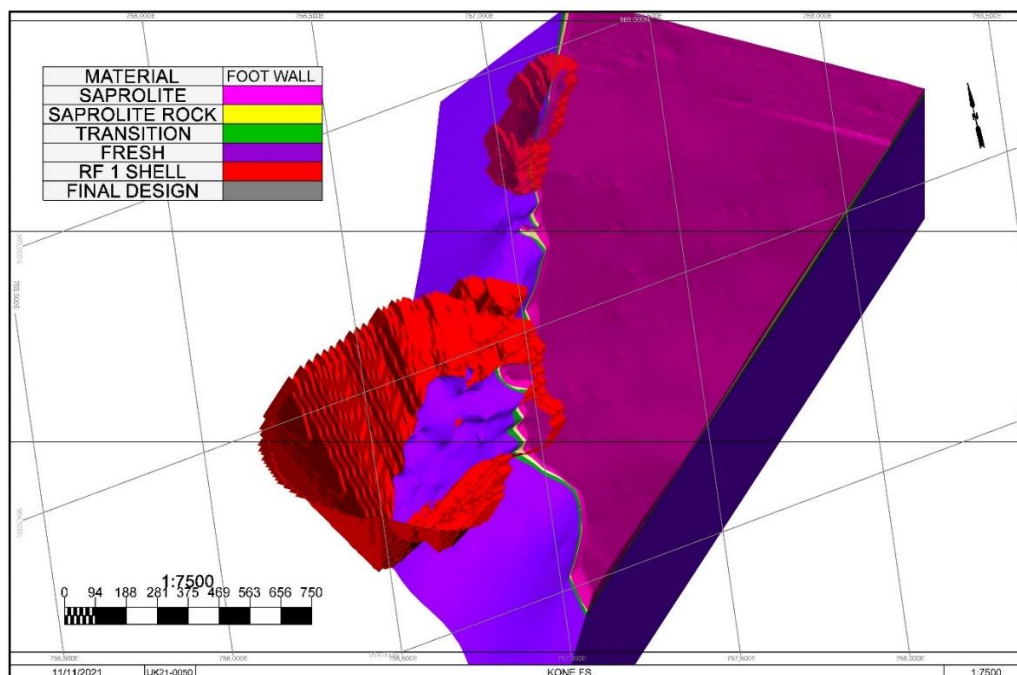
La Figure 15-3 représente l'enveloppe d'optimisation choisie (RF = 1) ainsi que le solide identifiant l'épente inférieure du gisement. On peut voir que l'épente *est* suit ce contact et elle est considérablement moins profonde que l'épente *ouest*. Ceci est dû au fait que l'enveloppe suit le pendage du corps minéralisé et le minerai de récupération dans l'épente est, tandis que l'épente ouest est entièrement contenue dans les stériles.

Figure 15-2 Résultats de l'étude d'optimisation de Koné



Morondo estimation results	Résultats de l'estimation à Morondo
Material movement (million tonnes)	Déplacements de matériaux (millions de tonnes)
Value (US\$ million)	Valeur (millions USD)
Pit shell revenue factor	Facteur de revenus du modèle de fosse
Ore tonnes	Tonnes de minerai
Waste tonnes	Tonnes de stériles

Figure 15-3 Enveloppe d'optimisation RF 1 (« RF 1 Shell ») et oxydation à l'état solide dans l'éponte inférieure (« Foot Wall »)



15.5 Conception de la mine

Il convient de noter que les références à une marque ou à un modèle d'équipement spécifiques ne sont pas des recommandations, mais ont simplement servi à faciliter la conception, l'ordonnancement et le calcul des besoins en équipement. L'entreprise minière peut choisir les équipements d'un autre fabricant ou s'estimer en mesure d'exploiter efficacement des équipements d'une autre capacité.

15.5.1 Stratégie de développement des fosses

La stratégie de production a été mise au point dans les études précédentes, puis affinée au cours de l'Étude de Faisabilité. L'approche générale consiste à utiliser une teneur-seuil de coupure élevée avec une extraction à un taux plus élevé que celui demandé pour alimenter en minerai l'usine de traitement. Le matériau à haute teneur est traité de façon préférentielle pendant que le matériau à faible teneur est mis en tas de stockage pour traitement une fois l'extraction minière terminée. Une teneur-seuil de coupure de 0,5 g/t a été déterminée pour fournir la meilleure valeur actualisée nette (VAN) et elle a été choisie comme limite entre basse teneur et haute teneur.

Afin de réaliser cette stratégie, un taux d'extraction de 35 Mtpa a été utilisé tandis que le tonnage de traitement a été plafonné à 11 Mtpa. Ce point est abordé plus en détail au chapitre 16.

Le gisement de Koné peut être divisé en deux fosses. La Fosse Sud est la plus grande des deux et contient de loin la majorité du minerai et du matériau total (98,7 % du matériau total et 98,8 % du minerai). La Fosse Nord peut être exploitée en une seule étape tandis que la Fosse Sud est exploitée en trois approfondissements distincts, mais qui se chevauchent. À la fin de l'exploitation de la Fosse Nord, les stériles de cette fosse sont repris dans la fosse et complétés par les stériles de la Fosse Sud afin que la Fosse Nord soit complètement réhabilitée à la fin de la durée de vie de la mine.

15.5.2 Critères de conception des fosses

Les contraintes géotechniques pour la conception se sont basées sur l'état d'oxydation principale du matériau. Le Tableau 15-10 représente les données géotechniques utilisées pour la conception finale de la mine.

Tableau 15-10 Entrées géotechniques modifiées pour conception de fosse

Zone géotechnique	RL	Angle de pente inter-rampe	Largeur de berme (m)	Inclinaison des fronts (°)	Hauteur de gradin - conception (m)	Gradins par empilement	Berme géotechnique (m)	Hauteur d'empilement (m)	Angle global avec rampes et bermes géotechniques (°)
		(°)							
Oxyde	Supérieur à 360	39°	3.5	60	5	1	6	10	24,6
Transition	entre 340 et 360	58°	9	80	10	2	9	40	33,3
Roche fraîche éponte inf.	entre -90 et +340	69°	6	80	10	3	*largeur de berme modifiée	210	40,2
Roche fraîche éponte sup.	entre -90 et +340	69°	8	80	10	3	*largeur de berme modifiée	210	40,2

Une largeur minimale d'exploitation de 40 mètres a été maintenue dans tous les approfondissements, à l'exception des « excavations d'attente » au fond des approfondissements, lesquelles ont été réduites à 30 mètres.

15.5.3 Conception de route de transport

Les paramètres de conception pour route de transport utilisés dans la conception des fosses sont résumés dans le Tableau 15-11. Ils sont basés sur des normes de fabricant et les pratiques d'excellence des procédures opérationnelles. Le processus de sélection de l'équipement a désigné comme unité préférée les tombereaux CAT 785 d'une largeur de travail de 6,7 m, et ceci a été utilisé pour tous les calculs de productivité et de transport.

Tableau 15-11 Conception de route de transport

Paramètre	Unités	Valeur
Pente de rampe	%	10 %
Style de pente		constante
Largeur de rampe (double voie)	m	32
Largeur de rampe (voie unique)	m	18
Rayon de courbure	m	16

Il est supposé que l'andain de sécurité fera au moins la moitié de la hauteur du plus grand pneu utilisé sur la route : l'andain de sécurité ne devrait ainsi pas avoir une hauteur inférieure à 1,45 m.

Une distance de 0,5 m a été laissée sur la gauche entre le bord externe de l'andain de sécurité et le bord de la rampe. Ceci permet d'assurer une certaine protection contre la désagrégation avec faiblesses à l'échelle du gradin. Les accotements et un drain sur l'éponte supérieure ont également été inclus dans les calculs de la largeur de la route.

15.5.4 Critères de conception pour verses de stériles

Les verses de stériles, les tas de stockage et une plate-forme pour tout-venant de mine (« ROM ») ont été conçus avec une capacité suffisante pour contenir le matériau prévu à partir des mines à ciel ouvert de Koné. Les paramètres ayant servi à cette conception sont visibles dans le Tableau 15-12.

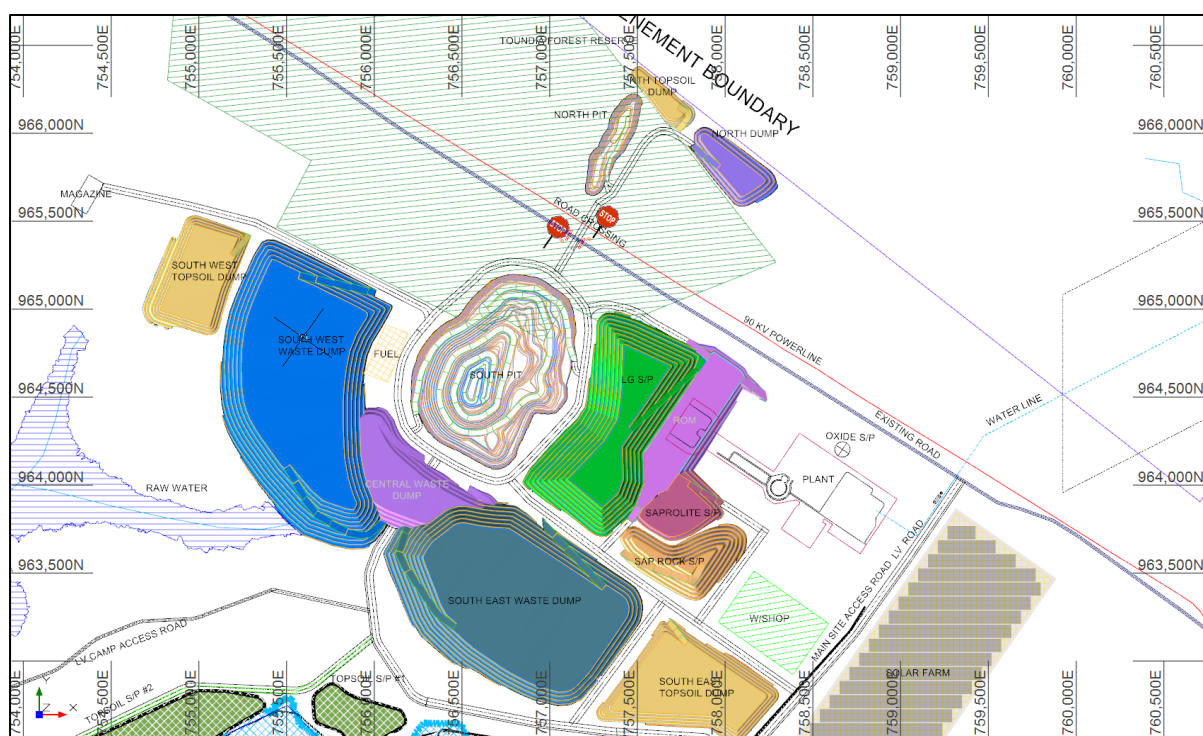
Tableau 15-12 Paramètres de conception pour verses à stériles et tas de stockage

Paramètre	Valeur
Hauteur des paliers (m)	10
Angle des paliers (°)	37
Largeur des bermes (m)	10
Largeur des rampes (m)	40
Pente des rampes (%)	10

Six zones doivent être utilisées pour le stockage des stériles : la construction de la plateforme du ROM, la décharge sud-ouest, la décharge sud-est, la décharge centrale, la décharge nord et le remblayage de la Fosse Nord au cours des dernières années. Ceci est illustré sur la Figure 15 4.

Les fosses Nord et Sud contiennent un tonnage total de stériles de 145,7 millions de tonnes. La décharge centrale sera la dernière à être construite et recevra les stériles des niveaux inférieurs de la Fosse Sud. Ceci permettra d'équilibrer les besoins en tombereaux vers la fin de la durée de vie de la mine. Une fois l'exploitation de la Fosse Sud terminée, les résidus seront déchargés dans le vide de la fosse et la décharge centrale sera reprise pour le recouvrement et la réhabilitation du parc à résidus (TSF). De même, la décharge nord sera reprise pour remblayer la Fosse Nord une fois l'exploitation terminée dans cette fosse.

Figure 15-4 Emplacements des verses de stériles



15.6 Conceptions des étapes de fosses

Le gisement de Koné sera exploité par deux fosses à ciel ouvert où la Fosse Sud renfermera la plus grande partie de la charge d'alimentation, tandis que la Fosse Nord contribuera essentiellement en minerai d'oxyde et de transition. L'inventaire des fosses renferme au total 161,1 millions de tonnes de charge d'alimentation à une teneur de 0,66 g/t Au. Ceci met également en jeu 145,7 millions de tonnes de stériles de roche, sur la base d'un ratio de découverte de 0,90 / 1 (stériles / minerai).

L'inventaire des fosses par gisement est résumé dans le Tableau 15-13. Ceci montre que 10,8 millions de tonnes de minerai sont de l'Oxyde, 8,3 millions de tonnes sont de la Transition et les 142,1 millions de tonnes restantes sont du Frais. Près de 90 % de l'ensemble des matériaux sont des roches fraîches. Pour répondre au mieux à cette situation, les excavateurs et les tombereaux seront achetés et configurés pour exploitation de la roche fraîche. Un simple changement de godet pour les excavateurs permettra de réduire les temps de chargement dans le matériau oxydé.

Les conceptions finales des fosses Nord et Sud sont représentées sur la Figure 15-5. La conception a permis de convertir globalement 102 % des tonnes de minerai en 101 % des onces totales, au prix d'un supplément de 7 % de tonnes de stériles.

Tableau 15-13 Inventaire des fosses à Koné

Matériau	Unités	Fosse Sud	Fosse Nord	Inventaire total des fosses
Oxyde de saprolite : tonnes charge d'alimentation	Mt	6,8	0,8	7,6

Matériau	Unités	Fosse Sud	Fosse Nord	Inventaire total des fosses
Oxyde de saprolite : teneur charge d'alimentation	<i>g/t</i>	0,58	0,48	0,57
Roche de saprolite : tonnes charge d'alimentation	<i>Mt</i>	3,0	0,1	3,2
Roche de saprolite : teneur charge d'alimentation	<i>g/t</i>	0,55	0,40	0,55
Transition : tonnes charge d'alimentation	<i>Mt</i>	7,9	0,4	8,3
Transition : teneur charge d'alimentation	<i>g/t</i>	0,56	0,46	0,56
Frais éponte inférieure : tonnes charge d'alimentation	<i>Mt</i>	17,3	0,2	17,5
Frais éponte inférieure : teneur charge d'alimentation	<i>g/t</i>	0,55	0,61	0,56
Frais éponte supérieure : tonnes charge d'alimentation	<i>Mt</i>	124,1	0,5	124,6
Frais éponte supérieure : teneur charge d'alimentation	<i>g/t</i>	0,69	0,56	0,69
Frais : total tonnes charge d'alimentation	<i>Mt</i>	141,4	0,6	142,1
Frais : total teneur charge d'alimentation	<i>g/t</i>	0,68	0,57	0,67
Total tonnes charge d'alimentation	<i>Mt</i>	159,1	1,9	161,1
Total teneur charge d'alimentation	<i>g/t</i>	0,66	0,50	0,66
Oxyde : tonnes stériles	<i>Mt</i>	17,6	1,4	19,0
Transition : tonnes stériles	<i>Mt</i>	9,3	0,3	9,6
Frais éponte inférieure : tonnes stériles	<i>Mt</i>	4,6	0,2	4,8
Frais éponte supérieure : tonnes stériles	<i>Mt</i>	112,1	0,3	112,3
Frais : total tonnes stériles	<i>Mt</i>	116,6	2,1	118,8
Total tonnes stériles	<i>Mt</i>	143,5	2,1	145,7
Total tonnes	<i>Mt</i>	302,7	4,1	306,7
Ratio de découverte	<i>t stériles / t minerais</i>	0,90 / 1	1,09 / 1	0,90 / 1

La Fosse Sud a été divisée en trois approfondissements sur la base des résultats du logiciel Deswik.GO. pour planification de l'optimisation de la VAN. La largeur minimale d'exploitation de 40 mètres (à l'exclusion des excavations d'attente de 30 m), la rampe à double voie de 32 m, les bermes géotechniques à la hauteur requise pour empilement ou l'élargissement des bermes de retenue, et les rampes de sortie conçues pour réduire l'ensemble du transport, ont toutes contribué à la conception des approfondissements.

Dans le cadre de la méthodologie de teneur-seuil de coupure élevée, la nécessité des deux premiers approfondissements est de fournir une alimentation suffisante de plus de 0,5 g/t d'or à l'usine de traitement au cours des premières années du Projet. Les conceptions pour les approfondissements sud sont présentées sur la Figure 15-6 pour l'approfondissement 1 et sur la Figure 15-7 pour l'approfondissement 2. Le troisième approfondissement est représenté par la conception finale de la fosse. Le ratio de découverte pour l'approfondissement 1 est de 0,32 / 1 pour une teneur moyenne de 0,76 g/t Au. L'approfondissement 2 présente un ratio de découverte plus élevé, à savoir 1,05 / 1, mais une teneur de 0,69 g/t Au qui est supérieure à la moyenne. Le dernier approfondissement sud a un ratio de 1,25 / 1 et produit une teneur d'alimentation de 0,60 g/t Au. Les approfondissements s'alignent sur la stratégie de teneur-seuil de coupure élevée en permettant d'accéder au minerai de plus haute teneur au cours des deux ou trois premières années du Projet.

Figure 15-5 Conceptions finales des Fosses Nord et Sud (avec traversée de la route)

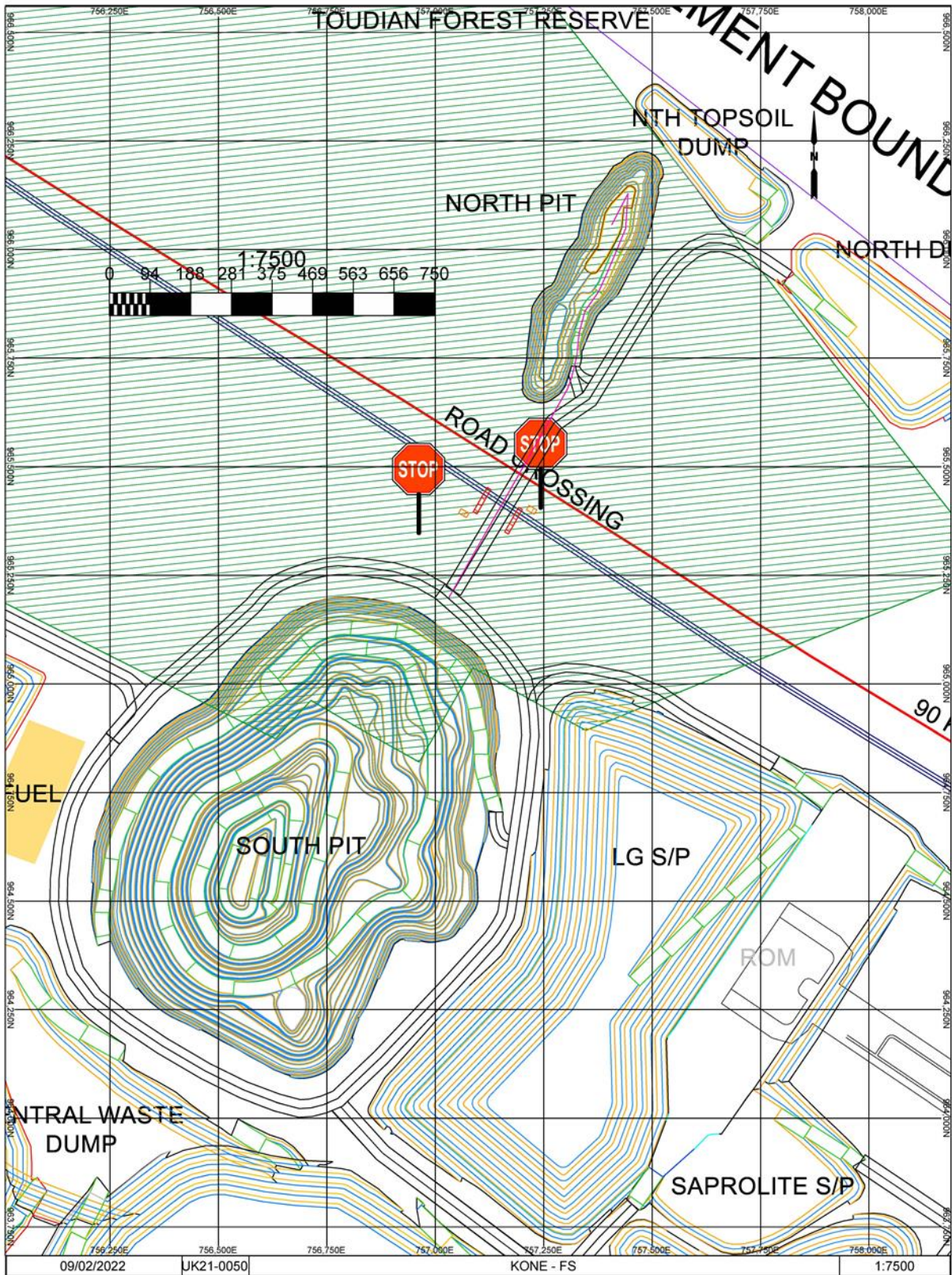


Figure 15-6 Conception technique de l'approfondissement 1 de la Fosse Sud

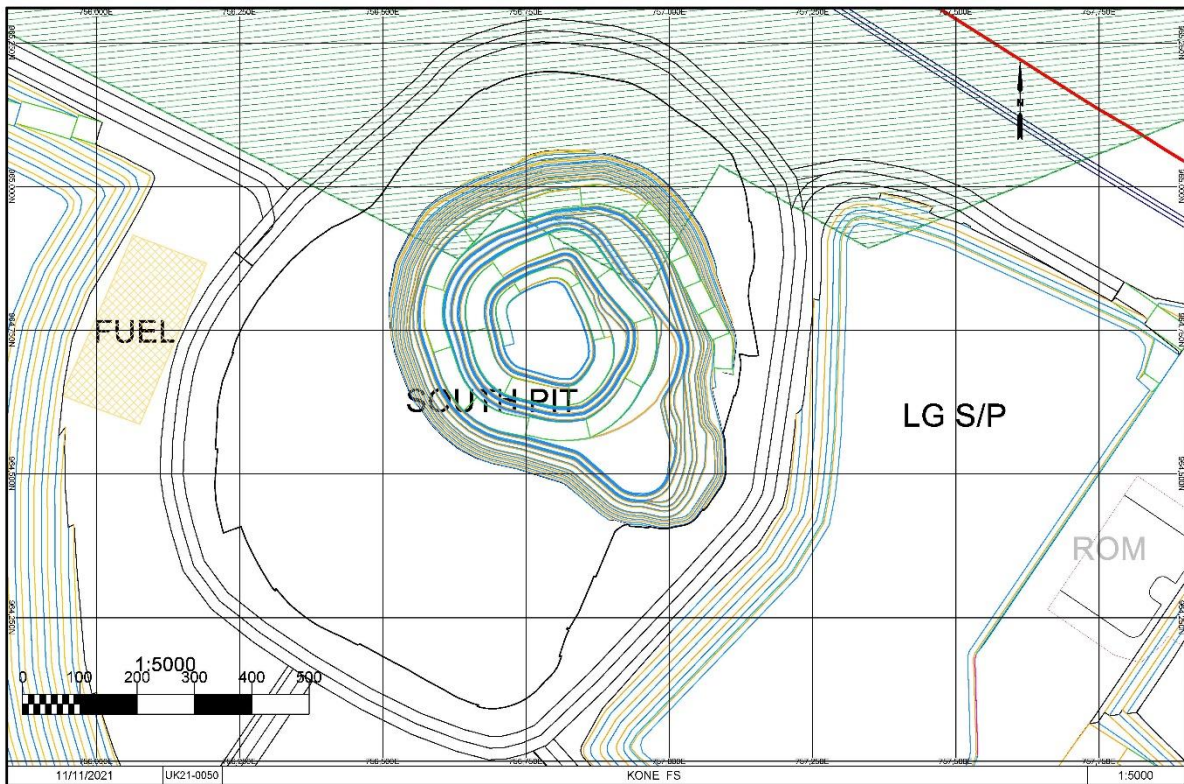
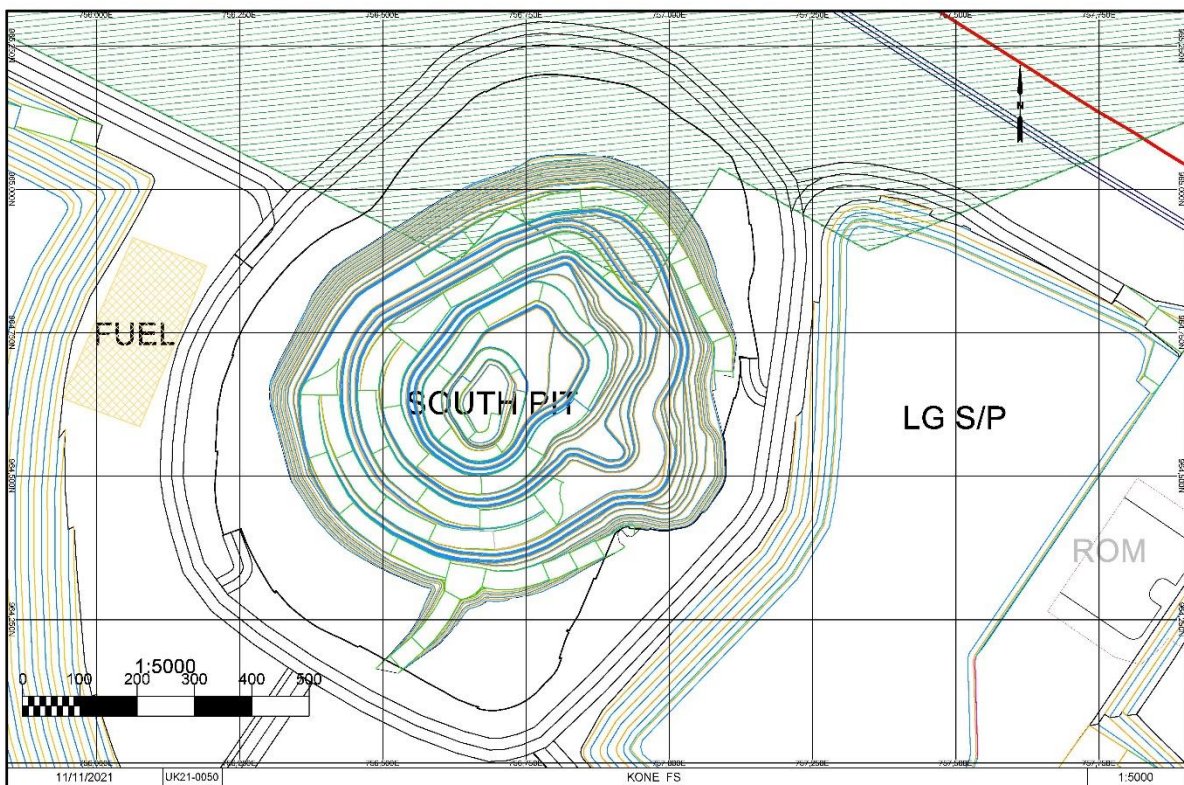


Figure 15-7 Conception technique de l'approfondissement 2 de la Fosse Sud



15.7 Évaluation de risques

Une évaluation de risques pour la phase de développement du Projet a permis d'identifier les risques liés aux investigations, à la qualité des données, aux estimations, à la planification et à la prise de décision.

Tableau 15-14 Évaluation de risques au cours du développement du Projet

Risque	Probabilité de survenance	Gravité potentielle de l'impact	Classement du risque
Surestimation des ressources minérales	possible	mineure	moyen
Sous-estimation des ressources minérales	possible	mineure	moyen
Sous-estimation des coûts miniers pour l'estimation des réserves	possible	mineure	moyen
Sous-estimation des coûts de traitement et d'administration	possible	mineure	moyen
Surestimation des performances métallurgiques pour l'estimation des réserves	improbable	mineure	faible
Surestimation du cours de l'or pour l'estimation des ressources	improbable	modérée	moyen
Surestimation des réserves minérales	improbable	modérée	moyen
Les pentes des fosses sont trop accentuées	possible	mineure	moyen
La conception de la faisabilité n'est pas entièrement réalisable	improbable	mineure	faible
Méthode d'exploitation inadéquate	improbable	mineure	faible
Le calendrier de production n'est pas réalisable	improbable	mineure	faible

Les limites de fosses ne sont pas très sensibles aux changements de paramètres de l'étude, mais la conception a prévu une zone tampon entre les limites de la fosse et toute infrastructure permanente ou les décharges de stériles.

Le cours de l'or utilisé pour le calcul des réserves minérales est prudent, compte tenu des prix actuels, et tout en restant économiques, les paramètres d'optimisation sont suffisamment robustes pour résister à une baisse considérable du prix de l'or par rapport aux niveaux de 2021.

Les études géotechniques ont indiqué que les pentes de fosses déterminées sont raisonnables pour ce Projet, à condition de préserver la maîtrise des eaux souterraines. Des plans de dénoyage de fosses ont été mis au point, comprenant des puits de dénoyage pré-opérationnels et opérationnels. Des puisards ont également été prévus dans la fosse pendant l'exploitation afin de mieux gérer les eaux de surface et les eaux souterraines.

16 METHODES D'EXTRACTION MINIERE

16.1 Méthode d'exploitation

16.1.1 Approche globale

Le rapport « Koné Gold Project Feasibility Study Mining Report (UK21-0050) » (Rapport sur l'étude de faisabilité minière du Projet aurifère de Koné) produit par Carci contient une discussion détaillée sur les méthodes d'exploitation minière prévues pour ce Projet.

D'après la géométrie et les propriétés physiques du gisement, la proximité du gisement par rapport à la surface et les teneurs en or contenues dans le gisement, la méthode d'exploitation minière la plus appropriée est l'exploitation conventionnelle à ciel ouvert. Montage a exprimé comme préférence le recours à une entreprise minière pour les opérations minières, essentiellement en raison de la courte durée de vie de l'activité minière et de la stratégie de gestion du capital.

La durée de vie de la mine à ciel ouvert est de 9,5 ans, dont une année d'exploitation de préproduction. La stratégie minière fait appel à une approche de teneur-seuil de coupure élevée, où le minerai d'une teneur en or supérieure à 0,5 g/t est traité de manière préférentielle ; en revanche, le minerai de teneur en or supérieure à la teneur-seuil économique, mais inférieure à 0,5 g/t, est considéré comme matériau à faible teneur, et ce minerai stocké ou utilisé comme alimentation complémentaire. Cette stratégie est en place pendant les 9 premières années de l'exploitation. Une fois les fosses épuisées et le minerai à teneur élevée traité en totalité, le minerai à faible teneur est récupéré à partir des stocks et traité pendant 6 années supplémentaires.

Des études antérieures ont identifié comme combinaison la plus optimale pour l'exploitation et le traitement un taux d'extraction de 35 Mtpa couplé à un tonnage de traitement de 11 Mtpa. L'algorithme d'homogénéisation dans le logiciel de planification Deswik a servi à fixer des objectifs spécifiques pour ce qui est des tonnes totales d'alimentation et de limites de matériaux, en incorporant la totalité des coûts et recettes ayant servi à déterminer l'estimation des réserves minérales. L'algorithme fournit également la VAN optimale pour le matériau disponible à un moment donné. Le logiciel peut également projeter dans l'avenir en veillant à ce que le mélange de matériaux dans les années ultérieures ne soit pas compromis par les objectifs de la période immédiate.

16.1.2 Équipes et personnel

L'exploitation minière aura lieu dans la Fosse Sud 24 heures sur 24 en faisant intervenir plusieurs quarts de travail. Le nombre de quarts par période de 24 heures reste à déterminer, mais il sera soit de deux soit de trois. L'exploitation de la Fosse Nord aura lieu durant trois mois de l'année pendant la saison sèche et uniquement en équipe de nuit, ceci afin de minimiser l'interaction des camions de transport traversant la route publique. Le remaniement à la Fosse Nord sera minimisé autant que possible.

Montage emploiera sa propre équipe de services techniques miniers pour superviser les opérations minières sous contrat et pour fournir des conseils techniques à l'entreprise de sous-traitance. L'équipe du maître d'ouvrage se composera d'un personnel de gestion de la mine et d'un personnel technique comprenant :

- un gestionnaire de la mine et son suppléant ;

- des géologues et assistants de terrain (ressource et contrôle des teneurs) ;
- des ingénieurs de la mine (la planification sera effectuée sur une base mensuelle par le maître d'ouvrage) ;
- du personnel géotechnique et du personnel hydrogéologique ;
- des géomètres ;
- du personnel de gestion des contrats (comprenant des superviseurs) ;
- du personnel de santé et sécurité,

L'entreprise fournira ses propres conseillers en matière de santé et de sécurité, mais ceux-ci seront renforcés par l'équipe santé et sécurité de Montage, dont au moins un membre sera affecté aux activités minières. Une capacité de sauvetage dans les mines sera mise en place en faisant appel au personnel de tous les départements et sous-traitants.

La main-d'œuvre de Montage et des sous-traitants proviendra en premier lieu des communautés locales, puis de la région, du pays et enfin de l'étranger, en fonction des exigences du poste et des compétences disponibles.

16.1.3 Matériel minier

Il convient de noter que les références à une marque ou à un modèle d'équipement spécifiques ne sont pas des recommandations, mais ont simplement servi à faciliter la conception, l'ordonnancement et le calcul des besoins en équipement. L'entreprise minière pourra choisir les équipements d'un autre fabricant ou s'estimer en mesure d'exploiter des équipements d'une autre capacité.

La sélection de l'équipement a été déterminée pour l'étude de faisabilité d'après le travail effectué pendant l'AÉP et mis à jour pour les fosses optimisées révisées, comme ceci est exposé dans le chapitre sur l'optimisation de la mine. L'emplacement du Projet a également influencé le choix d'équipement, car il est reconnu que le support pour les équipements miniers plus importants (tombereaux de plus de 200 tonnes, etc.) est limité en Afrique de l'Ouest.

Un tombereau Caterpillar 785C Widebody a été sélectionné sur la base de la densité optimale du matériau de roche fraîche correspondant à une dimension de caisse permettant également une charge complète de matériau d'oxyde et de transition. Un plateau approprié pourra être sélectionné afin d'optimiser la charge utile pour tous les matériaux du gisement.

L'excavateur Caterpillar 6040 a été associé aux tombereaux de transport CAT 785 pour les besoins de cette étude.

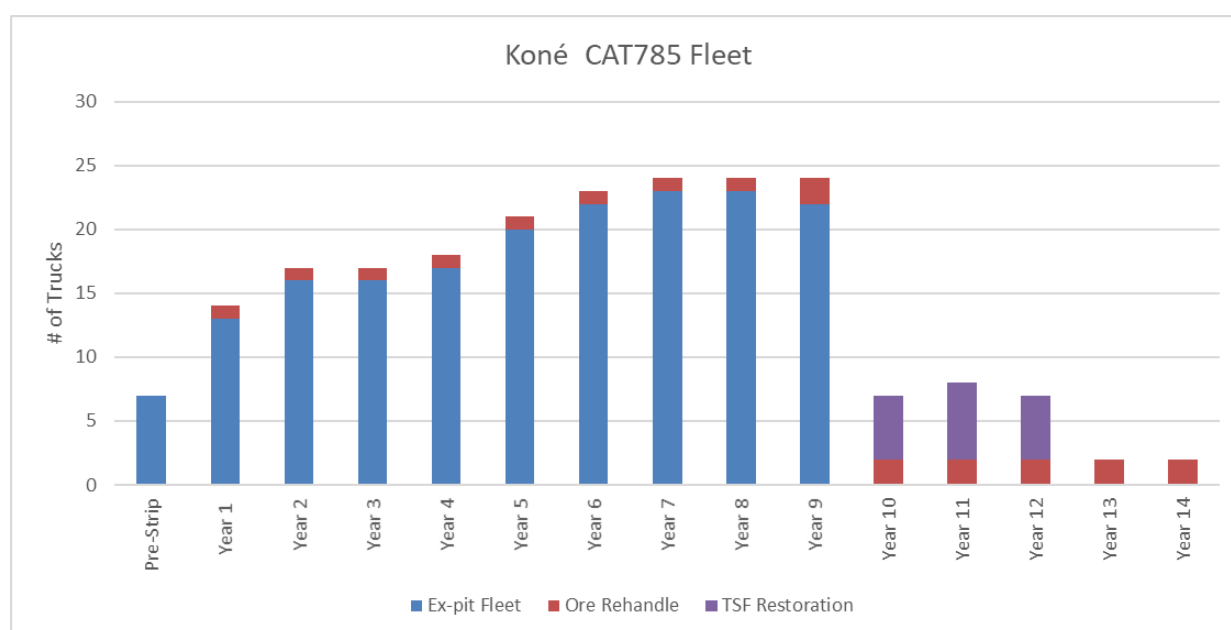
Deux excavateurs CAT 6040 sont nécessaires pendant l'année de préproduction, avec un troisième mis en service pendant l'Année 1. Il en résulte une capacité globale de 40,8 millions de tonnes par an de matériaux de roche dure (représentant 85 % des matériaux de l'échéancier). Cela signifie qu'en moyenne le nombre d'excavateurs utilisés au cours d'une année est de 2,56. Cette disponibilité d'équipement permet à la Fosse Nord d'être exploitée uniquement en équipe de nuit. Cette fosse est prévue pour exploiter 1 Mtpa sur quatre ans, la durée d'exploitation active étant fixée à une fenêtre de trois mois pendant la saison sèche.

Les besoins totaux en tombereaux comprennent les tombereaux hors-fosse et les tombereaux de reprise du minerai (les tombereaux de reprise des stériles étant la flotte hors-fosse réaffectée). Les besoins en tombereaux augmentent chaque année depuis le début du Projet pour atteindre un pic de 24 tombereaux en Année 8 (Tableau 16-1). L'exploitation à ciel ouvert se termine en juillet de l'Année 9 ; un parc complet sera toutefois nécessaire jusqu'à cette date. Le remaniement des stériles pour la fermeture des résidus et pour le comblement de la Fosse Nord utilise le parc de véhicules retirés de l'exploitation à partir d'août de l'Année 9 (Figure 16-1). Après l'achèvement de l'exploitation minière au cours de l'Année 9, les résidus seront déposés dans la Fosse Sud.

Tableau 16-1 Besoins totaux pour la flotte de CAT 785

	An. -1	An. 1	An. 2	An. 3	An. 4	An. 5	An. 6	An. 7	An. 8	An. 9	An. 10	An. 11	An. 12	An. 13	An. 14
Flotte hors-fosse	7	13	16	16	17	20	22	23	23	23	0	0	0	0	0
Reprise du minerai	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	2
Reprise des stériles (Fosse Nord et TSF)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4	5	4	5	0	0
Total CAT 785	5	12	16	17	17	19	22	24	24	24	7	7	7	2	2

Figure 16-1 Besoins totaux pour la flotte de CAT 785 par année



Koné CAT 785 fleet
 # of trucks
 Pre-strip
 Ex-pit fleet

Flotte de CAT 785 à Koné
 Nombre de tombereaux
 Découverte
 Flotte hors-fosse

Ore rehandle
FSF restoration

Reprise du minerai
Restauration du parc à résidus (TSF)

D'après le calendrier d'exploitation et les réponses aux appels d'offres des entreprises, on s'attend à ce que les équipements auxiliaires suivants soient nécessaires pendant les principales opérations minières (Tableau 16-2).

Tableau 16-2 Besoins en équipement auxiliaire

	Ann. 1	Ann. 1	Ann. 2	Ann. 3	Ann. 4	Ann. 5	Ann. 6	Ann. 7	Ann. 8	Ann. 9
Chargeuse sur roues CAT 980	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Bouteur sur chenilles CAT D10	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Bouteur sur chenilles CAT D9	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Camion-citerne eau CAT 777E	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Niveleuse CAT 16M	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Foreuse trou de mine Sandvik DI650i	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Foreuse prédécoupage Sandvik DP1500i	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Brise-roche CAT 336 Ex	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Compacteur CAT CS78B	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Tractopelle CAT 432F	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Porte-outil CAT IT38	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Engin de manutention de pneus CAT 980	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion de service CAT 745 ADT	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Camion-citerne carburant CAT 745 ADT	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Camion-citerne lavage CAT 745 ADT	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Unités d'éclairage	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13
Pompe de dénoyage	1	1	2	2	2	2	2	2	2	1
Camion de soudage	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Grue mobile pour terrain accidenté	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion d'explosifs MMU	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Camion d'accessoires pour artificier	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Véhicules légers	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37
Véhicules pour relève de quart	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6

16.1.4 Contrôle de la teneur

Il est prévu que le contrôle de la teneur des gradins miniers soit effectué par forage RC en amont du front d'exploitation et couvrant un minimum de trois gradins afin de faciliter les activités de planification à court et moyen terme.

Les activités de contrôle de la qualité seront menées par une entreprise mais supervisées par le maître d'ouvrage. L'analyse des échantillons sera effectuée sur place par le maître d'ouvrage dans le laboratoire rattaché à l'usine de traitement.

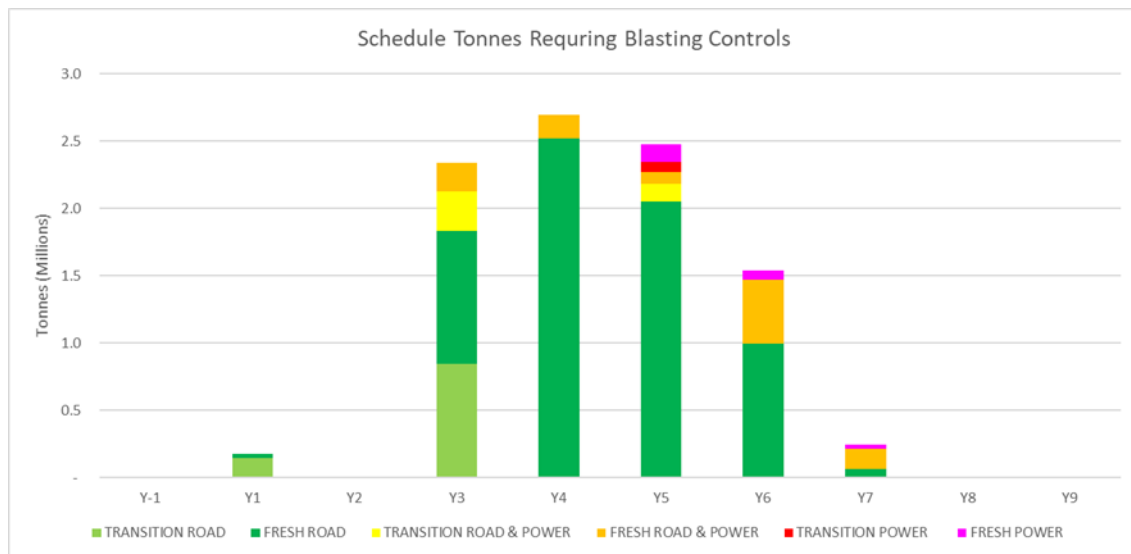
16.2 Forage et abattage à l'explosif

Le forage et le dynamitage de production seront effectués par l'entreprise minière sur des gradins de 10 m dans la plupart des cas. On s'attend à ce que la plupart des forages aient un diamètre de 165 mm, bien que les rangées tampons puissent avoir un diamètre plus petit. Un prédécoupage sera également entrepris sur toutes les parois finales.

L'abattage à l'explosif peut avoir un impact sur la collectivité locale, laquelle n'a jamais été exposée à des opérations minières dans les environs. Les impacts les plus significatifs seraient la poussière, les vibrations, le bruit et la fermeture de la route nationale. Un programme de communication ainsi que des contrôles du site minier devront être mis en place pour atténuer l'impact sur la communauté locale.

L'emplacement de la route nationale et celui de la ligne électrique auront tous les deux un impact sur les pratiques d'abattage ; toutefois, le tonnage de matériau sera limité dans une zone tampon de 500 m pour chacun de ces éléments d'infrastructure. La Figure 16-2 représente les tonnes extraites par année à l'intérieur dans la zone tampon. Ceci représente moins de 3 % des tonnes totales du Projet.

Figure 16-2 Tonnes prévues dans la zone de précaution route / ligne électrique



Schedule tonnes requiring blasting controls
 Tonnes (millions)
 Transition road
 Fresh road
 Transition road and power
 Fresh road and power
 Transition power
 Fresh power

Tonnes programmées nécessitant contrôles par abattage
 Tonnes (millions)
 Route pour matériau de Transition
 Route pour matériau de Frais
 Route pour matériau de Transition et électricité
 Route pour matériau de Frais et électricité
 Électricité pour matériau de Transition
 Électricité pour matériau de Frais

Des contrôles seront mis en place pour l'abattage dans un rayon de 500 m des lignes électriques afin de veiller à ce que les vibrations des tirs n'affectent pas les lignes électriques. Des détonateurs électroniques programmables contrôlant les vibrations en sortie permettent de réduire les vibrations des tirs à des degrés acceptables et, lorsque combinées à un processus de surveillance, les explosions résultantes atteindront un bon niveau de contrôle.

Une étude sera entreprise avant les tirs dans la zone de 500 m, afin d'évaluer l'action des vibrations dans la roche locale. L'utilisation de tiges de taille adéquate et de pratiques appropriées de contrôle de la qualité sera également nécessaire pour réduire tout risque de projections de roches susceptibles d'endommager une ligne électrique ou une route.

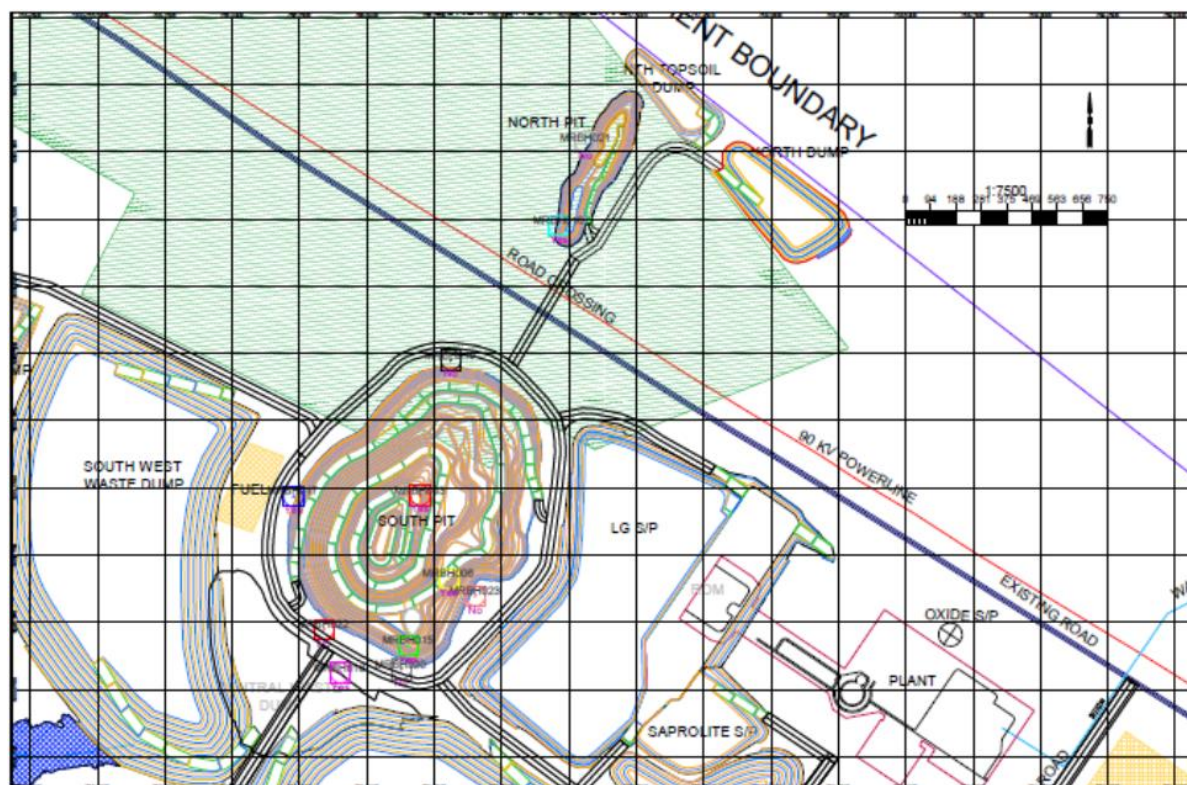
16.3 Dénoyage de fosses

Australian Groundwater and Environmental Consultants (« AGE ») a réalisé une étude d'hydrogéologie et de dénoyage sur les gisements de Koné. Dans le cadre de cette étude, AGE a proposé un concept de dénoyage de la mine en deux étapes. La première est une étape de pré-exploitation, utilisant des forages de dénoyage dans la fosse et hors-fosse. Ces forages viseraient les zones à haut rendement identifiées par les sondages de définition des ressources. Cela permettrait de disposer de plus de temps pour le drainage des unités géologiques moins perméables.

La seconde étape consiste en un dénoyage opérationnel au moyen de méthodes de dénoyage conventionnelles. Ces méthodes font intervenir des puisards de collecte stratégiquement positionnés. L'eau recueillie dans ces puisards sera pompée vers l'installation de stockage d'eau pour utilisation ultérieure. AGE recommande un minimum de débit de pompage d'environ 8 000 m³/jour, à l'intérieur des fosses.

Des forages de dénoyage seront également établis autour des limites de fosse pour servir pendant les opérations (Figure 16-3). Sept forages de dénoyage seront exploités et permettront d'extraire environ 1 700 m³/jour. Certains de ces forages seront détruits au fur et à mesure de l'expansion de la fosse, mais les autres continueront à fonctionner conjointement avec les puisards et suffiront à répondre aux besoins de dénoyage de fosse.

Figure 16-3 Plan des forages de dénoyage du site minier



North Pit	Fosse Nord
North topsoil dump	Verse nord de terre végétale
North dump	Verse nord
Road crossing	Traversée de la route
90 kV powerline	Ligne électrique 90 kV
Existing road	Route existante
South Pit	Fosse Sud

Southwest waste dump	Verse à stériles sud-ouest
Fuel	Carburant
LG S/P	Dépôt en tas à faible teneur
Oxide S/P	Dépôt en tas d'Oxyde
ROM	Tout-venant de mine
Central dump	Verse centrale
Plant	Usine
Saprolite S/P	Dépôt en tas de saprolite

16.4 Calendrier de production de la mine

Des études antérieures ont déterminé que la meilleure valeur pour le Projet serait une teneur-seuil de coupure élevée faisant appel à un calendrier accéléré d'exploitation minière, avec mise en tas, reprise puis traitement des matériaux à faible teneur. La valeur la plus élevée a été obtenue en combinant une option de taux d'extraction de 35 Mtpa et une capacité de broyage de 11 Mtpa. Cette combinaison a été utilisée pour cette étude.

Le calendrier de production tient compte à la fois du calendrier d'exploitation minière et du calendrier d'homogénéisation, de mise en tas de stockage et de reprise nécessaires à la production d'un mélange optimal de minerai pour l'usine de traitement, afin de maximiser la valeur du Projet. Le programme d'exploitation minière, le programme de mélange et le programme de transport/déversement ont tous été produits dans le logiciel Deswik. Le Tableau 16-3 représente le programme d'exploitation minière à un tonnage annualisé de 35 Mtpa, tandis que le Tableau 16-4 représente le calendrier de traitement à un tonnage annualisé de 11 Mtpa.

Tableau 16-3 Calendrier d'exploitation minière de Koné

Description	Unités	Ann. -1	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Total
Tonnes Oxyde Sud	x 1000 t	6 453	2 217		1 137							9 807
Teneur Oxyde Sud	Au g/t	0,62	0,57		0,35							0,573
Tonnes Transition Sud	x 1000 t	228	5 859	18	981	808						7 894
Teneur Transition Sud	Au g/t	0,46	0,62	0,30	0,42	0,34						0,562
Tonnes Frais FW Sud	x 1000 t		1 144	2 616	1 985	2 032	2 491	2 203	1 808	2 372	684	17 337
Teneur Frais FW Sud	Au g/t		0,58	0,55	0,64	0,58	0,55	0,53	0,56	0,50	0,49	0,555
Tonnes Frais HW Sud	x 1000 t		9 589	20 319	13 394	10 523	16 284	12 893	11 154	18 966	10 986	124 107
Teneur Frais HW Sud	Au g/t		0,71	0,75	0,73	0,65	0,66	0,67	0,55	0,66	0,83	0,692
Total tonnes Sud	x 1000 t	6 681	18 809	22 953	17 497	13 364	18 775	15 096	12 692	21 339	11 670	159 145
Total teneurSud	Au g/t	0,61	0,66	0,73	0,68	0,62	0,64	0,65	0,55	0,64	0,81	0,663
Tonnes Oxyde Nord	x 1000 t				245	407	265					917
Teneur Oxyde Nord	Au g/t				0,49	0,46	0,45					0,47
Tonnes Transition Nord	x 1000 t						212	175				387
Teneur Transition Nord	Au g/t						0,5	0,42				0,46
Tonnes Frais Nord	x 1000 t						65	431	148			643
Teneur Frais Nord	Au g/t						0,66	0,56	0,56			0,57
Total tonnes Nord	x 1000 t				245	407	541	606	178			1 947
Total teneur Nord	Au g/t				0,49	0,46	0,50	0,52	0,56			0 50
Total tonnes minerais (M)	x 1000 t	6 681	18 809	22 953	17 743	13 771	19 316	15 702	13 110	21 339	11 670	161 092
Total teneur minerais	Au g/t	0,61	0,66	0,73	0,68	0,62	0,64	0,65	0,55	0,64	0,81	0 66
Total tonnes stériles (S)	x 1000 t	11 073	16 187	12 047	17 053	21 221	15 684	19 298	21 890	9 201	1 996	145 650
Total tonnes extraites	x 1000 t	17 755	34 995	35 000	34 796	34 991	35 000	35 000	35 000	30 540	13 666	306 742

Description	Unités	Ann. -1	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Total
Ratio de découverte global	S/M	1,66/1	0,86/1	0,52/1	0,96/1	1,54/1	0,81/1	1,23/1	1,67/1	0,43/1	0,17/1	0,90/1

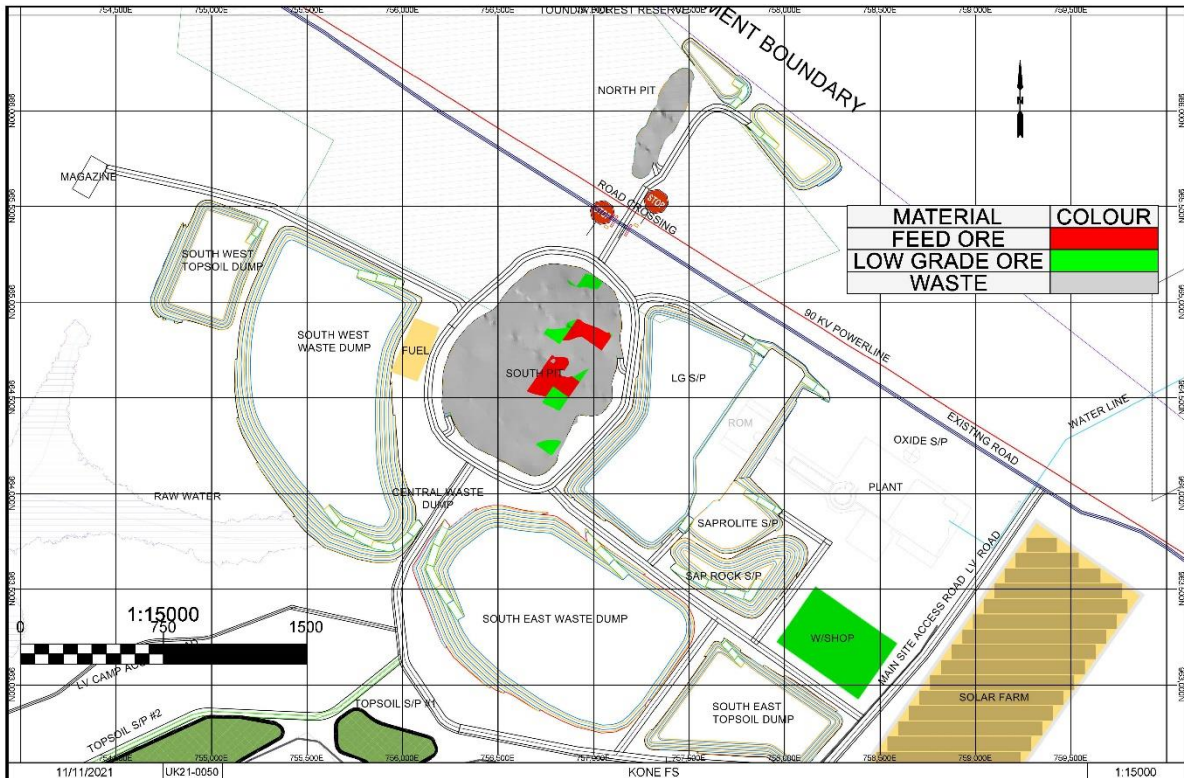
Tableau 16-4 Calendrier du traitement à Koné

Description	Unités	An. 1	An. 2	An. 3	An. 4	An. 5	An. 6	An. 7	An. 8	An. 9	An. 10	An. 11	An. 12	An. 13	An. 14	An. 15	Total	
Sud Oxyde tonnes	x1000t	630	733	732	692	438	216	679	733	733	733	733	733	733	733	560	9 807	
Sud Oxyde teneur	Au g/t	1,04	0,96	0,94	0,95	0,94	0,35	0,38	0,38	0,38	0,38	0,38	0,38	0,38	0,38	0,38	0,57	
Sud Transition tonnes	x1000t	2699	-	220	97	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4879	7 894
Sud Transition teneur	Au g/t	0,91	-	0,82	0,75	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,35	0,56
Sud Frais FW tonnes	x1000t	414	273	1 150	1 710	1 194	990	1 647	641	454	-	-	-	7 157	1 708	-	17 333	
Sud Frais FW teneur	Au g/t	0,87	0,95	0,78	0,72	0,71	0,69	0,58	0,66	0,56	-	-	-	0,42	0,41	-	0,55	
Sud Frais HW tonnes	x1000t	5 717	9 994	8 898	8 461	8 950	8 973	8 497	9 627	9 813	10 227	10 267	10 267	2 672	8 560	3 183	124 107	
Sud Frais HW teneur	Au g/t	0,89	1,00	0,89	0,77	0,84	0,79	0,60	0,86	0,88	0,44	0,44	0,44	0,44	0,43	0,43	0,69	
Sud total tonnes	x1000t	9 460	11 000	11 000	10 959	10 582	10 178	10 823	11 000	11 000	10 960	11 000	11 000	10 562	11 000	8 621	159 145	
Sud total teneur	Au g/t	0,91	0,99	0,88	0,78	0,83	0,77	0,59	0,82	0,83	0,44	0,44	0,43	0,42	0,42	0,38	0,66	
Nord Oxyde tonnes	x1000t	-	-	0,34	40,84	294,99	517,00	53,20	-	-	-	-	-	-	-	-	10,92	917
Nord Oxyde teneur	Au g/t	-	-	0,80	0,68	0,46	0,45	0,45	-	-	-	-	-	-	-	-	0,32	0,47
Nord Transition tonnes	x1000t	-	-	-	-	62	62	-	-	-	-	-	-	-	263	-	-	387
Nord Transition teneur	Au g/t	-	-	-	-	0,67	0,52	-	-	-	-	-	-	-	0,40	-	-	0,46
Nord Frais tonnes	x1000t	-	-	-	-	61,40	242,98	124,01	-	-	40,20	-	-	174,71	-	-	-	643
Nord Frais teneur	Au g/t	-	-	-	-	0,67	0,61	0,58	-	-	0,51	-	-	0,48	-	-	-	0,57
Nord total tonnes	x1000t	-	-	0,34	41	418	822	177	-	-	40	-	-	438	-	11	-	1,947

Description	Unités	An. 1	An. 2	An. 3	An. 4	An. 5	An. 6	An. 7	An. 8	An. 9	An. 10	An. 11	An. 12	An. 13	An. 14	An. 15	Total
Nord total teneur	Au g/t	-	-	0,80	0,68	0,52	0,50	0,54	-	-	0,51	-	-	0,43	-	0,32	0,50
Total tonnes	x1000t	9 460	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	11 000	8 632	161 09
Total teneur	Au g/t	0,91	0,99	0,88	0,78	0,82	0,75	0,58	0,82	0,83	0,44	0,44	0,43	0,42	0,42	0,38	0,66
Onces récupérées	x1000t	251	320	283	247	260	238	182	261	267	133	133	132	130	128	93	3 058
Récupération globale	%	91,2	91,3	90,7	90,0	90,3	89,7	88,2	90,3	90,5	85,8	85,8	85,7	86,9	85,8	88,4	89,3

La Figure 16-4 représente les surfaces de fosses avant le commencement de l'extraction en Année -1. Les zones ombrées représentent les matériaux à extraire, tandis que les contours délimitent les concepts de décharge, de dépôts en tas et de tout-venant de mine (ROM) à construire. Les blocs d'extraction dans les fosses sont codés selon le matériau : rouge pour le minerai à haute teneur ou minerai d'alimentation, vert pour le minerai à faible teneur référencé en tant que minerai de stockage, tandis que la couleur grise restante correspond aux stériles.

Figure 16-4 Surface des fosses au départ, avant découverte précédant les activités minières (Année -1)



Material	Colour	Matériau	Couleur
Feed ore		Minerai d'alimentation	
Low grade ore		Minerai à faible teneur	
Waste		Stériles	
North Pit		Fosse Nord	
Magazine		Entrepôt	
Southwest topsoil dump		Verse à terre végétale sud-ouest	
Road crossing		Traversée de la route	
Southwest waste dump		Verse à stériles sud-ouest	
Fuel		Carburant	
South Pit		Fosse Sud	
LG S/P		Dépôt en tas à faible teneur	
90 kV powerline		Ligne électrique 90 kV	
ROM		Tout-venant de mine	
Oxide S/P		Dépôt en tas d'Oxyde	
Plant		Usine	
Existing road		Route existante	
Water line		Canalisation d'eau	
Raw water		Eau brute	
Central waste dump		Verse à stériles centrale	
Saprolite S/P		Dépôt en tas de saprolite	
LW camp		Alimentation basse tension de la base-vie	
Saprock S/P		Dépôt en tas de saprock	
Southeast waste dump		Verse à stériles sud-est	
W/shop		Atelier	
Main site access road LV road		Principale route d'accès au site Route basse tension (LV)	
Topsoil S/P #2 / Topsoil S/P #1		Dépôt en tas n° 1 / n° 2 de terre végétale	

Southeast topsoil dump
Solar farm

Verse à terre végétale sud-est
Ferme solaire

À la fin de l'année de découverte, la plateforme du ROM a été construite à partir de stériles, et les minerais de saprolite et de saprock sont stockés sur des tas de stockage individuels adjacents au ROM. Les routes et plateformes d'infrastructures pour l'atelier, l'usine et la réserve de carburant sont également construites durant cette période. L'année de découverte commence 12 mois avant le traitement et les stériles sont retirés de tous les approfondissements. Ceci permet d'extraire suffisamment de stériles afin de répondre aux besoins initiaux du génie civil pour l'installation de stockage de stériles, ainsi que la construction de l'aire du ROM et de la route surélevée (« skyway »). La route surélevée est construite autour du concasseur afin d'optimiser l'acheminement des matériaux d'alimentation vers le ROM par une décharge directe. La principale méthode d'alimentation en minerai au cours des 9 premières années d'exploitation est le chargement direct par tombereaux de transport de la mine. Une grande partie des minerais de saprock et de saprolite est extraite au cours des premières années et ce minerai va s'accumuler sur les tas de stockage. En raison de la nature tendre de ce matériau, il est progressivement introduit dans l'usine de traitement au cours de la durée de vie de l'usine. Cela équivaut à 4,70 % de l'alimentation totale en saprolite et à 1,96 % de l'alimentation en saprock. Ces stocks se constituent au cours des premières années pour être repris au cours des 14 années suivantes.

L'Année 1 est la première année à plein régime de production avec 35 millions de tonnes, et elle nécessite trois excavateurs et une flotte de 13 tombereaux. L'usine de traitement est mise en service elle aussi au début de l'année avec un taux d'alimentation annuel global de 9,9 millions de tonnes. À mesure que l'on creuse de plus en plus profondément, les matériaux extraits au cours de cette année sont une combinaison d'Oxyde, de Transition et de Frais qui seront traités ou stockés en fonction du type et de la teneur du matériau. Le minerai total extrait pendant cette période est de 18,8 millions de tonnes, dont 8,1 millions de tonnes de minerai à haute teneur à une teneur moyenne de 0,96 g/t Au, les 10,7 millions de tonnes restants étant du minerai à faible teneur de teneur moyenne 0,43 g/t.

Au cours de l'Année 2, le matériau est extrait uniquement à partir des approfondissements sud 1 et sud 2. Le minerai est extrait de l'approfondissement 1 et de l'approfondissement 2, produisant un total de 23 millions de tonnes à une teneur moyenne de 0,73 g/t Au. La composante à haute teneur est ici de 12 millions de tonnes à 0,96 g/t Au. Les 10,9 millions de tonnes de minerai restantes sont à faible teneur avec une teneur moyenne de 0,47 g/t Au et sont déposées sur le tas de stockage de faible teneur. La quantité totale de matériaux extraits pour cette année est de 35 millions de tonnes. Les décharges sud-ouest et du sud-est sont partiellement actives et environ 50 % de leur surface reçoivent des stériles rocheux.

L'exploitation de la Fosse Nord commence au cours de l'Année 3 par une campagne de trois mois de travail de nuit pendant la saison sèche, lequel déplacera au total 1 million de tonnes. La terre végétale devra également être enlevée de la Fosse Nord et des sites de décharge. La découverte de stériles dans l'approfondissement final sud commence également cette année, bien qu'une partie des stériles ait été précédemment extraite au cours de l'année de découverte, à des fins de construction civile. La majorité du minerai est extraite de l'approfondissement 1 et de l'approfondissement 2, avec 7,7 millions de tonnes de minerai à haute teneur, à une teneur moyenne de 0,99 g/t, complétées par 10 millions de tonnes de minerai à faible teneur, à une teneur moyenne de 0,44 g/t, livrées à l'usine de traitement et ainsi qu'aux stocks. Les décharges sud-ouest, sud-est et nord sont actives.

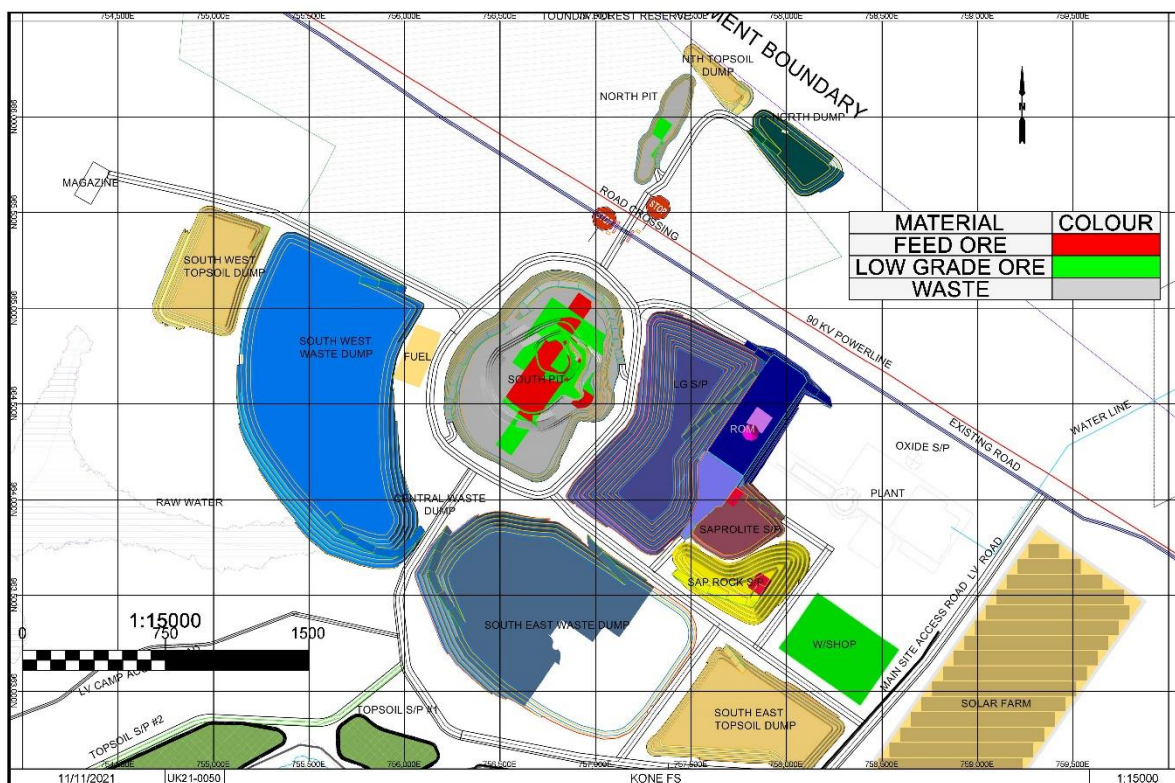
Au cours de l'Année 4, le matériau est extrait à partir de tous les approfondissements. La Fosse Nord est active pendant une campagne de trois mois de travail de nuit, avec un total de 1 million de tonnes déplacées. Le minerai de cette fosse est essentiellement à faible teneur, avec 0,4 million de tonnes extraites à une teneur moyenne de 0,46 g/t. La Fosse Sud renferme un tonnage à haute teneur extrait de l'approfondissement 1 et de l'approfondissement 2, générant 5,2 millions de tonnes de minerai de teneur moyenne 0,93 g/t, qui seront complétées par une partie des 8,6 millions de tonnes d'alimentation à faible teneur, de teneur moyenne de 0,44 g/t. Le reste du matériau à faible teneur est stocké (Figure 16-5).

Les trois approfondissements sont actifs pendant l'Année 5, l'alimentation à haute teneur de l'usine provenant principalement des approfondissements 1 et 2. L'approfondissement final de la fosse est principalement constitué de matériaux à faible teneur et de stériles. 19,3 millions de tonnes de minerai sont extraites au cours de cette période, avec une teneur moyenne de 0,64 g/t Au. Les stériles sont placés dans les décharges sud-ouest et sud-est en fonction de l'espace disponible le plus proche. 1 million de tonnes de minerai sont extraites de la Fosse Nord au cours d'une campagne de trois mois de travail de nuit. Ce matériau est essentiellement à faible teneur, avec une teneur en or moyenne de 0,5 g/t.

La Fosse Nord reste exploitée activement au cours de l'Année 6 et elle est à nouveau exploitée sur une période de 3 mois pendant la saison sèche, le transport se faisant uniquement la nuit. L'impact du passage des tombereaux de transport sur les routes sera ainsi réduit pour la collectivité. La Fosse Sud est exploitée à partir de l'approfondissement 2 et de la fosse finale, avec des rampes d'accès au sud pour le transport des stériles et au nord-est pour le minerai. 15,1 millions de tonnes de minerai sont extraites au cours de l'Année 6 avec une teneur moyenne de 0,65 g/t Au. 11 millions de tonnes de minerai serviront à alimenter l'usine, les 4,1 millions de tonnes restantes étant destinées au stock à faible teneur.

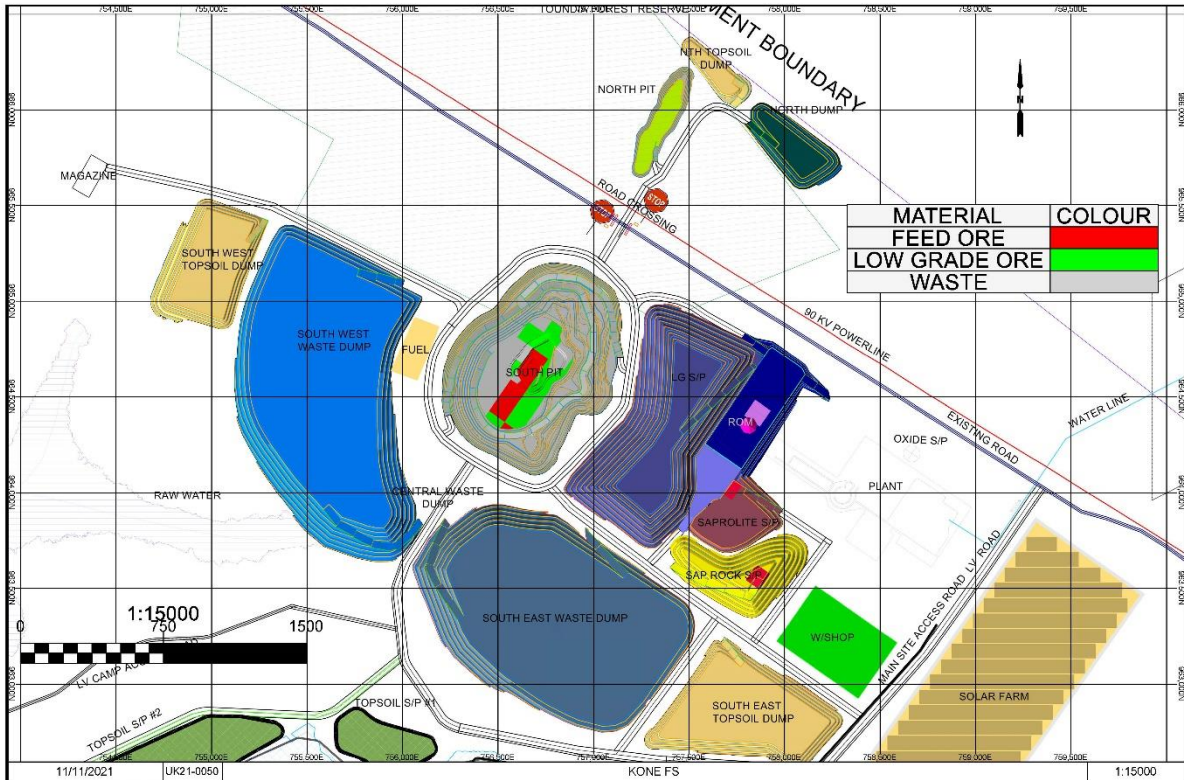
Vers l'Année 7, l'exploitation de la Fosse Nord se termine, mais le passage de la route reste actif pour permettre le remblayage de la Fosse Nord, conformément aux exigences du permis d'exploitation minière. Les stériles sont prélevés dans la Fosse Sud et transportés par tombereau jusqu'à la Fosse Nord où ils sont déversés et manœuvrés par un bouteur si nécessaire. Le minerai est extrait de l'approfondissement final sud, mais il est en majorité de faible teneur. Avec seulement 3,5 millions de tonnes de minerai à haute teneur, complétées par 9,6 millions de tonnes de minerai à faible teneur, la teneur globale est de 0,55 g/t Au. Pendant cette période, l'usine devra recevoir à la fois du minerai à basse et à haute teneur pour atteindre le taux d'alimentation total de 11 Mtpa. Le tas de stockage de minerai à faible teneur contiendra le matériau restant (Figure 16- 6).

Figure 16-5 Progression de la mine en Année 4



Material	Colour	Matériau	Couleur
Feed ore		Mineral d'alimentation	
Low grade ore		Mineral à faible teneur	
Waste		Stériles	
North Pit		Fosse Nord	
Magazine		Entrepôt	
Road crossing		Traversée de la route	
Southwest topsoil dump		Verse à terre végétale sud-ouest	
Southwest waste dump		Verse à stériles sud-ouest	
Fuel		Carburant	
South Pit		Fosse Sud	
LG S/P		Dépôt en tas à faible teneur	
90 kV powerline		Ligne électrique 90 kV	
ROM		Tout-venant de mine	
Oxide S/P		Dépôt en tas d'Oxyde	
Plant		Usine	
Existing road		Route existante	
Water line		Canalisation d'eau	
Raw water		Eau brute	
Central waste dump		Verse à stériles centrale	
Saprolite S/P		Dépôt en tas de saprolite	
LW camp		Alimentation basse tension de la base-vie	
Saprock S/P		Dépôt en tas de saprock	
Southeast waste dump		Verse à stériles sud-est	
W/shop		Atelier	
Main site access road LV road		Principale route d'accès au site Route basse tension (LV)	
Topsoil S/P #2 / Topsoil S/P #1		Dépôt en tas n° 1 / n° 2 de terre végétale	
Southeast topsoil dump		Verse à terre végétale sud-est	
Solar farm		Ferme solaire	

Figure 16-6 Progression de la mine en Année 7

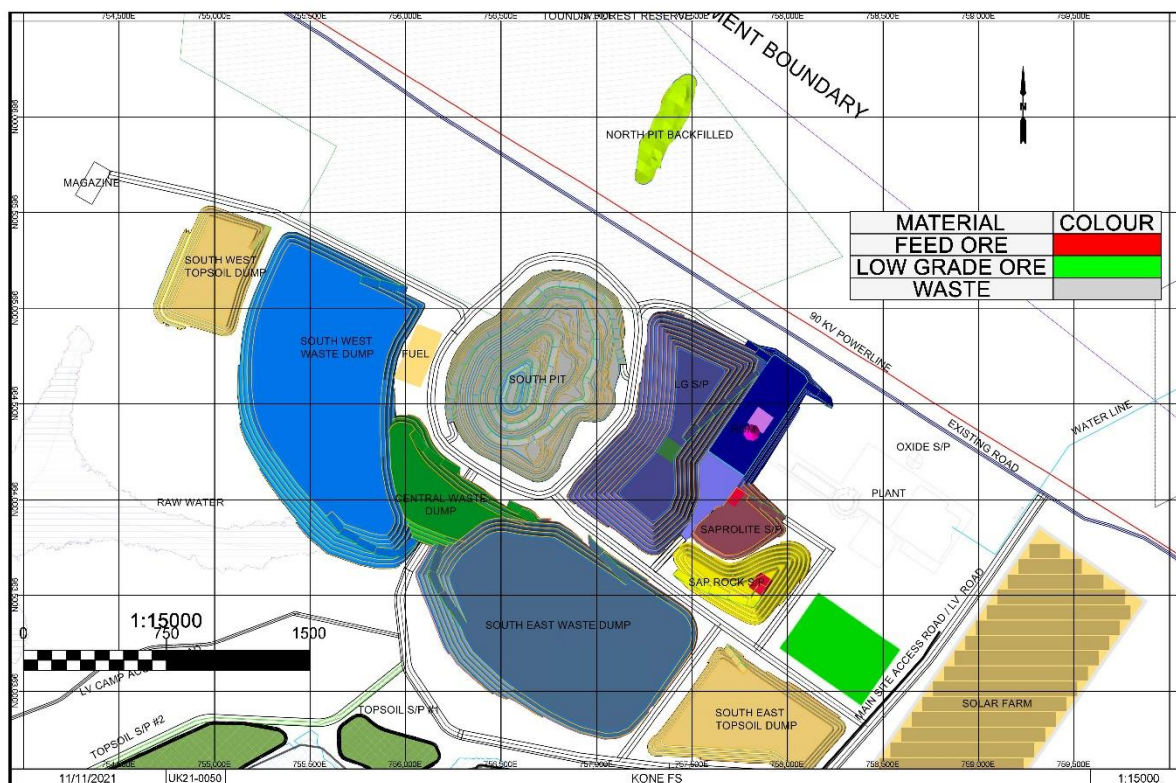


Material	Colour	Matériau	Couleur
Feed ore	Red	Mineral d'alimentation	Mineral à faible teneur
Low grade ore	Green	Mineral à faible teneur	Stériles
Waste	Blue	Stériles	
North Pit		Fosse Nord	
Magazine		Entrepôt	
Road crossing		Traversée de la route	
Southwest topsoil dump		Verse à terre végétale sud-ouest	
Southwest waste dump		Verse à stériles sud-ouest	
Fuel		Carburant	
South Pit		Fosse Sud	
LG S/P		Dépôt en tas à faible teneur	
90 kV powerline		Ligne électrique 90 kV	
ROM		Tout-venant de mine	
Oxide S/P		Dépôt en tas d'Oxyde	
Plant		Usine	
Existing road		Route existante	
Water line		Canalisation d'eau	
Raw water		Eau brute	
Central waste dump		Verse à stériles centrale	
Saprolite S/P		Dépôt en tas de saprolite	
LW camp		Alimentation basse tension de la base-vie	
Saprock S/P		Dépôt en tas de saprock	
Southeast waste dump		Verse à stériles sud-est	
W/shop		Atelier	
Main site access road LV road		Principale route d'accès au site Route basse tension (LV)	
Topsoil S/P #2 / Topsoil S/P #1		Dépôt en tas n° 1 / n° 2 de terre végétale	
Southeast topsoil dump		Verse à terre végétale sud-est	
Solar farm		Ferme solaire	

La décharge centrale est ouverte au début de l'Année 8 pour permettre de raccourcir le transport des parties les plus profondes de la Fosse Sud vers la zone de décharge la plus proche. L'impact de la décharge centrale est d'équilibrer la flotte de transport au cours des dernières années et de ne pas faire encourir des coûts supplémentaires pour une flotte plus grande pendant une période plus courte. La Fosse Nord est partiellement remblayée avec les stériles de la Fosse Sud afin de réduire la quantité de matériaux à remanier plus tard au cours du Projet. La traversée de la route reste par conséquent active pendant cette année pour le remaniement. Les matériaux extraits de la fosse au cours de l'Année 8 sont tous des roches dures fraîches d'une teneur moyenne de 0,64 g/t Au. Le minerai représente un total de 21 millions de tonnes, dont 13,1 millions de tonnes classées comme minerai à faible teneur, et 8,3 millions de tonnes restantes comme minerai à haute teneur.

Les opérations d'extraction sont terminées en juillet de l'Année 9 (Figure 16-7). Une fois l'exploitation minière terminée, la flotte est redéployée pour le remblayage de la Fosse Nord avec des matériaux provenant de la décharge nord et pour le remaniement des matériaux à faible teneur qui vont alimenter le concasseur. La décharge nord est entièrement remaniée et la décharge de terre végétale déchargée est replacée sur la fosse et la zone de décharge. Cette zone sera ensuiteensemencée et au minimum retrouvera son état d'origine. Toutes les routes et infrastructures sont également retirées de cette zone. Le minerai extrait de la Fosse Sud au cours de l'Année 9 est entièrement composé de roche dure fraîche de teneur moyenne 0,81 g/t Au.

Figure 16-7 Progression de la mine en Année 9

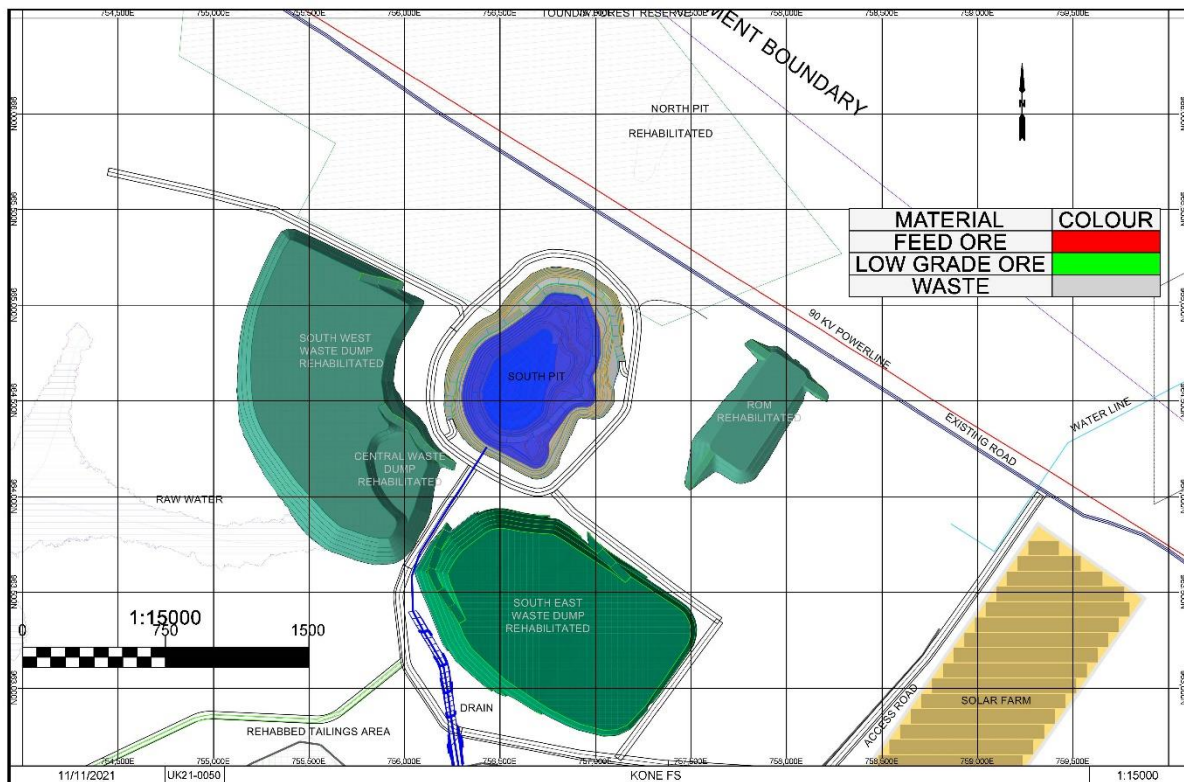


Material	Colour	Matériau	Couleur
Feed ore		Minerai d'alimentation	
Low grade ore		Minerai à faible teneur	
Waste		Stériles	
North Pit backfilled		Fosse Nord comblée	
Magazine		Entrepôt	
Southwest topsoil dump		Verse à terre végétale sud-ouest	
Southwest waste dump		Verse à stériles sud-ouest	
Fuel		Carburant	
South Pit		Fosse Sud	
LG S/P		Dépôt en tas à faible teneur	
90 kV powerline		Ligne électrique 90 kV	
ROM		Tout-venant de mine	
Oxide S/P		Dépôt en tas d'Oxyde	
Plant		Usine	
Existing road		Route existante	
Water line		Canalisation d'eau	
Raw water		Eau brute	
Central waste dump		Verse à stériles centrale	
Saprolite S/P		Dépôt en tas de saprolite	
LW camp		Alimentation basse tension de la base-vie	
Saprock S/P		Dépôt en tas de saprock	
Southeast waste dump		Verse à stériles sud-est	
W/shop		Atelier	
Main site access road LV road		Principale route d'accès au site Route basse tension (LV)	
Topsoil S/P #2 / Topsoil S/P #1		Dépôt en tas n° 1 / n° 2 de terre végétale	
Southeast topsoil dump		Verse à terre végétale sud-est	
Solar farm		Ferme solaire	

En Année 10, l'exploitation des fosses est terminée, mais le traitement des décharges à faible teneur se poursuit. La décharge centrale est remise en état et remodelée pour permettre une voie de drainage vers la zone du TSF de la Fosse Sud maintenant terminée. Les matériaux provenant de la décharge centrale ont été transportés depuis le milieu de l'Année 10 pour commencer à recouvrir le TSF en vue de sa réhabilitation. La couverture du TSF demandera 24 mois. Une fois l'extraction minière terminée au cours de l'année précédente, le dépôt de résidus se fera dans la Fosse Sud, ce qui permettra au TSF de sécher et d'être réhabilité pendant que l'usine de traitement reste en activité.

La Figure 16-8 représente la surface à la fin du Projet avec tous les tas de stockage à faible teneur remis en état et traités, ainsi que la décharge sud-ouest et la décharge sud-est remodelées et remises en état. Ce processus commencera au cours de l'Année 10 une fois que l'extraction minière sera terminée et que toutes les activités visant à déplacer les stériles des piles de stockage pour couvrir le TSF seront elles aussi terminées. Il convient toutefois d'entreprendre une réhabilitation progressive si elle peut avoir lieu au cours des Années précédentes. Les décharges de terre végétale seront également utilisées pour réhabiliter les décharges de stériles et le TSF. L'aire de ROM sera également travaillée au buteur pour donner un angle de 20 degrés à la paroi. Elle sera ensuite recouverte de terre végétale et ensemencée. L'usine et les autres infrastructures minières seront démantelées et enlevées.

Figure 16-8 Fin du cycle de traitement



Material	Colour	Matériau	Couleur
Feed ore		Mineral d'alimentation	
Low grade ore		Mineral à faible teneur	
Waste		Stériles	
Boundary		Limite	
North Pit rehabilitated		Fosse Nord réhabilitée	
Southwest waste dump rehabilitated		Verse à stériles sud-ouest réhabilitée	
South Pit		Fosse Sud	
90 kV powerline		Ligne électrique 90 kV	
Central waste dump rehabilitated		Verse à stériles centrale	
ROM rehabilitated		Tout-venant de mine réhabilité réhabilitée	
Existing road		Route existante	
Water line		Canalisation d'eau	
Raw water		Eau brute	
Southeast waste dump		Verse à stériles sud-est	
Access road		Route d'accès	
Rehabilitated tailings area		Zone de résidus réhabilitée	
Drain		Drain	
Solar farm		Ferme solaire	

16.5 Évaluation du risque des activités minières

Le Tableau 16-5 donne les grandes lignes de l'évaluation des risques pour les différentes étapes des opérations du Projet.

Tableau 16-5 Évaluation des risques liés aux opérations minières

Risque	Probabilité de survenance	Gravité potentielle de l'impact	Classement du risque
Conception finale de la fosse non réalisable	improbable	modérée	moyen
Productivités de l'équipement minier (sous-traitant) plus lentes que prévues	improbable	modérée	moyen
Performance insuffisante du contrôle de teneur ou du modèle des ressources	improbable	mineure	faible
Activités minières stoppées par le climat	improbable	mineure	faible
Problème de gestion du drainage de l'eau	possible	modérée	moyen
Sous-estimation des flux souterrains d'eau dans la fosse	improbable	modérée	moyen
Rupture mineure de paroi de fosse	possible	mineure	moyen
Rupture importante de paroi de fosse	improbable	majeure	moyen
Problèmes de stabilité de la décharge à stériles	improbable	mineure	faible
Problèmes de relations publiques liés à l'abattage	possible	mineure	moyen

Les approfondissements sont de grande dimension et permettent d'ajuster les calendriers d'exploitation pendant que des mesures correctives sont prises. La stratégie de teneur-seuil de coupure élevée signifie que l'on disposera après les premières années de plusieurs années de matériaux stockés, bien qu'à une teneur inférieure. Les limites finales de la fosse ne sont pas atteintes avant plusieurs années, ce qui permet une surveillance et une évaluation détaillées du comportement de la masse rocheuse, du contrôle des eaux de surface et du perfectionnement d'un modèle géotechnique et des eaux souterraines.

La route et la ligne électrique ne sont pas affectées par les activités d'abattage à l'explosif pendant plusieurs années, ce qui laisse suffisamment de temps pour organiser des campagnes de sensibilisation des populations et des études pour optimiser les techniques de tirs.

Cette étude n'a pas identifié de risques qui pourraient affecter les plans de la mine et les opérations à ciel ouvert, à condition que des pratiques de surveillance, d'analyse et d'élaboration de rapports soient mises en place dès le début de l'exploitation.

17.0 METHODES DE RECUPERATION

17.1 Vue d'ensemble

Les essais métallurgiques effectués à ce jour ont confirmé que l'or de Koné se prête à une récupération par techniques conventionnelles de cyanuration et d'adsorption au charbon.

La conception de l'usine de traitement repose sur un schéma fonctionnel métallurgique robuste conçu pour une récupération optimale des métaux précieux. Le schéma fonctionnel choisi repose sur l'opération d'unités ayant bien fait leurs preuves dans l'industrie.

Les critères clés pour la sélection de l'équipement sont l'adaptation à la fonction, la fiabilité et la facilité de maintenance. L'aménagement de l'usine assure un accès facile à tous les équipements pour les besoins d'exploitation et de maintenance, tout en maintenant un agencement qui facilitera la progression de la construction simultanément dans plusieurs zones.

Les critères clés de conception du Projet sont les suivants pour l'usine :

- Capacité de production nominale de 11,0 Mtpa avec une granulométrie de broyage de 80 % passant (P_{80}) 75 μm
- Disponibilité de 91,3 % pour l'usine de traitement appuyée par la sélection d'un équipement de secours dans les zones critiques, d'un équipement fourni par un vendeur occidental digne de confiance et un raccordement à une centrale électrique au GNL sur site.
- Automatisation suffisante des commandes de l'usine afin de minimiser le besoin d'interface constante d'opérateur, mais en permettant un contournement et un contrôle manuel si et quand ceci est nécessaire.

17.1.1 Schéma fonctionnel

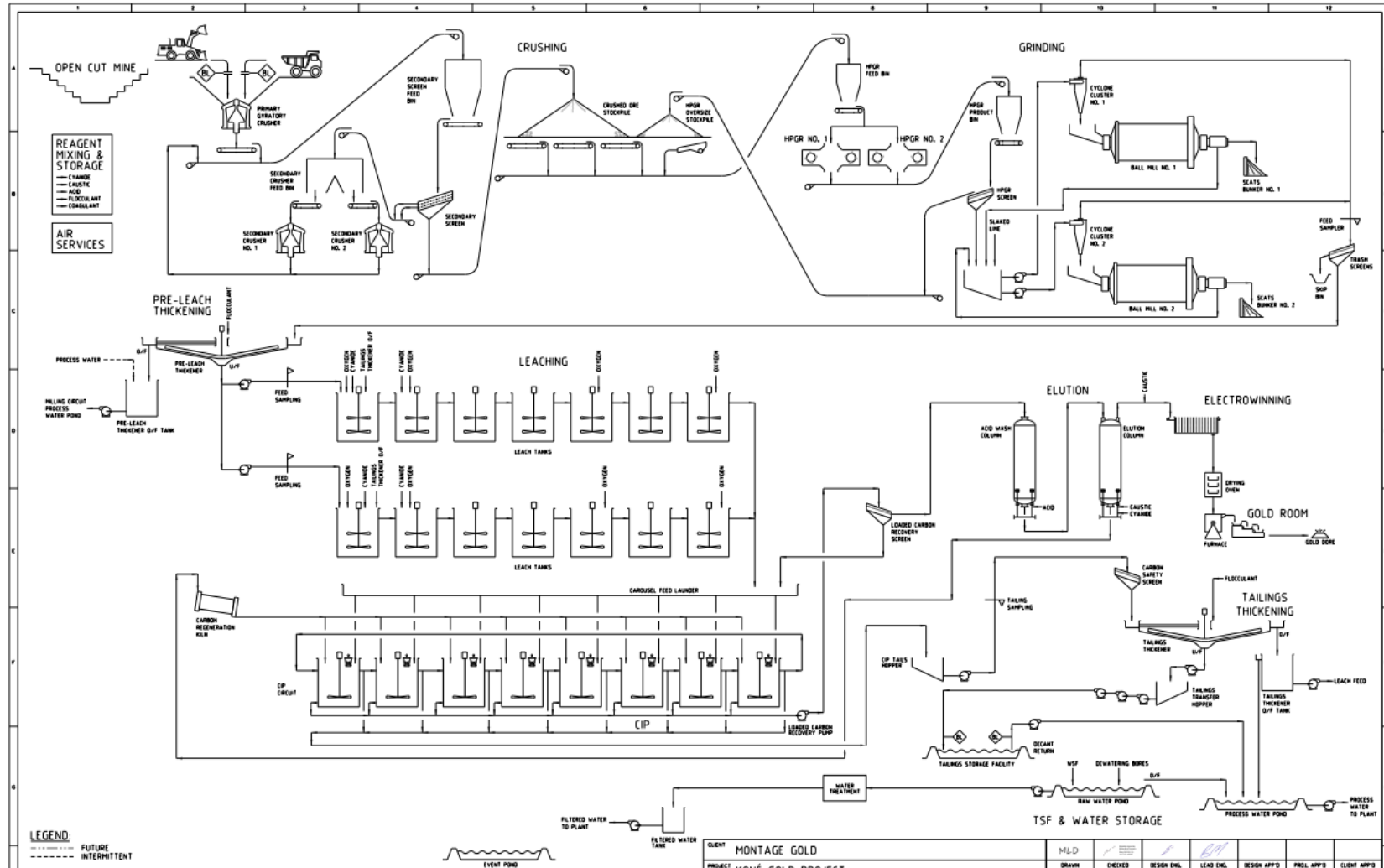
La conception de l'usine de traitement incorpore les opérations suivantes dans les unités de procédé métallurgique :

- Concassage primaire et concassage secondaire complets à l'aide d'un concasseur giratoire et de deux concasseurs à cône pour obtenir une taille de produit broyé passant P_{80} à approximativement 38 mm. La préparation de la taille d'alimentation pour un produit concassé secondaire est nécessaire pour un circuit de broyage efficace HPGR (broyeur haute pression à paliers) – broyeur à boulets par rapport à un circuit standard de broyeur SAG.
- Un dépôt en tas de minerai concassé de capacité nominale de 22 000 tonnes humides, permettant un stockage tampon de minerai concassé avec récupération continue par alimentateurs pour le circuit de broyage HPGR (cylindres de broyage à haute pression) – broyeur à boulets.

-
- Deux dispositifs HPGR parallèles en circuit fermé avec cribles de calibrage humide et acheminement de pulpe sous-dimensionnée vers le circuit de broyage via la trémie d'alimentation du cyclone. Deux trains parallèles de broyeurs à boulets en circuit fermé avec des hydrocyclones produiront une taille de broyage P_{80} de 75 μm .
 - Épaississement avant lixiviation afin d'augmenter la densité de la pulpe alimentant le circuit de lixiviation et de charbon en pulpe (CIP) afin de minimiser la mise en cuve et de réduire la consommation globale de réactifs.
 - Circuit de lixiviation comprenant quatorze cuves de lixiviation, disposé en deux trains parallèles de sept cuves en série, afin de fournir un temps de séjour de 36 heures de lixiviation.
 - Un circuit de CIP Kemix Pumpcell consistant en huit cuves de CIP en vue de la récupération de l'or sur charbon afin de minimiser le stock de charbon, l'or dans le circuit et les coûts d'exploitation. La conception du circuit de CIP et d'élution repose sur une récolte journalière du charbon.
 - Circuit divisé d'élution AARL (Anglo American Research Laboratories) de 20 tonnes, électroextraction et fusion de l'or pour récupération de l'or à partir du charbon imprégné afin de produire du doré.
 - Épaississement des stériles afin de récupérer et recycler l'eau de procédé à partir des résidus de CIP.
 - Pompage des stériles vers le parc à résidus (TSF).

La Figure 17-1 présente un schéma fonctionnel général simplifié décrivant la séquence des opérations unitaires incorporées dans le schéma de traitement sélectionné. Le plan du site et le plan d'implantation de l'usine sont représentés sur la Figure 17-2 et la Figure 17-3.

Figure 17.0-1 Schéma de traitement global



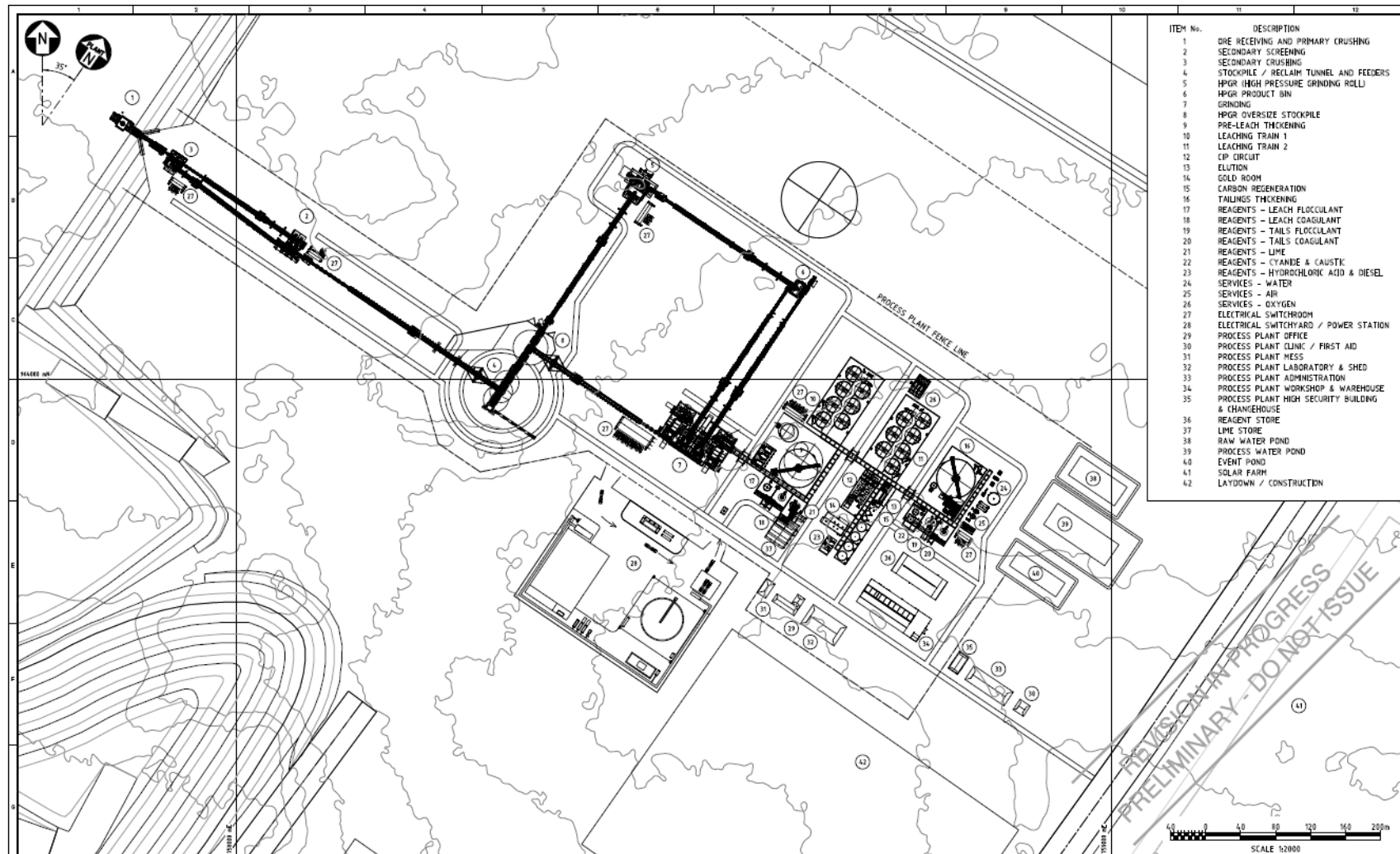
OPEN CUT MINE	MINE À CIEL OUVERT
CRUSHING	CONCASSAGE
GRINDING	BROYAGE
REAGENT MIXING AND STORAGE	MÉLANGE ET STOCKAGE DE RÉACTIFS
AIR SERVICES	SERVICES AIR
PRE-LEACH THICKENING	ÉPAISSISSEMENT AVANT LIXIVIATION
LEACHING	LIXIVIATION
ELUTION	ÉLUTION
ELECTROWINNING	ÉLECTROEXTRACTION
GOLD ROOM	CHAMBRE DE COULÉE
TAILINGS THICKENING	ÉPAISSISSEMENT DES RÉSIDUS
TSF AND WATER STORAGE	PARC À RÉSIDUS ET STOCKAGE D'EAU

Figure 17-2 Plan du site



MAGAZINE	ENTREPÔT
SOUTHWEST DUMP	VERSE À STÉRILES SUD-OUEST
FUEL STORE	RÉSERVE DE CARBURANT
SOUTH PIT	FOSSE SUD
LOW GRADE STOCKPILE	DÉPÔT EN TAS À FAIBLE TENEUR
ROM	TOUT-VENANT DE MINE
PROCESS PLANT	USINE DE TRAITEMENT
RAW WATER DAM	BARRAGE D'EAU BRUTE
CAMP ACCESS ROAD	ROUTE D'ACCÈS À LA BASE-VIE
CENTRAL WASTE DUMP	VERSE À STÉRILES CENTRALE
SOUTHEAST DUMP	VERSE À STÉRILES SUD-EST
SAPROLITE STOCKPILE	DÉPÔT EN TAS DE SAPROLITE
SAP ROCK STOCKPILE	DÉPÔT EN TAS DE SAPROCK
MINE SERVICES	SERVICES DE LA MINE
LAYDOWN CONSTRUCTION	AIRE DE DÉPÔT POUR LA CONSTRUCTION
PONDS	BASSINS
EXISTING ROAD	ROUTE EXISTANTE
CAMP	BASE-VIE
TOPSOIL STOCKPILE #2	DÉPÔT EN TAS N° 2 DE TERRE VÉGÉTALE
TOPSOIL STOCKPILE #1	DÉPÔT EN TAS N° 1 DE TERRE VÉGÉTALE
TAILINGS STORAGE FACILITY	PARC À RÉSIDUS (TSF)
SOLAR FARM	FERME SOLAIRE

Figure 17-3 Plan d'implantation de l'usine



ORE RECEIVING AND PRIMARY CRUSHING	RÉCEPTION DU MINERAI ET CONCASSAGE PRIMAIRE
SECONDARY SCREENING	CRIBLAGE SECONDAIRE
SECONDARY CRUSHING	CONCASSAGE SECONDAIRE
STOCKPILE / RECLAIM TUNNEL AND FEEDERS	DÉPÔT EN TAS / TUNNEL DE REPRISE ET ALIMENTATEURS
HPGR (HIGH PRESSURE GRINDING ROLL)	HPGR (CYLINDRES DE BROYAGE À HAUTE PRESSION)
HPGR PRODUCT BIN	BENNE DE PRODUIT HPGR
GRIDING	BROYAGE
HPGR OVERSIZE STOCKPILE	DÉPÔT EN TAS PRODUIT SURDIMENSIONNÉ HPGR
PRE-LEACH THICKENING	ÉPAISSISSEMENT PRÉ-LIXIVIATION
LEACHING TRAIN 1 / LEACHING TRAIN 2	TRAIN DE LIXIVIATION 1 / TRAIN DE LIXIVIATION 2
CIP CIRCUIT	CIRCUIT CHARBON EN PULPE
ELUTION	ÉLUTION
GOLD ROOM	SALLE DE COULÉE
CARBON REGENERATION	RÉGÉNÉRATION DU CHARBON
TAILINGS THICKENING	ÉPAISSISSEMENT DES RÉSIDUS
REAGENTS – LEACH FLOCCULANT / REAGENTS – LEACH COAGULANT	RÉACTIFS – FLOCCULANT DE LIXIVIATION / RÉACTIFS – COAGULANT DE LIXIVIATION
REAGENTS – TAILS FLOCCULANT / REAGENTS – TAILS COAGULANT	RÉACTIFS – FLOCCULANT DE RÉSIDUS / RÉACTIFS – COAGULANT DE RÉSIDUS
REAGENTS – LIME	RÉACTIFS – CHAUX
REAGENTS – CYANIDE AND CAUSTIC	RÉACTIFS – CYANURE ET SOUDE
REAGENTS – HYDROCHLORIC ACID AND DIESEL	RÉACTIFS – ACIDE CHLORHYDRIQUE ET GAZOLE
SERVICES – WATER / SERVICES – AIR / SERVICES – OXYGEN	SERVICES – EAU / SERVICES – AIR / SERVICES – OXYGÈNE
ELECTRICAL SWITCHROOM	POSTE DE DISTRIBUTION ELECTRIQUE
ELECTRICAL SWITCHROOM / POWER STATION	POSTE DE DISTRIBUTION ELECTRIQUE / CENTRALE ÉLECTRIQUE
PROCESS PLANT OFFICE	USINE DE TRAITEMENT : BUREAU
PROCESS PLANT CLINIC FIRST AID	USINE DE TRAITEMENT : CLINIQUE PREMIERS SOINS
PROCESS PLANT MESS	USINE DE TRAITEMENT : RÉFECTOIRE
PROCESS PLANT LABORATORY AND SMED	USINE DE TRAITEMENT : LABORATOIRE ET SMED
PROCESS PLANT ADMINISTRATION	USINE DE TRAITEMENT : ADMINISTRATION
PROCESS PLANT WORKSHOP AND WAREHOUSE	USINE DE TRAITEMENT : ATELIER ET ENTREPÔT
PROCESS PLANT HIGH SECURITY BUILDING AND CHANGEROOM	USINE DE TRAITEMENT : BÂTIMENT HAUTE SÉCURITÉ ET VESTIAIRE
REAGENT STORE	ENTREPÔT DE RÉACTIFS
LIME STORE	ENTREPÔT DE CHAUX
RAW WATER POND	BASSIN EAU BRUTE
PROCESS WATER POND	BASSIN EAU DE PROCÉDÉ
EVENT POND	BASSIN ÉVÈNEMENTIEL
SOLAR FARM	FERME SOLAIRE
LAYDOWN / CONSTRUCTION	DÉPÔT / CONSTRUCTION
PROCESS PLANT FENCE LINE	LIGNE DE CLÔTURE POUR USINE DE TRAITEMENT

17.2 Base de la conception du procédé

Les facteurs clés pris en considération dans la conception de l'usine de traitement et la sélection de l'équipement sont dans les grandes lignes :

17.2.1 Usine de traitement

La conception de l'usine repose sur une capacité nominale de 11,0 Mtpa de minerai, une teneur d'alimentation de 1,29 g/t Au et une récupération globale d'or de 91,6 %. Ces chiffres reflètent la teneur la plus élevée sur le calendrier annuel d'exploitation minière, où des marges dans la conception répondent aux besoins de lots temporairement à forte teneur. Pendant la durée de vie de la mine, l'usine traitera des proportions relativement faibles pour les autres teneurs, à savoir 6,7 % pour le minerai d'oxyde de saprolite et de saprock et 5,1 % pour le minerai de transition. La saprolite sera stockée et traitée uniquement pendant la saison sèche, le saprock étant traité pendant la saison humide.

17.2.2 Sélection du circuit de comminution

Suite à l'examen de diverses alternatives de circuits de broyage par Orway Mineral Consultants (OMC) pour le dimensionnement des équipements, Montage a sélectionné un circuit HPGR-broyeur à boulets comme étant l'option la plus efficace sur le plan énergétique pour le minerai frais très compétent. L'efficacité énergétique supérieure et la technologie HPGR ont également permis d'obtenir un coût du cycle de vie le plus bas parmi ces options.

Les données de comminution ont par ailleurs été comparées à celles d'autres minerais pour lesquels des résultats d'essais HPGR disponibles ont permis étayer les estimations de charge de recirculation et les distributions granulométriques modélisées des produits.

17.2.3 Disponibilités de circuits

Les équipements de concassage primaire en circuit ouvert et de concassage et criblage secondaires en circuit fermé ont été dimensionnés sur la base d'une disponibilité de 70 % de minerai de Frais. Ceci a été déterminé par la disponibilité plus faible des concasseurs secondaires, en raison des besoins plus élevés de maintenance et de remise en état des revêtements.

Le circuit de concassage sera découplé de l'usine en aval par le stock de minerai concassé, ce qui fournit une capacité de pointe entre le circuit de concassage à faible disponibilité et l'usine en aval à disponibilité plus élevée.

Le calibrage du circuit fermé HPGR repose sur une disponibilité de 80 % des propriétés de comminution du minerai Frais. Le circuit HPGR est susceptible d'atteindre des disponibilités de fonctionnement plus élevées semblables à un circuit de broyage, mais les fréquences et durées d'arrêt du HPGR et du broyeur ne sont généralement pas alignées. Le HPGR nécessitera des temps d'arrêt plus fréquents et plus courts pour inspection et maintenance préventive, ainsi que le remplacement annuel des paliers. Le circuit de broyage à boulets nécessitera généralement des temps d'arrêt moins fréquents mais plus longs pour les activités de remise en état des revêtements. Le HPGR sera découplé du circuit de broyage par le silo de produits par HPGR qui assure une capacité de stockage entre le HPGR et l'usine en aval.

Le circuit de broyage et l'usine en aval sont dimensionnés pour une disponibilité de 91,3 % (8 000 heures de fonctionnement à 1 570 tonnes sèches/h) sur du minerai Frais.

17.2.4 Aire de tout-venant de mine et circuit de concassage

La mine sera exploitée à un rythme accéléré pour permettre un traitement dans les premiers temps des matériaux de haute teneur et le traitement des matériaux à faible teneur une fois l'extraction terminée. La plate-forme du ROM servira de tampon entre la mine et l'usine. Il est important de noter que le traitement du minerai d'oxyde de saprolite sera limité strictement à la saison sèche et que le minerai d'oxyde de saprock sera limité à la saison humide, chacun jusqu'à un maximum de 10 % du mélange de minerai afin d'éviter des problèmes de reprise des matériaux lors des opérations de concassage, de criblage et d'épaississement.

Un concassage primaire en circuit ouvert et un concassage secondaire en circuit fermé seront nécessaires pour garantir une taille maximale des particules, adaptée à l'alimentation du circuit HPGR-broyeur à boulets. Les cylindres de broyage à haute pression sont sensibles à la taille de l'alimentation et il est important que la taille de l'alimentation supérieure soit nettement inférieure au vide dans le HPGR en fonctionnement afin de minimiser l'usure des crampons et le risque de rupture. Une alimentation constamment plus fine dans le dispositif HPGR en améliorera la durée de vie des pneus.

La modélisation du concassage en circuit fermé basée sur la distribution du produit broyé primaire et la dureté du minerai a servi à déterminer pour la conception la charge probable de recirculation de l'alimentation secondaire. La détection des refus métalliques et leur retrait seront nécessaires pour la protection des concasseurs secondaires et du HPGR en aval.

17.2.5 Tas de stockage du minerai concassé

Un dépôt en tas de capacité utile 22 000 t sera fourni afin d'absorber une surcharge de capacité entre le circuit de concassage et le circuit de broyage. Le minerai concassé sera repris par trois distributeurs à palettes à vitesse variable. Il sera acheminé vers le convoyeur d'alimentation du HPGR avec le matériau surdimensionné du crible HPGR, repris dans le stock de surdimensionné du HPGR par des alimentateurs vibrants.

17.2.6 Broyage

La conception du circuit de comminution repose sur l'obtention du taux requis de capacité de 11,0 Mtpa et de la granulométrie de broyage nécessaire pour le minerai Frais compétent, constituant la plus grande partie de minerai sur la durée d'exploitation de la mine. Un circuit HPGR-broyeur à boulets a été sélectionné pour atteindre la granulométrie nominale de $P_{80} 75 \mu\text{m}$ pour circuit de broyage. Le circuit HPGR-broyeur à boulets offre la plus faible consommation d'énergie avec deux trains parallèles à HPGR, cribles humides et broyeurs à boulets.

Le produit du HPGR contiendra du produit surdimensionné en quantité considérable, en raison du profil de pression sur la largeur des cylindres, avec peu de broyage près des bords des cylindres. Le criblage humide est nécessaire pour être un criblage efficace jusqu'aux dimensions fines. Une dimension plus fine de grille à la sortie augmente le travail effectué par les HPGR, ce qui rend le processus de broyage global plus efficace sur le plan énergétique, en réduisant les besoins énergétiques spécifiques du broyeur à boulets. La dimension sélectionnée est un compromis pratique étant donné l'augmentation de taille de l'équipement et du transfert d'humidité (recyclé dans l'alimentation du HPGR) avec la diminution de la surface ouverte du crible.

L'alimentation optimale du HPGR doit contenir des fines calibrées pour augmenter la densité du lit de minerai, et un peu d'humidité pour améliorer la liaison et l'intégrité de la couche de protection contre l'usure autogène. Un excès de fines ou d'humidité peut laver la couche autogène ou entraîner un certain glissement entre le lit de matériau et les cylindres, ce qui augmente l'usure de la surface des crampons et des pneus.

Le produit du HPGR sera mélangé à l'eau dans la bêche d'alimentation du crible de repulpage afin de maximiser la désagglomération du produit du HPGR en flocons, en amont du crible. Le criblage humide sera effectué à moins de 50 % de solides d'alimentation p/p pour assurer une efficacité de criblage élevée et un recyclage minimal du déclassé inférieur.

17.2.7 Classification

Des cyclones de 650 mm de diamètre ont été choisis pour le service de classification, afin de réduire le risque de blocage des embouts par des matériaux grossiers provenant de la décharge de l'usine et de minimiser la dimension globale du groupe de cyclones. La conception s'est basée sur des charges de recirculation pouvant atteindre 294 % sur les broyeurs à boulets.

L'inclusion d'un épaisseur de prélixiviation permettra d'optimiser le fonctionnement du circuit de broyage et de classification en faisant fonctionner les cyclones à des densités d'alimentation maximisant l'efficacité de la classification, réduisant ainsi la charge circulante et la consommation électrique globale du circuit.

17.2.8 Criblage des stériles

Des cribles à stériles linéaires ont été sélectionnés afin d'empêcher l'entrée de particules surdimensionnées et de débris dans le circuit de lixiviation et d'adsorption en aval. Bien que peu de stériles soient attendus, une performance acceptable de crible à stériles sera essentielle pour une bonne gestion du charbon.

17.2.9 Épaississement de prélixiviation

Un épaisseur à haut débit pour prélixiviation en avant du circuit de lixiviation a été inclus, afin d'épaissir le passant du crible à stériles à des solides p/p entre 61 % et 63 %. La dilution par l'eau de surverse de l'épaisseur de résidus jusqu'à la densité de 50 % de solides p/p, conçue pour l'alimentation du circuit de lixiviation, permettra de tirer parti du cyanure libre résiduel dans cette eau, réduisant ainsi les taux globaux de consommation de cyanure.

17.2.10 Circuit de lixiviation et de charbon en pulpe

Les résultats d'analyse indiquent que le minerai ne présente pas de caractéristiques d'interférence au niveau de l'adsorption (« preg-robbing ») et on peut par conséquent envisager un circuit de lixiviation et de charbon en pulpe (CIP) dans la conception.

Les essais ont permis de retenir un temps de lixiviation de 36 heures, et ceci demande quatorze cuves de lixiviation de 5 000 m³ à une densité de solides de 50 % p/p.

Pour minimiser le stock de charbon, l'or dans le circuit et les coûts d'exploitation, un circuit de CIP Kemix Pumpcell consistant en huit cuves de 400 m³ a été sélectionné pour la récupération de l'or sur charbon.

17.2.11 Éluion, électroextraction et récupération de l'or

Un circuit divisé d'éluion AARL a été sélectionné pour retirer du charbon l'or et l'argent qui y sont adsorbés. Si nécessaire, le circuit AARL divisé peut recevoir des cycles d'éluion supplémentaire grâce à une durée relativement brève, de huit heures approximativement, pour la désorption. Le circuit comprendra une colonne de lavage à l'acide pour éliminer les impuretés inorganiques du charbon avant l'éluion, et un cycle de lavage au cyanure froid a été inclus dans la conception au cas où des minerais à forte teneur en cuivre seraient traités.

Une dimension de lot de 20 tonnes est nécessaire pour la capacité de 11,0 Mtpa de l'usine à la teneur d'alimentation et à la récupération nominales de l'or.

Deux cellules d'électroextraction parallèles de 33 cathodes sont proposées pour la chambre de coulée afin d'assurer une efficacité élevée des passes et une faible teneur en or dans l'électrolyte usagé retournant vers la cuve de solution de désorption.

Une conception de cellule de colmatage avec lavage des cathodes dans la cuve a été adoptée pour simplifier le processus de manutention des cathodes. La pulpe dans la cellule d'électroextraction sera filtrée dans un filtre sous pression avant son transfert vers un four de séchage et avant sa fusion pour la production de doré.

Le charbon dans la solution stérile sera régénéré dans un four rotatif horizontal afin de retirer les impuretés organiques.

17.2.12 Épaississement et pompage des résidus

Un épaisseur à haut débit a été sélectionné, afin d'épaissir les résidus de CIP, de maximiser la récupération de l'eau de procédé et de réduire le volume de résidus. L'épaisseur de résidus permet également de récupérer le cyanure libre résiduel dans l'eau de procédé, lequel serait normalement déversé dans le parc à résidus pour être récupéré et réutilisé dans le circuit de lixiviation.

La sousverse de l'épaisseur de résidus sera pompée vers le parc à résidus pendant la première partie de la vie de la mine. Pendant la seconde partie de la vie de la mine, les résidus seront déchargés dans la fosse lorsque les activités d'extraction minière seront terminées.

17.3 Critères clés de la conception du procédé

Les principaux critères énumérés au Tableau 17-1 constituent la base des critères de conception du procédé et de la liste des équipements mécaniques. Les apports à ces critères de conception rassemblent les essais métallurgiques, les conseils de Montage, la modélisation de la comminution par Orway Minerals Consultants (OMC) et les calculs et modélisations de Lycopodium, ainsi que les conseils des fournisseurs.

Tableau 17.0-1 Principaux critères de conception du procédé

Paramètre	Unités	Mélange d'Oxyde*	Frais	Source
Capacité de traitement de l'usine	tpa	11 000 000	11 000 000	Montage
Teneur maximale d'alimentation en or	g Au/t	1,13	1,29	Montage
Récupération maximale calculée de l'or (lixiviation)	%	96,3	91,6	Essais
Utilisation du circuit de concassage	%	70,0	70,0	OMC
Disponibilité du circuit HPGR	%	80,0	80,0	OMC
Disponibilité circuit de broyage et disponibilité usine	%	91,3	91,3	Lyco
Indice de broyabilité (CWI)	kWh/t	S/O	19,7	Essais
A x b (essai SMC)		1698	27,9	OMC / essai
Indice de Bond broyeur à boulets (BWi)	kWh/t	5,2	13,3	OMC / essai
Indice d'abrasion (Ai)		0,115	0,419	OMC / essai
Granulométrie de broyage (P ₈₀)	µm	56	75	OMC / Montage
Temps de séjour dans le circuit de lixiviation	heures	36	36	Montage
Densité de pulpe de lixiviation	% p/p	50	50	Montage
Nombre de cuves de lixiviation		14	14	Lyco
Nombre de cuves d'adsorption		8	8	Fournisseur
Ajout de cyanure — usine	kg/t	0,36	0,45	Essai / Lyco
Ajout de chaux — usine	kg/t	2,87	0,51	Essai / Lyco
Type de circuit d'élution		AARL divisé	AARL divisé	Lyco
Capacité du circuit d'élution	t	20	20	Lyco
Fréquence d'élution	désorptions/sem aine	7	7	Lyco

* Jusqu'à 10 % d'oxyde traité dans l'alimentation de l'usine ; les paramètres de comminution cités reflètent 100 % de minerai d'Oxyde, référencés par OMC.

À noter que l'addition de réactif dans l'usine comporte une provision pour cyanure résiduel et chaux vive fournie à 90 % de CaO active.

17.4 Description du procédé

17.4.1 Aire de tout-venant de mine (ROM)

La mine sera exploitée à un rythme accéléré pour permettre un traitement dans les premiers temps des matériaux de haute teneur et le traitement des matériaux à faible teneur une fois l'extraction terminée. Des tombereaux de transport livreront le minerai tout-venant de la mine, depuis les fosses jusqu'à l'aire de tout-venant de mine, où il sera déversé en tas de stockage dans la trémie du ROM, l'excédent étant disposé en tas en fonction de la teneur d'alimentation et du type de minerai. La reprise du minerai à partir des divers tas de stockage vers la trémie à minerai sera assurée par la flotte d'équipement mobile.

Le minerai sera homogénéisé sous la direction des géologues et des métallurgistes de la mine afin qu'une teneur d'alimentation soit maintenue relativement constante vers l'usine de traitement. L'homogénéisation de l'alimentation tiendra également compte de la nature potentiellement argileuse du minerai d'oxyde, la teneur totale en minerai d'oxyde devant être limitée à 10 % pour minimiser les blocages des goulottes et les problèmes de rhéologie dans les circuits de concassage, de broyage, de lixiviation et de CIP.

17.4.2 Circuit de concassage

Le minerai ROM sera déchargé directement par les tombereaux dans la trémie destinée au ROM pour le concasseur. La trémie du ROM sera conçue pour des tombereaux pouvant décharger des deux côtés. Le concasseur giratoire traitera le minerai à une dimension maximale de bloc d'environ 1 000 mm. Le minerai concassé sera retiré de la trémie de décharge du ROM par un distributeur à palettes à vitesse variable et convoyé vers la trémie d'alimentation du criblage secondaire. Un aimant sur la bande de ce convoyeur assurera la déviation de matériau vers une benne de rejets métalliques.

Le minerai sera extrait de la trémie d'alimentation des criblages secondaires par les distributeurs à palettes, lesquels alimenteront les cribles secondaires. Les cribles secondaires seront équipés d'étages de criblage d'ouverture de 80 mm et 40 mm. Les produits déclassés supérieurs provenant de ces étages de criblage seront acheminés vers le convoyeur de matériau surdimensionné du criblage secondaire, lequel fournira du minerai grossier à la trémie d'alimentation du concasseur secondaire. Ce convoyeur sera équipé d'une bascule-peseuse sur bande et d'un détecteur de métaux pour éliminer tout débris d'acier en amont de la trémie d'alimentation des concasseurs secondaires afin de les protéger.

Le minerai sera retiré de la trémie d'alimentation du concasseur secondaire par deux distributeurs à bande du concasseur secondaire fonctionnant dans une configuration en service / service et il sera acheminé vers les concasseurs secondaires qui fonctionneront également dans une configuration en service / service. Les concasseurs secondaires seront des unités MP1000 ou équivalentes fonctionnant avec un réglage côté fermé de 30 mm. Le produit des concasseurs secondaires, ainsi que le minerai concassé primaire, seront acheminés vers le convoyeur de décharge du concasseur primaire, lequel sera équipé de deux bascules-peseuses sur bande servant à mesurer séparément la décharge des concasseurs primaire et secondaire.

Le produit déclassé trop petit du crible secondaire sera acheminé vers le convoyeur d'alimentation du tas de stockage, qui sera équipé d'une bascule-peseuse sur bande. Ce convoyeur fournira du minerai à un passant P₈₀ de 30 mm au tas de minerai concassé.

La trémie d'alimentation du criblage secondaire et la trémie d'alimentation du concasseur secondaire seront toutes deux équipées de canons à air pour trémies afin de faciliter le retrait des matériaux accrochés dans les trémies pendant les périodes de minerai humide ou collant. Deux dépoussiéreurs seront également installés. Une unité de dépoussiérage sur la zone de concassage primaire et de concassage secondaire, et une deuxième unité sur la zone du criblage secondaire, garantiront que les poussières générées aux points de transfert sont correctement captées. Les poussières collectées seront déchargées sur le convoyeur le plus proche et finement aspergées d'eau pour le rabattement.

Le circuit de concassage sera contrôlé à partir d'une salle de commandes spécifique. Les communications avec la salle de contrôle du concasseur seront assurées par une radio bidirectionnelle.

17.4.3 Stockage du minerai concassé et stockage du matériau surdimensionné de l'écran du dispositif HPGR

Le convoyeur d'alimentation du dépôt en tas déchargera le minerai sur le tas de minerai. Le tas de stockage aura une capacité utile d'approximativement 22 000 t, ce qui correspond à 15 heures d'alimentation du broyeur à 11 Mtpa. Jusqu'à trois distributeurs à palettes à vitesse variable serviront à retirer le minerai du tas de stockage. Ces distributeurs déchargeront le minerai sur le convoyeur d'alimentation du HPGR.

Le matériau surdimensionné du crible en circuit fermé du HPGR sera stocké à côté du tas de stockage du minerai concassé et il sera récupéré par des alimentateurs vibrants sur le convoyeur d'alimentation du HPGR. Une bascule-peseuse sur bande sera placée après les alimentateurs à tablier, afin d'indiquer le nouveau tonnage de minerai récupéré dans le circuit HPGR, et une seconde bascule-peseuse sur bande après les alimentateurs de surdimensionné pour indiquer le tonnage total de minerai récupéré.

Un ventilateur d'aérage forcera de l'air frais sur la partie supérieure de la chambre bétonnée de reprise du tas de stockage, dont la ventilation naturelle serait autrement limitée.

17.4.4 Concassage HPGR et criblage par voie humide

Le convoyeur d'alimentation du HPGR se déversera dans la trémie d'alimentation du HPGR. Un aimant sur la bande de ce convoyeur sera prévu pour éliminer tout métal dans le circuit et l'évacuer vers une benne de rejets métalliques. Les alimentateurs à bande soutireront l'alimentation du HPGR destinée à deux HPGR fonctionnant en parallèle à un taux contrôlé. Au-dessus de chaque alimentateur à bande du HPGR, un détecteur de ferraille détectera tout débris métallique restant dans l'alimentation HPGR, et il activera un déflecteur servant à protéger davantage le HPGR contre toute entrée de métal, en le déviant le minerai vers le convoyeur de décharge du HPGR en dessous.

Pour un fonctionnement optimal du HPGR, la priorité sera de maintenir dans la goulotte d'alimentation du HPGR, un niveau qui minimise la variation de l'alimentation entraînant une usure des pneus. Le HPGR sera équipé d'entraînements à vitesse variable sur les cylindres assortis d'un variateur de pression afin d'optimiser la réduction de la taille au débit de fonctionnement proposé. La puissance installée permettra de faire face aux pics de consommation électrique.

Un dépoussiéreur sera utilisé pour récupérer la poussière générée dans le HPGR et les goulottes de décharge du produit. Les poussières collectées seront déversées sur le convoyeur de décharge du HPGR et finement aspergées d'eau pour le rabattement des poussières.

Le produit du HPGR se déversera sur le convoyeur de décharge HPGR équipé de deux bascules-peseuses sur bande destinées à mesurer le débit de chaque HPGR. Le convoyeur de décharge HPGR remplira la trémie du produit de HPGR ; celle-ci est dimensionnée pour prendre en compte une capacité de pointe garantissant une disponibilité d'alimentation pour le broyeur pendant les périodes d'arrêt du HPGR.

Le produit du HPGR prélevé par l'intermédiaire des distributeurs à palettes de la trémie,] arrive sur les convoyeurs d'alimentation du criblage du HPGR et se déverse dans les trémies d'alimentation du criblage du HPGR. Une bascule-peseuse sur bande est spécifiquement destinée à mesurer l'alimentation du crible HPGR rapportée à chaque bac d'alimentation du crible du HPGR sur chacun des convoyeurs d'alimentation du crible[]. Une trémie d'alimentation de contournement de l'Oxyde, installée sur l'un des convoyeurs d'alimentation du crible du HPGR, constituera une alternative d'installation servant à alimenter le minerai d'argile collant humide directement dans le bac d'alimentation du crible, et à contourner si nécessaire les circuits du HPGR et de concassage. Cette installation ne devrait pas être utilisée dans le cadre des opérations normales, mais elle est prévue pour atténuer les risques en cas de problèmes rencontrés dans le traitement du mélange d'oxyde dans les circuits du concassage et du HPGR.

L'alimentation du crible du HPGR sera tirée des trémies d'alimentation du crible par des alimentateurs à bande, et se déversera dans les bâches de pulpage d'alimentation du crible L'eau sera ajoutée à la bêche de repulpage pour désagglomérer le produit du HPGR afin de le présenter au crible de broyage pour un calibrage efficace. L'eau aidera également à répartir l'alimentation du crible sur toute la largeur du crible dans la bêche d'alimentation.

La pulpe de repulpage alimentera les cribles du HPGR. Un crible à double étage sera utilisé pour cette tâche, où l'étage supérieur sert à :

- protéger l'étage inférieur contre l'usure due aux particules surdimensionnées les plus grandes;
- briser davantage les agglomérats pour une meilleure présentation sur l'étage inférieur ;
- réduire la profondeur du lit sur l'étage inférieur pour améliorer l'efficacité du criblage ;
- augmenter la superficie globale de l'étage pour la déshydratation et favoriser un retour d'humidité minimale vers le HPGR.

La pulpe sous-dimensionnée du crible du HPGR sera dirigée vers la trémie d'alimentation du cyclone pour constituer la nouvelle alimentation du circuit de broyage et de classification.

Le matériau surdimensionné du crible du HPGR sera acheminé vers le stock de matériau surdimensionné via le convoyeur de matériau surdimensionné du HPGR. Celui-ci est équipé d'une bascule-peseuse sur bande servant à mesurer le taux de matériau surdimensionné dans le crible du HPGR, et à calculer le flux de sous-dimensionné qui sera acheminé vers le circuit de broyage. Dans des conditions de fonctionnement normales, le surdimensionné sera récupéré au rythme de sa production.

Si un HPGR est hors ligne pendant un arrêt prolongé, il est possible de détourner le surdimensionné de l'étage inférieur du crible HPGR à l'aide du déflecteur des mixtes du crible. Ce matériau sera inférieur à 8 mm, ce qui reste adapté à l'alimentation du broyeur à boulets. La capacité du broyeur à boulets en sera légèrement réduite, pour la même mouture de produit, et ceci augmentera davantage le taux de reprise de la trémie de produit pendant une période d'arrêt du HPGR.

17.4.5 Circuit de broyage et de classification

Le minerai concassé par HPGR sera broyé afin d'obtenir la taille de broyage souhaitée pour une lixiviation efficace de l'or. Le circuit de broyage sera composé de deux broyeurs à boulets fonctionnant en parallèle et en circuit fermé avec un groupe d'hydrocyclones de classification.

Deux broyeurs à boulets seront installés, chacun ayant son propre ensemble de cyclones. Les broyeurs à boulets seront des broyeurs EGL de 7,0 m x 10,7 m à vitesse fixe équipés chacun de deux transmissions de 5,1 MW à pignons jumelés. La pulpe provenant de la rigole de la sousverse du cyclone sera renvoyée vers les broyeurs à boulets respectifs où elle sera diluée avec de l'eau de procédé, pour obtenir la densité de broyage souhaitée. La pulpe sortant de chaque broyeur à boulets passera à travers le trommel du broyeur à boulets et sera acheminée vers la trémie appropriée d'alimentation de cyclone. Le matériau excédentaire rejeté par les cribles-trommels du broyeur à boulets sera collecté dans les silos de gros morceaux du broyeur à boulets. Des corps broyants seront ajoutés à chaque broyeur à boulets afin de maintenir la puissance absorbée si nécessaire, en faisant appel à des broyeurs à boulets spécifiquement réservés au chargement de boulets par godets et treuils.

La combinaison de produits sous-dimensionnés provenant des cribles de HPGR et des trommels de broyeur à boulets pour chaque train s'écoulera par gravité vers la trémie d'alimentation du cyclone respectif où elle sera diluée avec de l'eau de procédé. La pulpe de chaux éteinte, utilisée pour le contrôle du pH dans le circuit de lixiviation, sera également ajoutée directement dans chaque trémie d'alimentation de cyclone. La pulpe sera pompée vers chaque série d'hydrocyclones pour classification. Des pompes en service / réserve seront fournies à chaque trémie d'alimentation de cyclone, afin de maximiser la disponibilité opérationnelle, avec des entraînements de pompe à vitesse variable pour gérer le débit d'alimentation du cyclone et la pression d'entrée.

Chaque série de cyclones sera équipée d'un certain nombre de cyclones de rechange pour permettre une inspection de l'usure et la maintenance en ligne. La pulpe de sousverse de cyclone sera acheminée vers la bêche d'alimentation du broyeur à boulets correspondant, tandis que la tête de cyclone provenant de chaque série (matériau de fines) s'écoulera par gravité vers une bêche commune de bouillonnement de tête de cyclone. Un échantillonneur d'analyseur de taille de particule (PSA) sera installé en ligne sur chaque flux de tête de cyclone afin d'alimenter le PSA, qui fournira en temps réel des informations sur le calibrage et un retour d'information pour le contrôle de chaque circuit de broyeur à boulets.

Le flux de débordement combiné du cyclone s'écoulera par gravité à travers un échantillonneur métallurgique qui servira d'échantillonneur d'alimentation de l'usine. Des analyses de solides et de solutions seront effectuées sur cet échantillon.

Trois cribles à stériles linéaires seront installés dans une configuration parallèle avant l'épaississeur de prélixiviation. Le choix de trois cribles devra assurer une surface suffisante pour le débit volumétrique requis. Le passant du crible à stériles sera dirigé vers l'épaississeur de prélixiviation, tandis que les produits déclassés surdimensionnés dans le crible à stériles, seront déshydratés avant d'être collectés dans les bennes à stériles.

La zone de broyage sera desservie par des pompes de puisard à axe vertical spécifiquement destinées à renvoyer les produits de déversement et de nettoyage dans le circuit par l'intermédiaire de la trémie d'alimentation du cyclone. Un puisard accessible par véhicule sera prévu pour permettre le retrait des matériaux grossiers par chargeuse à benne frontale (FEL).

17.4.6 Épaississement de prélixiviation

Le passant des cribles à stériles sera épaissi dans un épaississeur à haut débit de 44 m de diamètre. La pulpe d'alimentation sera désaérée dans la bêche d'alimentation de l'épaississeur avant son entrée dans l'épaississeur. Du floculant sera ajouté dans la rigole et le puits d'alimentation. Ce floculant sera dilué avec de l'eau dans un mélangeur statique afin d'assurer une dispersion adéquate sur l'ensemble du courant d'alimentation. Le coagulant sera ajouté dans la bêche d'alimentation de l'épaississeur.

La sousverse de l'épaississeur à 61 % de solides p/p ou plus, sera pompée vers le circuit de lixiviation. Trois pompes de sousverse de l'épaississeur seront installées selon une configuration en service / service / réserve. La surverse de l'épaississeur s'écoulera par gravité vers la cuve de surverse de l'épaississeur de prélixiviation d'où elle sera pompée directement vers le circuit de broyage pour dilution ; tout surplus sera détourné vers le bassin d'eau de procédé pour réutilisation autour de l'usine.

La zone de l'épaississeur de prélixiviation sera desservie par la pompe de puisard de la zone de prélixiviation, ce qui permettra de diriger les déversements vers l'alimentation de l'épaississeur de prélixiviation ou directement vers la bêche de distribution qui alimente le circuit de lixiviation.

17.4.7 Circuit de lixiviation

En raison du nombre de cuves de lixiviation nécessaires à l'obtention d'un temps de séjour de 36 heures, deux trains de sept cuves en série avec agitation mécanique seront installés. Chaque cuve aura un volume utile d'approximativement 5 000 m³.

Pour chaque train, la sousverse de l'épaississeur de prélixiviation sera pompée vers la bêche de distribution qui alimente le circuit de lixiviation à travers un échantillonneur de prélixiviation. L'eau de sousverse de l'épaississeur de résidus, contenant du cyanure résiduel, sera ajoutée si nécessaire pour atteindre la densité d'alimentation de lixiviation conçue à 50 % p/p de solides. La pulpe provenant de la bêche de distribution alimentant le circuit de lixiviation s'écoulera par gravité vers la première cuve. Si la première cuve est hors ligne, la pulpe sera détournée vers la deuxième cuve par un système de porte sur rigoles.

Les cuves seront interconnectées par les rigoles, la boue s'écoulant par gravité d'une cuve à l'autre. Chaque cuve sera équipée d'un agitateur mécanique à double mélangeur pour assurer un mélange uniforme et la suspension des particules. Toutes les cuves seront équipées de dispositifs de dérivation des rigoles permettant de retirer une cuve du service pour maintenance de l'agitateur.

Des pompes à pulpe ajouteront de l'oxygène généré sur le site dans quatre cuves de lixiviation sur chaque train, par l'intermédiaire de contacteurs d'oxygène spécifique entrant dans un dispositif d'addition d'oxygène. Dans la première cuve de chaque train, toutes les nouvelles pulpes d'alimentation de lixiviation, de même que la pulpe recyclée provenant de la cuve, seront mises en contact avec l'oxygène gazeux dans le contacteur d'oxygène, et la solution de cyanure de sodium sera ajoutée du côté aspiration de la pompe à pulpe du contacteur d'oxygène. Dans les cuves restantes, les pulpes recyclées seront mises en contact avec l'oxygène gazeux dans le contacteur et la solution de cyanure de sodium sera ajoutée du côté aspiration de la pompe à pulpe du contacteur d'oxygène. Dans les cuves 1 et 2, trois contacteurs d'oxygène seront utilisés pour chaque cuve, et dans les cuves 5 et 7, deux contacteurs d'oxygène seront utilisés pour chaque cuve. Il est prévu un besoin de 16 tonnes d'oxygène par jour, dont la plus grande partie sera ajoutée en tête des trains.

La pulpe s'écoulera par gravité à travers les cuves et s'acheminera vers la goulotte d'alimentation du circuit de CIP.

Le circuit de lixiviation sera desservi par huit étages de pompes de puisard. Les pompes de puisard renverront les déversements vers une cuve à proximité.

Un analyseur de cyanure pour surveillance en ligne de la concentration de cyanure libre permettra d'optimiser le débit de dose de cyanure de sodium. Un appareil de surveillance des gaz de cyanure d'hydrogène (HCN) sera également installé dans la zone de lixiviation.

17.4.8 Circuit de charbon en pulpe (CIP)

Le circuit de charbon en pulpe (CIP) sera un système de carrousel dans lequel les points d'alimentation et de décharge de chaque cuve seront modifiés, et où le charbon sera déplacé uniquement lors du transfert du charbon imprégné vers le circuit d'élution ou du retour du nouveau charbon depuis la régénération. Ce procédé présente un certain nombre d'avantages par rapport au CIP classique, notamment l'absence de mélange à contre-courant du charbon, des cuves plus petites et une teneur en or plus faible dans le circuit. Au total, huit cuves seront installées, chacune d'un volume de 400 m³.

Les dispositifs de goulotte d'alimentation, de collecteur de décharge et de goulotte interne font partie intégrante du mode d'exploitation en carrousel. Les cuves individuelles seront connectées à une goulotte externe. La goulotte d'alimentation et le collecteur de décharge permettront de faire en sorte que chaque cuve puisse être la cuve de tête ou de queue dans la séquence du carrousel.

La pulpe d'alimentation sera dirigée vers la cuve de tête tandis que la pulpe résiduelle sera évacuée du circuit par l'intermédiaire du collecteur de résidus. Une fois que les adsorptions souhaitées de l'or sur le charbon sont atteintes dans la cuve de tête, cette cuve sera isolée et la pulpe d'alimentation sera dirigée vers la cuve suivante dans la séquence du carrousel. Le contenu de la cuve de tête sera entièrement pompé vers le crible de récupération de charbon imprégné par l'une des deux pompes de récupération du charbon imprégné afin de le séparer de la pulpe. La pulpe tamisée sera renvoyée vers la goulotte d'alimentation. Le charbon régénéré sera ajouté dans la cuve isolée qui sera réintroduite en ligne comme nouvelle cuve de queue dans la séquence du carrousel.

Chaque cuve de CIP sera équipée de deux cribles entre les étages du pompage pour obtenir le débit nécessaire, ainsi que d'un agitateur Pumpcell. Le pompage entre les étages consiste en mélangeur de pompage, cage rotative, crible à fils profilés, turbine à hélice et agitateur. Le mélangeur de pompage servira au transfert de la pulpe d'une cuve à la suivante. La cage rotative et le crible à fils d'acier inox profilés retiendront le charbon à l'intérieur de la cuve tout en permettant le pompage de la pulpe vers la cuve suivante dans la série. La turbine à hélice assurera le maintien en suspension de la pulpe même en l'absence d'écoulement à travers le mécanisme, ceci facilitant le redémarrage après un arrêt prolongé. L'agitateur assurera une suspension et un mélange homogènes de la pulpe et du charbon à l'intérieur de la cuve.

La pulpe provenant du collecteur de décharge du circuit de CIP s'écoulera par gravité vers les pompes de résidus du CIP. Les pompes de résidus du CIP vont transférer la pulpe vers les deux cribles de sécurité en service destinés à récupérer le charbon qui s'échapperait de cribles usés ou de cuves trop remplies. Le passant des cribles s'écoulera par gravité vers l'épaississeur de résidus. Les produits déclassés supérieurs contenant du charbon seront recueillis dans le silo des fines de charbon en vue d'un retour potentiel dans le circuit. Des dispositifs de surveillance du HCN seront fournis sur l'étage de criblage et à proximité des cribles de sécurité pour le charbon.

Un échantillonneur des résidus de CIP sera installé en amont des cribles de sécurité pour le charbon à des fins de comptabilité métallurgique.

Deux pompes de puisard à axe vertical seront fournies dans les zones du CIP afin de renvoyer les déversements et le nettoyage vers la goulotte d'alimentation du CIP. Un pont-portique sur la zone du CIP sera également fourni afin de faciliter le retrait des mécanismes Pumpcell pour maintenance.

17.4.9 Épaississement et élimination des résidus

Le passant des cribles de sécurité pour le charbon s'écoulera par gravité vers la bêche d'alimentation de l'épaississeur de résidus. Les autres circuits, comme ceux des déchets d'acide, seront également acheminés vers la bêche d'alimentation. Le floculant sera dilué à l'aide d'un mélangeur statique avant son ajout à l'épaississeur de résidus pour renforcer les taux de sédimentation des solides. Le coagulant sera ajouté dans la bêche d'alimentation de l'épaississeur. La sousverse de l'épaississeur de résidus sera pompée vers la trémie de transfert de résidus. Les déchets de lavage à froid du cyanure seront acheminés vers la trémie de transfert des résidus afin d'éviter que des complexes de cyanure de cuivre ne se retrouvent directement dans le système d'eau de procédé à partir de la surverse de l'épaississeur. La pulpe provenant de la trémie de transfert des résidus sera pompée vers le TSF par un pompage centrifuge à trois étages.

Deux dispositifs de surveillance du HCN seront installés dans la zone des résidus, l'un à proximité des cribles de sécurité pour le charbon et l'autre à proximité de la trémie de transfert des résidus.

La surverse de l'épaississeur de résidus s'écoulera par gravité vers la cuve de surverse de l'épaississeur de résidus. Une partie de l'eau de procédé depuis cette cuve sera renvoyée dans le circuit de lixiviation par la pompe de surverse de l'épaississeur de résidus afin de recycler le cyanure résiduel. Le reste de cette eau de procédé s'écoulera par gravité vers le bassin d'eau de procédé.

L'eau de la surface de la TSF sera récupérée à partir du système de décantation et pompée directement dans le bassin d'eau de procédé. Le drainage souterrain et les infiltrations sur l'ensemble du système de drainage du TSF seront pompés pour être renvoyés dans le TSF.

La zone de l'épaisseur de résidus sera desservie par une pompe de puisard à axe vertical. Tout déversement collecté dans cette zone sera dirigé vers la bêche d'alimentation de l'épaisseur de résidus.

17.4.10 Opérations d'élution, de régénération du charbon et de chambre de coulée

Les opérations suivantes s'effectueront dans la zone d'élution et dans la zone de la chambre de coulée :

- Lavage à l'acide du charbon ;
- Lavage optionnel à froid du cyanure afin de retirer le cuivre du charbon imprégné ;
- Désorption de l'or du charbon imprégné à l'aide de la méthode AARL divisé ;
- Electroextraction de l'or dans la solution mère ;
- Filtration de la pulpe d'électroextraction ;
- Séchage du gâteau de filtration ;
- Fusion du gâteau de filtration afin de produire un doré d'or.

Les zones de l'élution et de la chambre de coulée fonctionneront sept jours sur sept, la plus grande partie de la préparation et de la désorption du charbon imprégné ayant lieu pendant le quart de travail de jour. Le circuit AARL de désorption sera automatisé et comportera des colonnes séparées de lavage à l'acide et de lavage d'élution. Le circuit de désorption sera dimensionné en vue d'un lot de 20 tonnes de charbon.

17.4.10.1 Lavage à l'acide

Le charbon imprégné sera récupéré sur le crible de récupération du charbon imprégné et dirigé vers la colonne de lavage à l'acide revêtue de caoutchouc. L'opération de remplissage de la colonne de lavage à l'acide sera contrôlée manuellement. Tous les autres aspects du lavage à l'acide et de la séquence de transfert du charbon vers l'élution seront automatisés. Le lavage à l'acide du charbon commencera une fois le transfert du charbon terminé.

L'acide chlorhydrique dilué à 3 % p/p HCl sera préparé avant son utilisation et stocké dans la cuve d'appoint d'acide dilué. Pendant le lavage à l'acide, la solution diluée d'acide chlorhydrique sera pompée dans la colonne dans un sens ascendant afin d'éliminer du charbon imprégné les contaminants, essentiellement des carbonates. Ce processus améliore l'efficacité de l'élution et a pour effet bénéfique de réduire le risque de scorification de calcium-magnésium dans le charbon pendant le processus de régénération.

Une fois la période de trempage écoulée, le charbon imprégné sera rincé avec de l'eau traitée. Cette eau de rinçage déplacera du charbon imprégné tout acide résiduel. L'acide dilué et l'eau de rinçage seront éliminés dans l'épaississeur de résidus. Le charbon lavé à l'acide sera transféré de façon hydraulique vers la colonne d'élution pour désorption. Des analyses de calcium sur le nouveau charbon seront effectuées afin de déterminer l'efficacité de l'étape de lavage à l'acide.

Une pompe de puisard à axe vertical sera installée dans la zone de lavage à l'acide afin de diriger les déversements vers l'épaississeur de résidus.

17.4.10.2 Élu­tion

La séquence d'élution sera entièrement automatisée, des vannes actionnées servant à diriger la solution vers et depuis les destinations appropriées dès que certains points de consigne ou périodes de temps sont atteints.

La séquence d'élution dans l'AARL divisé commencera par le remplissage de la colonne d'élution et le préchauffage de la solution d'éluat pauvre, avec injection simultanée de soude caustique et de cyanure dans l'aspiration de la pompe d'éluat pauvre. La solution sera recirculée à travers les échangeurs à récupération de chaleur et les échangeurs thermiques primaires, à travers la colonne d'élution, à travers le côté chaud des échangeurs thermiques à récupération de chaleur, et de nouveau dans la cuve d'éluat pauvre jusqu'à ce qu'une température de 95 °C soit atteinte. La séquence passera ensuite automatiquement à la phase d'élution : le point de consigne de température sera porté à 130 °C et cinq volumes de lit (BV) de solution seront pompés depuis la cuve d'éluat pauvre à travers les échangeurs de chaleur et la colonne d'élution vers la cuve de solution mère. De la soude caustique sera ajoutée à la cuve de la solution mère au cours de cette étape afin de garantir que le pH de la solution est suffisamment élevé pour électroextraction.

Après cette étape, cinq BV d'eau traitée ou de solution stérile d'électroextraction seront pompés depuis la cuve d'eau de désorption à travers les échangeurs de chaleur et la colonne d'élution jusque dans la cuve d'éluat pauvre afin de fournir une solution pauvre au cycle de désorption suivant. Le point de consigne de la température sera maintenu à 130 °C pour cette étape.

L'étape finale de la séquence consistera à refroidir le charbon à environ 80 °C par une utilisation d'eau traitée. L'eau traitée sortant de la colonne sera dirigée vers la bêche de distribution qui alimente le circuit de lixiviation.

Une pompe de puisard à axe vertical sera installée dans la colonne d'élution afin de diriger les déversements vers la bêche de distribution alimentant le circuit de lixiviation.

17.4.10.3 Électroextraction

La récupération de l'or soluble à partir de la solution mère s'effectuera par électroextraction vers la surface de cathodes en acier inoxydable. Le circuit d'électroextraction se composera de deux cellules d'électroextraction en parallèle, chacune contenant 33 cathodes. Pour chaque cellule d'extraction électrolytique, un redresseur sera spécifiquement destiné à la fourniture du courant nécessaire à l'électroplacage de l'or sur la cathode.

Dès qu'une quantité suffisante de solution mère sera disponible dans l'une des deux cuves de solution mère, l'électroextraction sera lancée par le démarrage de la pompe en service de solution mère. Le débit de solution mère vers les cellules sera réparti uniformément dans la bêche de distribution d'électroextraction et des vannes de contrôle manuelles permettront d'atteindre la vitesse linéaire souhaitée. Pendant le cycle d'électroextraction, la décharge des cellules d'électroextraction sera continuellement renvoyée par gravité vers la cuve de solution mère.

Une fois les teneurs cibles de la solution stérile atteintes, le cycle d'électroextraction sera terminé. La solution stérile provenant de la cuve de solution mère en service resservira comme solution de désorption afin de préserver l'eau et les réactifs, ou bien elle sera si nécessaire dirigée vers le circuit de lixiviation par le biais de la pompe à éluat stérile.

Une extraction des émanations sera prévue pour éliminer les gaz nocifs des cellules, et outre ceci, un certain nombre de ventilateurs sur les événements de la salle de coulée seront fournis afin d'y assurer une ventilation intérieure adéquate.

17.4.10.4 *Chambre de coulée*

Une fois l'électroextraction terminée, un nettoyeur de cathodes à haute pression lavera sur les cathodes la boue de métal précieux. La boue aurifère s'écoulera par gravité vers une trémie de boues, d'où elle sera pompée vers un filtre sous pression.

Le gâteau de filtration sera séché par la chaleur dans un four de séchage afin d'éliminer l'humidité avant la fusion. Les solides séchés seront combinés à un mélange prescrit de fondant (silice, nitrate de potassium et borax) avant d'être chargés dans le four à or alimenté au diesel. Les fondants ajoutés réagiront avec les oxydes des métaux de base pour former des scories, tandis que l'or restera sous forme de métal en fusion. Le métal en fusion sera coulé dans des moules pour former des lingots de doré, lesquels seront nettoyés, analysés, estampillés et stockés dans une chambre forte sécurisée, prêts à être expédiés. Un récipient de forme conique sera utilisé pour la collecte des scories afin que les perles de métaux précieux se formant dans la partie basse puissent être facilement récupérées et reprises directement dans le four. Les scories à faible teneur seront périodiquement renvoyées vers le circuit de broyage via le broyeur à boulets.

La chambre de coulée et la zone d'électroextraction seront desservies par des chicanes pour récupération de l'or et une pompe de puisard spécifiquement pour la chambre de coulée. Tout déversement dans cette zone sera renvoyé par pompage vers le circuit de lixiviation.

17.4.10.5 *Régénération du charbon*

Une fois le processus d'élution terminé, le nouveau charbon est transféré depuis la colonne d'élution vers le crible d'égouttage du charbon afin de déshydrater le charbon avant de le faire entrer dans la trémie d'alimentation du four horizontal de régénération du charbon. Dans la trémie d'alimentation du four, toute l'eau résiduelle et interstitielle sera évacuée du charbon avant qu'il n'entre dans le four. Les effluents gazeux du four seront également utilisés pour sécher le charbon avant son entrée dans le four.

Le charbon est chauffé à 650–750 °C et maintenu à cette température pendant 15 minutes pour que la régénération puisse s'effectuer. Le charbon régénéré à partir du four sera refroidi rapidement dans la cuve de trempe du charbon et pompé vers le crible de calibrage du charbon à l'aide de la pompe de transfert du charbon régénéré. Le nouveau charbon sera ajouté à la cuve de trempe du charbon pour garantir que le calibre du charbon soit supérieur au crible de calibrage du charbon avant son entrée dans le circuit de CIP.

Les produits déclassés supérieurs du crible (charbon régénéré et calibré) seront acheminés dans la trémie de transfert du charbon et renvoyés dans le circuit de CIP à l'aide de la pompe de transfert du nouveau charbon. L'eau de trempe et le charbon fin (calibrage du charbon au passant d'un tamis) seront acheminés vers les cribles de sécurité pour le charbon par la trémie et la pompe du charbon fin.

Une pompe de puisard à axe vertical sera fournie dans la zone de régénération du charbon, pour renvoyer tout déversement vers le circuit CIP par le crible de calibrage du charbon.

17.4.11 Réactifs

17.4.11.1 Chaux vive

La chaux vive sera livrée sur le site en vrac par camion, avec possibilité de manipuler des livraisons de sacs en vrac en cas d'interruption de l'approvisionnement. Les sacs en vrac, par l'intermédiaire d'un vide-sacs, seront ajoutés à la trémie de transfert sur la zone d'extinction de la chaux. Sur la zone d'extinction de la chaux, celle-ci sera transférée par une soufflante vers le silo de chaux. Pour les livraisons en vrac, le déchargeur de chaux transférera la chaux vive vers le silo de chaux. Un capteur de poussière sera installé dans le silo pour minimiser les émissions de particules lors du transfert de la chaux dans le silo.

La chaux vive sera retirée du silo de chaux par une vanne rotative et un distributeur à vis. Elle sera déchargée directement au sommet du broyeur vertical de chaux éteinte, avec de l'eau filtrée pour broyage humide et maîtrise de la température de la bouillie dans le broyeur, car la réaction d'extinction de la chaux est exothermique. Une densité de 20 % de solides (p/p) est ciblée pour la bouillie de chaux éteinte qui va passer par des pompes spécifiquement destinées à son transfert vers le réservoir de stockage de la chaux. La bouillie de chaux éteinte circulera ensuite dans l'usine de traitement à travers une conduite principale pour être dosée dans la trémie d'alimentation du cyclone pour le contrôle du pH du circuit de lixiviation.

Une pompe de puisard à axe vertical sera fournie pour desservir la zone d'extinction de la chaux. Cette pompe sera reliée à la bêche d'alimentation de l'épaississeur de résidus.

17.4.11.2 Cyanure de sodium

Le cyanure sera livré sous forme de briquettes sèches dans des sacs en vrac d'une tonne dans des caisses. Le cyanure sera ajouté à la cuve de préparation du cyanure par l'intermédiaire d'un vide-sacs pour être dissous dans l'eau filtrée pour atteindre la concentration de réactif requise de 20 % p/v. Il est également prévu de pouvoir doser la soude caustique dans la cuve de préparation du cyanure afin de maintenir un pH de solution approprié. Le cyanure peut également être reçu dans des isotainers en vrac, lesquels nécessiteront une alimentation en eau filtrée pour dissoudre les briquettes de cyanure à la force de réactif requise. La solution de cyanure sera transférée dans la cuve de stockage du cyanure lorsqu'un mélange sera terminé. La solution de cyanure sera dosée dans le circuit de lixiviation par l'intermédiaire de pompes doseuses sur l'aspiration de la pompe du contacteur d'oxygène. La solution de cyanure sera également pompée en fonction des besoins vers le circuit d'élution.

Une pompe de puisard à axe vertical sera fournie pour desservir les zones de préparation de cyanure et de soude caustique. Cette pompe se rapportera à la boîte de distribution qui alimente le circuit de lixiviation du train 1.

17.4.11.3 Soude caustique

La soude caustique (hydroxyde de sodium) sera livrée sur le site dans des sacs en vrac de 1,2 tonne de granulés « perlés ». La soude caustique sera ajoutée à la cuve de préparation par l'intermédiaire d'un vide-sacs et dissoute dans l'eau filtrée pour atteindre la concentration requise de 20 % p/v. La solution caustique sera pompée en fonction des besoins vers l'élution et l'électroextraction. Le dispositif permettant de doser la solution caustique dans la cuve de préparation de cyanure sera également fourni.

17.4.11.4 Acide chlorhydrique

L'acide chlorhydrique sous forme concentrée (32 % p/p) sera livré sur le site dans des caisses en vrac de 1 000 litres. L'acide chlorhydrique concentré sera transféré dans la cuve d'appoint d'acide dilué à l'aide d'une pompe de type à tuyau flexible et déplacement positif. De l'eau filtrée sera ajoutée à la cuve d'acide dilué pour obtenir une concentration de solution de 3 % p/p. La solution sera mélangée à l'aide des pompes de lavage d'acide. Une fois le cycle de préparation terminé, l'acide dilué sera pompé vers la colonne de lavage d'acide pendant la séquence de lavage d'acide.

La zone de stockage de l'acide chlorhydrique sera desservie par une pompe pneumatique spécifique sur le plancher de puisard, laquelle se pompera vers l'épaississeur de résidus.

17.4.11.5 Charbon activé

Le charbon activé sera livré dans des sacs en vrac. Le charbon sera ajouté en fonction des besoins, à la cuve de trempage du charbon pour appoint de charbon dans l'inventaire du CIP. Ce point d'ajout permettra l'attrition de toutes les particules de charbon friable et l'élimination ultérieure des fines sur le crible de calibrage avant l'entrée dans les cuves de CIP.

17.4.11.6 Corps broyants

Les corps broyants seront livrés sur le site dans des fûts d'acier. Les boulets seront chargés dans le broyeur à boulets au moyen d'un cuffat et d'une trémie de chargement de boulets. Un élévateur à fourche sur lequel est monté un culbuteur de tonneau déchargera les boulets à partir des tonneaux dans la trémie de chargement de boulets. La trémie de chargement des billes servira ensuite à charger les cuffats de boulets qui, à leur tour, alimenteront les broyeurs à boulets. Les corps broyants seront ajoutés en fonction des besoins pour obtenir les paramètres de consommation d'énergie par le broyeur à boulets.

17.4.11.7 Flocculant

Le flocculant utilisé dans l'épaississeur de prélixiviation et l'épaississeur de résidus sera livré sur le site dans des sacs en vrac de 750 kg. En raison des distances entre les épaisseurs, chaque épaisseur sera équipé d'un système spécifiquement destiné au mélange et au stockage de flocculant.

Les sacs de flocculant seront soulevés par un palan jusqu'à un vide-sacs sur la trémie d'alimentation en flocculant. L'installation de préparation de flocculant fournie par le vendeur mélangera automatiquement des lots de flocculant et de l'eau filtrée afin de transférer la solution de flocculant vers la cuve de stockage de flocculant après la finalisation de chaque cycle de mélange.

Les pompes doseuses de flocculant à vitesse variable de l'épaississeur de prélixiviation apporteront ce flocculant à l'épaississeur de prélixiviation ; ces pompes seront installées dans une configuration en service / réserve. Une pompe de puisard à axe vertical sera fournie pour desservir les zones de préparation de flocculant et de coagulant. Cette pompe transfèrera tout déversement vers l'épaississeur de prélixiviation.

Les pompes doseuses de flocculant à vitesse variable de l'épaississeur de prélixiviation apporteront ce flocculant à l'épaississeur de résidus ; ces pompes seront installées dans une configuration en service / réserve. Une pompe de puisard à axe vertical sera fournie pour desservir les zones de préparation de flocculant et de coagulant. Cette pompe transfèrera tout déversement vers l'épaississeur de résidus.

17.4.11.8 Coagulant

Le coagulant servira à réduire la consommation de flocculant et obtenir une clarté de surverse acceptable dans l'épaississeur. Le coagulant utilisé dans l'épaississeur de prélixiviation et l'épaississeur de résidus sera livré sur le site dans des sacs en vrac de 750 kg. En raison des distances entre les épaisseurs, chaque épaisseur sera équipé d'un système spécifiquement destiné au mélange et au stockage de coagulant.

Les sacs de coagulant seront soulevés par un palan jusqu'à un vide-sacs sur la trémie d'alimentation en coagulant. L'installation de préparation de coagulant fournie par le vendeur mélangera automatiquement des lots de coagulant et de l'eau filtrée pour transférer la solution de coagulant vers le réservoir de stockage de coagulant après chaque cycle de mélange.

Les pompes doseuses de coagulant à vitesse variable de l'épaississeur de prélixiviation apporteront ce coagulant à l'épaississeur de prélixiviation ; ces pompes seront installées dans une configuration en service / réserve.

Les pompes doseuses de coagulant à vitesse variable de l'épaississeur de résidus apporteront ce coagulant à l'épaississeur de résidus ; ces pompes seront installées dans une configuration en service / réserve.

17.4.11.9 Gazole de l'usine

Le camion-citerne de gazole de la mine livrera ce gazole à la cuve journalière de diesel de 15 m³ de l'usine. Le diesel contenu dans le réservoir journalier passera par un réseau de canalisation circulaire vers le réchauffeur d'élution, le four de régénération du charbon et le four de fusion.

17.4.11.10 Inhibiteur d'entartrage

L'inhibiteur d'entartrage sera livré à l'usine dans des réservoirs portatifs ou dans des conteneurs en vrac (IBC). Des pompes de dosage distribueront l'inhibiteur d'entartrage directement depuis les IBC vers les circuits d'eau de traitement et d'élution.

17.4.11.11 Stockage des réactifs

Une réserve de réactifs pour au moins 90 jours sera stockée sur le site afin d'éviter des chutes de production si l'approvisionnement venait à être interrompu par les conditions météo, les retards dans les ports ou le transport.

17.4.12 Services

17.4.12.1 Eau brute

L'eau brute de l'usine sera fournie à la fois par la rivière Marahoué et par les pompes de dénoyage de la mine. Les pompes de dénoyage de la mine livreront l'eau à un réservoir de transfert de dénoyage de la mine, d'où elle sera transférée vers le bassin d'eau brute par les pompes en service / réserve de transfert pour dénoyage de la mine. Les pompes de dénoyage dans les fosses de la mine livreront l'eau au réservoir de transfert de dénoyage de la mine, d'où elle sera transférée vers l'installation de stockage d'eau (WSF) avant d'être pompée vers le bassin d'eau brute.

À la rivière Marahoué, trois pompes montées sur ponton fourniront l'eau à un réservoir pour l'eau extraite de la rivière. De là, l'eau sera transférée vers l'installation de stockage d'eau du site par une série de pompes de transfert et de surpression de l'extraction de l'eau de la rivière, avec en fonction des besoins des réservoirs intermédiaires de rupture. Dans l'installation de stockage d'eau, les pompes de stockage d'eau transféreront l'eau vers le bassin d'eau brute de l'usine.

Le bassin d'eau brute sera un bassin revêtu de 7 500 m³ d'une capacité de stockage d'environ neuf heures. L'eau débordant du bassin d'eau brute ira dans le bassin d'eau de procédé pour appoint si nécessaire. Des pompes en service / réserve d'eau brute seront spécifiquement destinées au transfert d'eau brute dans la station de traitement pour eau filtrée.

L'eau incendie de l'usine de traitement sera prélevée à la base du bassin d'eau brute. L'aspiration de la pompe à eau brute se situera à un niveau élevé pour veiller à ce qu'il reste en permanence une réserve d'eau incendie dans le bassin d'eau brute.

17.4.12.2 Eau de procédé

L'eau de procédé de l'usine sera constituée à partir de la surverse de l'épaississeur de prélixiviation et de l'épaississeur de résidus, et de l'eau de décantation recyclée du TSF, avec un appoint d'eau brute en fonction des besoins. Le bassin d'eau de procédé sera situé à côté du bassin d'eau brute de sorte que le bassin d'eau brute déborde sur l'eau de procédé. Grâce à cette disposition, le bassin d'eau brute peut être maintenu plein en permanence. La ligne de déchets de la station de traitement pour eau filtrée se déversera également dans le bassin d'eau de procédé. Le bassin d'eau de procédé sera un bassin revêtu de 30 000 m³, lequel aura une capacité nominale de six heures.

Des pompes en service / réserve d'eau de procédé seront fournies pour l'alimentation en eau de l'usine. Un inhibiteur d'entartrage sera ajouté à l'eau de procédé afin de réduire l'entartrage des canalisations, des buses de pulvérisation et des étages de criblage.

Le système d'eau de procédé sera configuré de telle sorte que l'eau en vrac pour le circuit de broyage, comme l'alimentation des cribles humides du dispositif HPGR, du broyeur à boulets et de la dilution de l'alimentation du cyclone soit fournie directement à partir du réservoir de surverse de l'épaississeur de prélixiviation. Ceci garantit, en cas de clarté insuffisante dans la surverse de l'épaississeur de prélixiviation, la possibilité de minimiser les solides dans le bassin d'eau de procédé et d'éviter des blocages de l'aspersion des cribles. L'eau de procédé pour les asperseurs du trommel du broyeur à boulets sera fournie directement à partir du réservoir d'eau de procédé, de même que l'eau de dilution du floculant et l'eau pour tuyaux flexibles.

La surverse de l'épaississeur de résidus sera utilisée de préférence dans la dilution du matériel acheminé au circuit de lixiviation afin de tirer parti de tout cyanure résiduel dans cette ligne. Toutefois, la possibilité d'ajouter de l'eau de procédé directement à partir des pompes à eau de procédé sera également prévue pour le démarrage et en cas de conditions perturbées.

17.4.12.3 Eau filtrée

L'eau filtrée destinée à l'usine de traitement sera produite en traitant l'eau brute dans la station de traitement pour eau filtrée. La station de traitement sera un système conteneurisé comprenant des filtres multicouches pour lavage à contre-courant automatique et ajustement du pH.

L'eau filtrée se déversera dans le réservoir d'eau filtrée et sera pompée vers divers points de distribution sur l'ensemble de l'usine pour utilisation dans le concassage primaire, le refroidissement des broyeurs par eau, le mélange des réactifs, la régénération du charbon, l'élution, la chambre de coulée et certains points de tuyaux flexibles.

Les rejets de la station de traitement des eaux seront dirigés vers le bassin d'eau de procédé.

17.4.12.4 Eau d'étanchéité de presse-étoupe

L'eau pour presse-étoupe sera fournie à partir du réservoir d'eau filtrée. Des pompes en service / réserve basse pression (LP) d'eau pour presse-étoupe distribueront l'eau d'étanchéité en divers points de l'usine. Les pompes en service / réserve haute pression (HP) d'eau pour presse-étoupe serviront à fournir de l'eau d'étanchéité de presse-étoupe aux pompes de transfert de résidus qui nécessitent une alimentation à plus haute pression.

17.4.12.5 Eau incendie

L'eau incendie de l'usine de traitement sera prélevée à la base du bassin d'eau brute.

Le système de pompage de l'eau incendie comprendra :

- Une pompe jockey électrique servant à maintenir la pression dans la canalisation circulaire d'incendie ;
- Une pompe électrique d'alimentation servant à fournir l'eau incendie à la pression et au débit requis ;
- Une pompe diesel pour eau incendie, laquelle démarrera automatiquement si la pompe électrique d'eau incendie ne reçoit pas d'électricité, ou si la pompe électrique ne suffit pas à maintenir la pression dans le système d'eau incendie ;
- Des bornes d'incendie et des dévidoirs tournants seront disposés sur l'ensemble de l'usine de traitement, du stockage de carburant et des bureaux de l'usine à des intervalles garantissant une couverture complète des zones où des matériaux inflammables sont présents.

17.4.12.6 Eau potable

Les pompes de dénoyage des forages de la mine fourniront de l'eau à un réservoir centralisé de transfert d'alimentation en eau potable. L'eau sera transférée vers la station de traitement d'eau potable centralisée à la base-vie. L'eau potable produite sera distribuée depuis le réservoir de stockage d'eau potable de la base-vie, vers la base-vie et à l'usine, par des pompes de transfert d'eau potable.

À l'usine de traitement, l'installation de traitement de l'eau comprendra en plus stérilisation par ultraviolet et chloration. L'eau potable sera stockée dans le réservoir d'eau potable de l'usine et elle sera distribuée par réseau aux sanitaires du site, aux bâtiments et à la zone des services de la mine. Un réservoir spécifiquement destiné à l'eau des douches de sécurité permettra de distribuer par réseau, l'eau des douches de sécurité et des fontaines à eau potable sur un maillage en anneau contribuant à maintenir l'eau potable à une température appropriée pour son utilisation.

Les déchets de l'installation de traitement de l'eau potable de la base-vie seront évacués dans la pente à proximité de la base-vie.

17.4.12.7 Air sous haute pression

L'air sera fourni sous haute pression à 750 kPa(g) par deux compresseurs d'air à haute pression fonctionnant dans une configuration de type primaire / secondaire ('lead / lag'). L'ensemble de l'alimentation en air sous haute pression sera séché et il pourra être utilisé pour satisfaire la demande du réseau d'air de l'usine et du réseau de l'air d'instrumentation. L'air séché sera distribué depuis le réservoir d'air de l'usine, le réservoir d'air de la zone de concassage, le réservoir d'air d'instrumentation de la zone du broyeur et le réservoir d'air des vannes des résidus. Le réservoir d'air des vannes de résidus permettra aux vannes de résidus de l'usine de traitement de se fermer par défaut en cas de perte d'énergie, car la grande taille de ces vannes à actionnement pneumatique exclut l'utilisation d'un ressort de rappel pour la fonctionnalité typique de fermeture par défaut.

17.4.12.8 Oxygène

L'oxygène pour utilisation dans le circuit de lixiviation sera fourni par deux unités en service pour adsorption modulée en pression (PSA). Une installation de réserve sera également fournie. L'oxygène sera généré à une pression de fourniture de 500 kPa(g). L'oxygène sera distribué aux cuves de lixiviation nécessaires.

17.5 Système de commande

L'approche générale de l'automatisation et du contrôle de l'usine sera d'un degré modéré de complexité, offrant la possibilité d'un contrôle local et d'une surveillance à distance ou d'un contrôle depuis une salle de contrôle centrale. L'instrumentation fournie dans l'usine permettra de mesurer et de contrôler les paramètres fondamentaux du procédé, afin de minimiser l'intervention d'opérateur dans les fonctions standard de démarrage et assurer une surveillance et un contrôle essentiels à la minimisation des écarts du procédé et au maintien d'un fonctionnement stable.

18.0 INFRASTRUCTURE DU PROJET

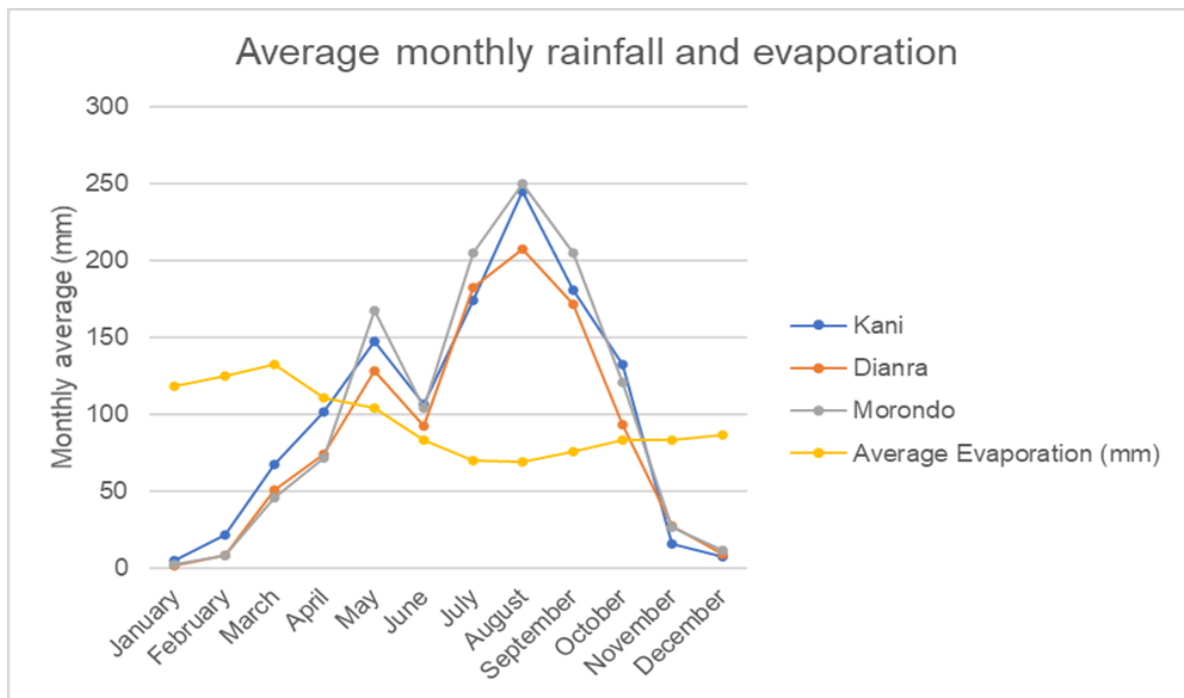
18.1 Alimentation en eau

18.1.1 Évaluation préliminaire des eaux de ruissellement

18.1.1.1 Climat et précipitations

La zone se trouve dans une région climatique humide semi-équatoriale. Le climat est typiquement chaud et humide, avec une température moyenne mensuelle de 27 °C. On peut distinguer trois saisons, à savoir une saison assez chaude et sèche (novembre à mars), une saison chaude et sèche (mars à mai) et une saison chaude et humide (juin à octobre). Les températures maximales diurnes moyennes varient entre 22 °C et 32 °C. Les données sur les précipitations annuelles moyennes proviennent de trois stations météorologiques² situées dans la région de Koné, représentées sur la Figure 18-1. L'estimation de l'évaporation moyenne de plan d'eau est de l'ordre de 1 140 mm par an, ce qui est légèrement inférieur à la pluviométrie moyenne de 1 212 mm par an.

Figure 18-1 Précipitations mensuelles et évaporation moyennes à Koné



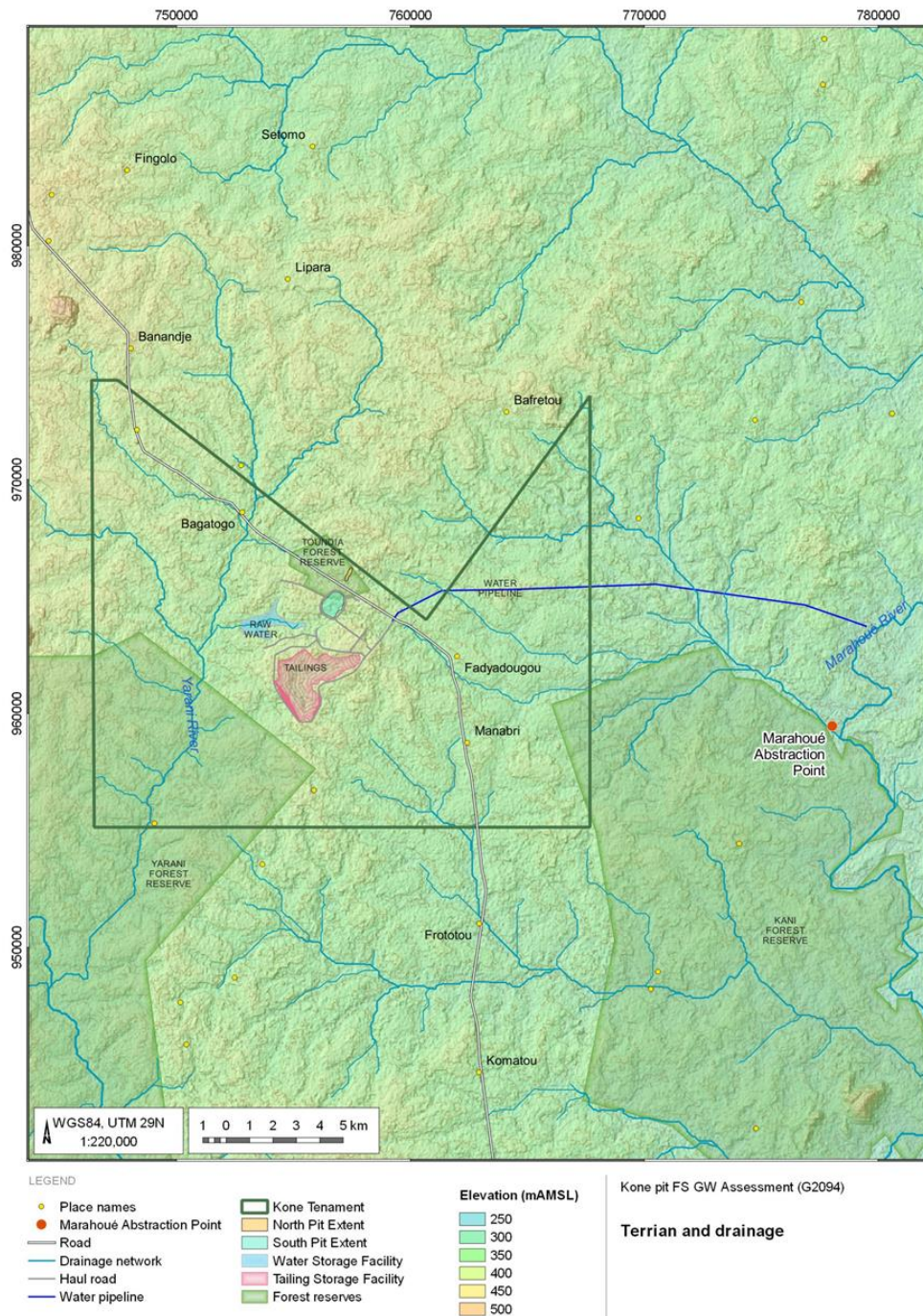
18.1.1.2 Terrain, drainage et utilisation des terres

La zone du Projet se caractérise par un relief modéré entre 300 et 400 mètres au-dessus du niveau moyen de la mer (m AMSL) (Figure 18-2). Les rivières Marahoué et Yarani sont les principaux véhicules de drainage des eaux de surface dans la zone du Projet. La majeure partie de la zone du Projet est drainée par des ruisseaux éphémères peu profonds qui ne présentent un débit significatif que pendant la saison des pluies.

La zone du Projet se situe à l'intérieur de l'écorégion de la forêt-savane guinéenne d'Afrique de l'Ouest, qui est une bande de forêts, de savanes et de prairies entrecroisées s'étendant de l'ouest du Sénégal à l'est du Nigéria, et partageant les forêts tropicales humides près de la côte à partir de la savane ivoirienne occidentale à l'intérieur.

La Figure 18-2 représente les emplacements des deux communautés voisines de Fadiadougou et Batogo, situées à environ 7 km respectivement au sud-est et au nord-ouest du site du Projet.

Figure 18-2 Terrain du site et drainage



Source : AGE, novembre 2021

Place names	Noms de lieu	Kone tenament	Concession de Koné
Marahoué abstraction point	Point de prélèvement sur la rivière Marahoué	North Pit extent	Étendue de la Fosse Nord
Road	Route	South Pit extent	Étendue de la Fosse Sud
Drainage network	Réseau de drainage	Water storage facility	Installation de stockage d'eau (WSF)
Haul road	Route de transport	Forest reserves	Réserves forestières
Water pipeline	Canalisation d'eau	Elevation (mAMSL)	Élévation (m au-dessus niv. de la mer)
Tailing storage facility	Parc à résidus (TSF)		

18.1.2 Évaluation des eaux souterraines

18.1.2.1 Dykes et géologie structurale

De multiples ensembles de dykes sont observés à travers le gisement, présentant des compositions, des orientations et des déformations variables. Certains d'entre eux peuvent être tracés à travers le gisement, comme les dykes felsiques, les dykes de porphyre feldspathique et les principaux dykes verts tardifs. D'autres ne sont pas continus à travers les lignes de forage et/ou le gisement. En général, les dykes sont interprétés comme étant anastomosés et manquent de continuité à travers le gisement.

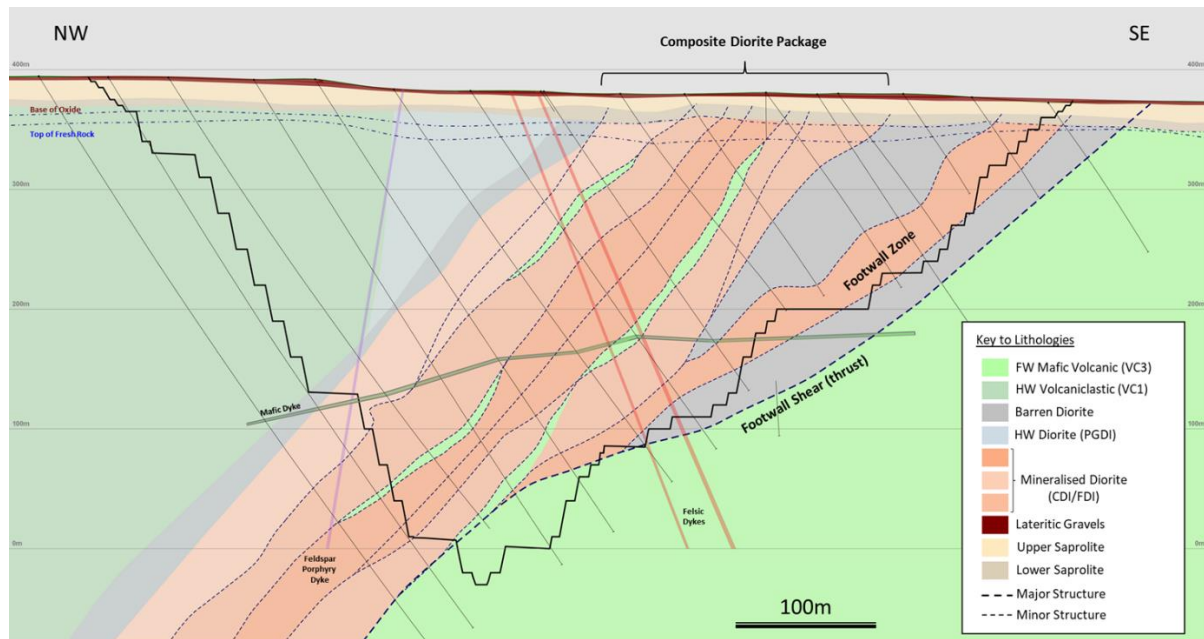
Deux variations de dykes mafiques (MDY) sont observées, considérées comme variant dans leur époque de mise en place :

- La première variation de dykes présente des bandes et des déformations faibles, avec de la calcite résiduelle. Des données supplémentaires doivent être collectées pour définir l'orientation, la continuité et la fréquence de ces dykes précoces.
- La seconde variation de dykes est une version subhorizontale tardive (Figure 18-4) dépourvue de toute foliation ou déformation, et qui traverse le gisement de manière cohérente, observée comme coupant clairement la foliation.

Les dykes felsiques (FDY) sont de couleur gris clair, aphanitiques, massifs et ils coupent la foliation selon un angle élevé. Ces dykes ne sont pas magnétiques et sont volumétriquement subordonnés aux autres types de dykes. Ils sont cohérents sur et entre les sections, et ils peuvent être facilement modélisés, avec une orientation de $\sim 015^\circ$ à travers le gisement et un pendage de $\sim 75^\circ\text{--}80^\circ$. Deux principaux dykes felsiques ont été enregistrés dans la fosse principale, avec une fréquence accrue vers le nord (Figure 18-3 et Figure 18-4).

Koné est interprété comme ayant été formé dans le cadre d'un cisaillement de poussée empilé sous un régime tectonique de compression. Les principales failles de chevauchement sont situées dans l'éponte inférieure de la diorite. On observe très peu de failles plus significatives, argiles/breccias dans le gisement, la majorité des failles observées étant des failles mineures présentant un mouvement normal et inverse.

Figure 18-3 Principales unités géologiques : coupe

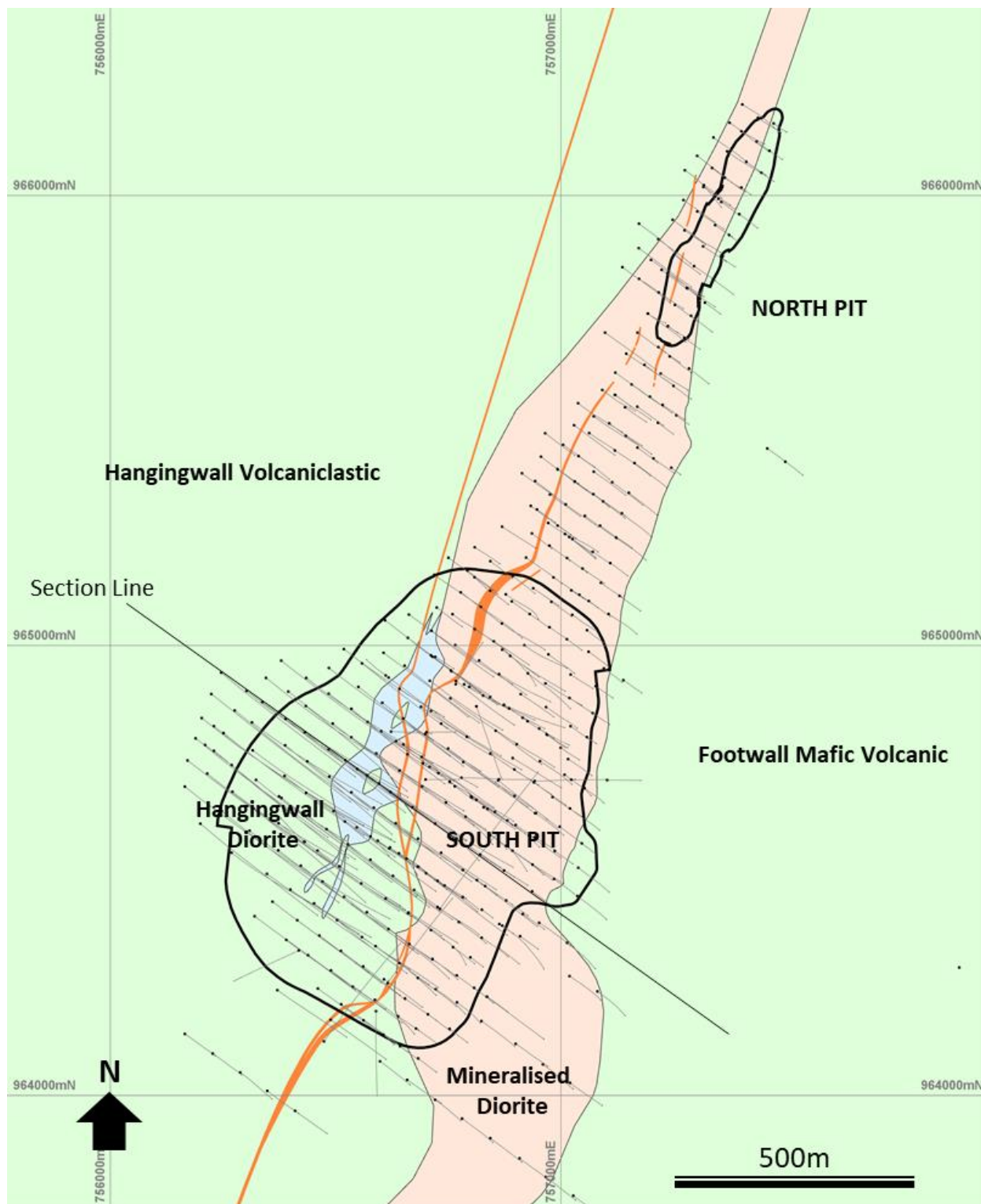


Source : Montage, 2022

FW Mafic Volcanic (VC3)
 HW Volcaniclastic (VC1)
 Barren diorite
 HW diorite (PGDI)
 Mineralised diorite (CDI/FDI)
 Lateritic gravel
 Upper Saprolite
 Lower Saprolite
 Major structure
 Minor structure

Roches mafiques volcaniques de l'éponte inférieure (VC3)
 Roches volcanoclastiques éponte supérieure (VC1)
 Diorite stérile
 Diorite éponte supérieure (PGDI)
 Diorite minéralisée (CDI/FDI)
 Gravier latéritique
 Saprolites supérieures
 Saprolite inférieure
 Structure majeure
 Structure mineure

Figure 18-4 Principales unités géologiques : plan



Source : Montage, 2022

North Pit / South Pit
 Hangingwall volcaniclastic
 Section line
 Footwall mafic volcanic
 Hangingwall diorite

Fosse Nord / Fosse Sud
 Roches volcanoclastiques éponte supérieure
 Ligne de section
 Roches mafiques volcaniques de l'éponte inférieure
 Diorite éponte supérieure

Mineralised diorite

Diorite minéralisée

18.1.2.2 Recensement des ressources en eau

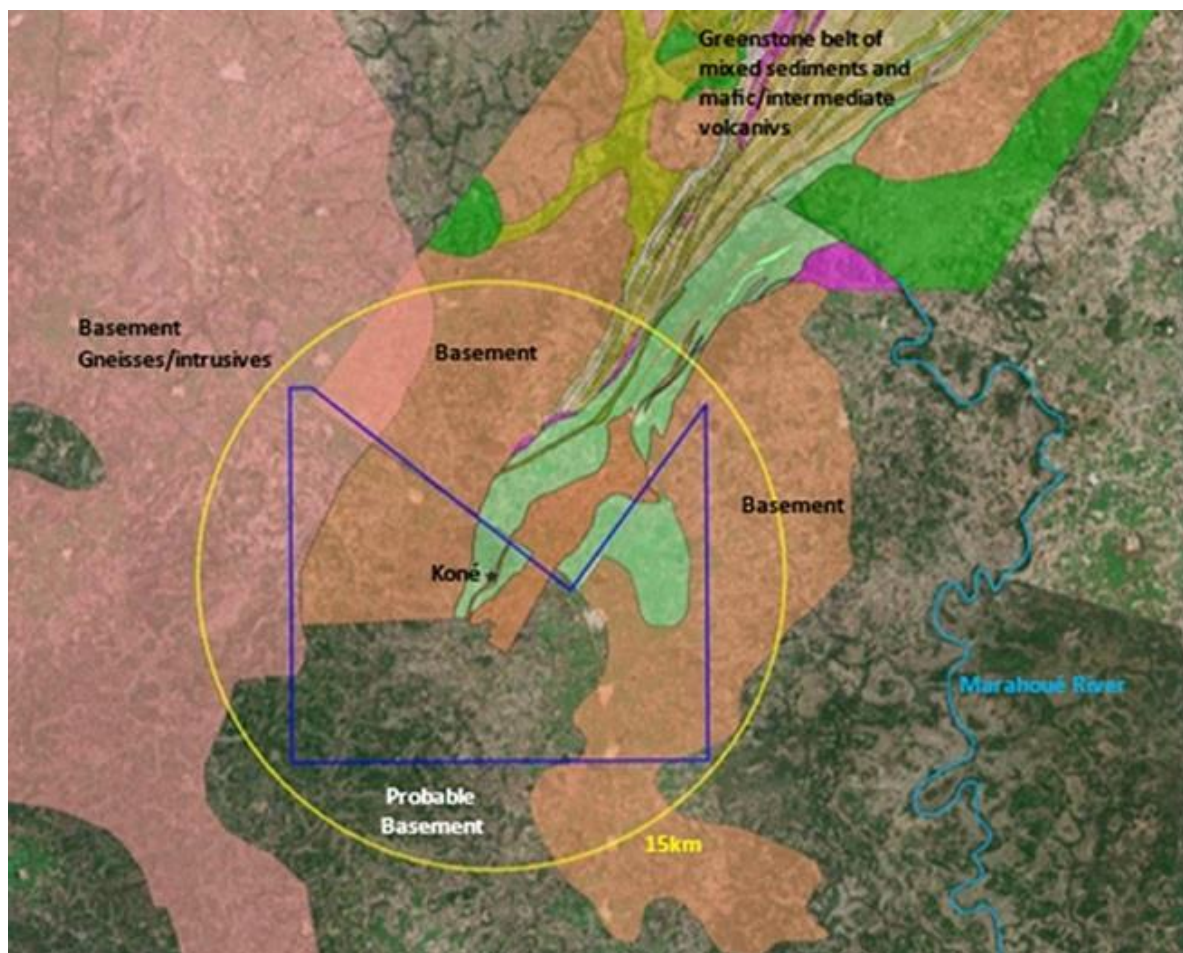
Un recensement des ressources en eau a été effectué en 2020 (GCS, 2021) dans un rayon de 15 km sur le site d'exploration de Koné ; il en a été déduit que :

- les infrastructures d'approvisionnement en eau souterraine sont généralement hors d'usage et comprennent des pompes à main et/ou à pied ;
- la plupart des forages équipés de pompes sont réalisés dans la zone de Transition ;
- les forages peu profonds (puits) ne sont pas équipés de pompes et l'eau souterraine est obtenue par un système de cordes et de seaux ;
- les niveaux statiques des eaux souterraines varient de ~15 mètres en dessous du niveau du sol (m BGL) à 2 m BGL ;
- les échantillons d'eau souterraine obtenus présentent un pH neutre (6,3 à 6,6) et une conductivité électrique (CE) allant de 38 à 65,5 $\mu\text{S}/\text{m}$;
- les eaux souterraines sont essentiellement utilisées pour les besoins domestiques et l'abreuvement du bétail.

18.1.2.3 Géologie et activités minières proposées

La zone productive possible se trouve vers 5-10 km au sud de l'extrémité sud du Bassin de Boundiali, probablement sur le prolongement sud d'une zone de cisaillement fusionnée Fonondara / Gbéou (Figure 18-5).

Figure 18-5 Contexte géologique simplifié



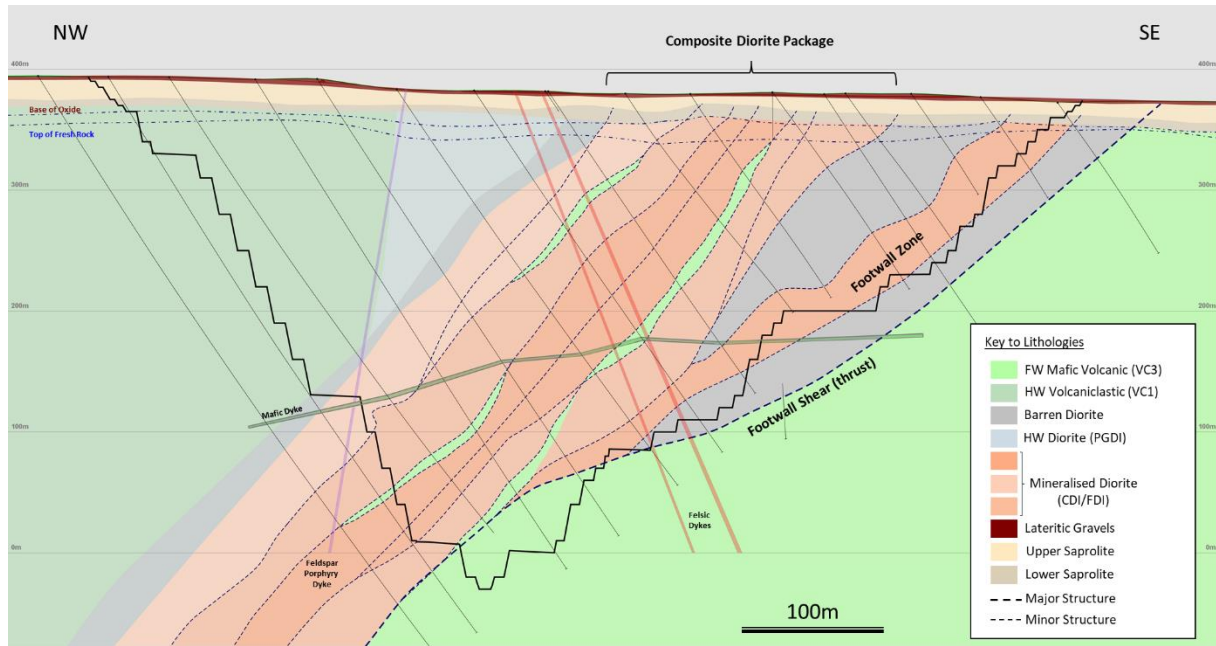
Source : Montage, juin 2020

Greenstone belt of mixed sediments and...	Ceinture de roches vertes de mélange de sédiments et volcaniques mafiques / intermédiaires
Basement gneisses / intrusives	Socle gneisses / intrusives
Basement	Socle
Matakopu River	Rivière Matakopu
Probable basement	Socle probable

Les forages indiquent que les zones minéralisées sont orientées NNE avec un pendage approximatif de 40° vers l'ouest. Les trous de forage plongent à 50° vers un azimut de 120° perpendiculaire à l'orientation des zones minéralisées au cœur du prospect.

Les profondeurs de fosse seront de l'ordre de 470 m (Figure 18-6).

Figure 18-6 Exemple préliminaire de dimensions de fosse sur section transversale

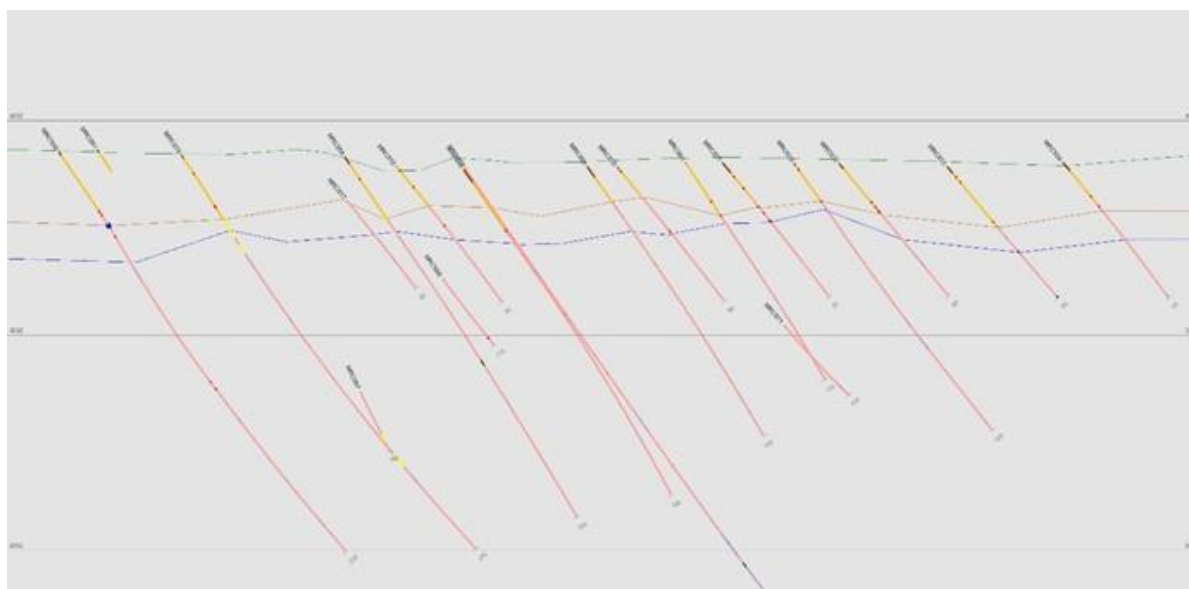


Composite diorite package
 Footwall shear (thrust)
 FW Mafic Volcanic (VC3)
 HW Volcaniclastic (VC1)
 Barren diorite
 HW diorite (PGDI)
 Mineralised diorite (CDI/FDI)
 Lateritic gravel
 Upper Saprolite
 Lower Saprolite
 Major structure
 Minor structure

Ensemble de composite de diorite
 Cisaillement de l'éponte inférieure (poussée)
 Roches mafiques volcaniques de l'éponte inférieure (VC3)
 Roches volcanoclastiques éponte supérieure (VC1)
 Diorite stérile
 Diorite éponte supérieure (PGDI)
 Diorite minéralisée (CDI/FDI)
 Gravier latéritique
 Saprolites supérieures
 Saprolite inférieure
 Structure majeure
 Structure mineure

L'étendue de surface est couverte d'une couche (sols et argiles) de mort-terrain de régolite saprolitique au-dessus d'une roche fraîche de profondeur variable. Sur la Figure 18-7, la ligne marron représente le matériau saprolitique et la ligne bleue représente le sommet de la roche fraîche ; entre les deux se trouve un horizon de transition. Le niveau est assez homogène, et l'épaisseur varie en fonction de la topographie, entre 0 et 25 m en dessous de la surface.

Figure 18-7 Exemple d'épaisseur de saprolite



18.1.2.4 Caractéristiques des aquifères

Le type d'aquifère le plus répandu en Côte d'Ivoire est constitué de socles rocheux altérés et fracturés se trouvant sous la majeure partie du pays. Dans la région, des projets aurifères similaires au Projet aurifère de Koné ont fait état de prévisions de flux souterrains d'eau dans les puits allant de 25 à 60 l/seconde.

Trois unités hydrostratigraphiques, comprenant des systèmes peu profonds (régolithe), intermédiaires (interface transitoire altérée avec roche fraîche) et profonds (roche fraîche), s'étendent à travers la zone minière proposée. Les unités hydrostratigraphiques de roche fracturée intermédiaires et profondes ont généralement un potentiel d'exploitation des eaux souterraines plus élevé si on le compare au système régolithe peu profond. Toutefois, les systèmes peu profonds associés aux zones alluviales le long de l'écoulement des eaux superficielles et des rivières ont un potentiel d'exploitation des eaux souterraines plus élevé que les aquifères régolithiques peu profonds.

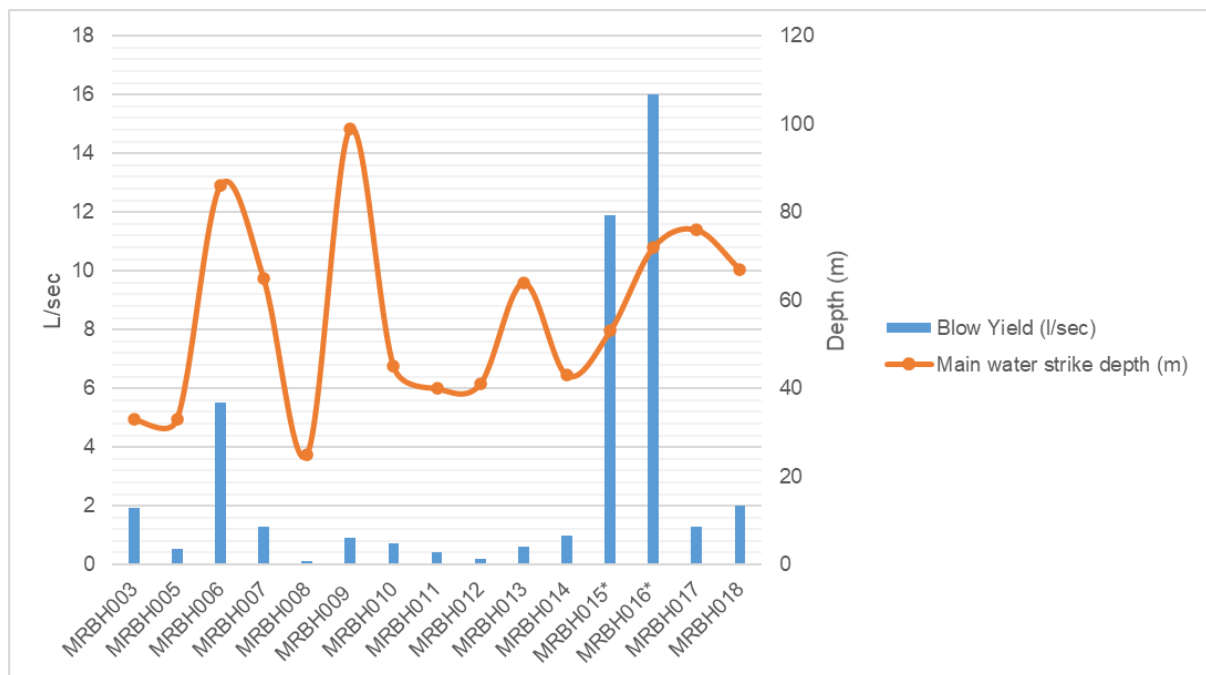
Trois forages jumelés (peu profonds et profonds) et deux forages supplémentaires installés dans des forages d'exploration ont été réalisés dans la zone de la Fosse Sud proposée au cours de l'évaluation initiale des eaux souterraines en 2020. Les forages peu profonds ont été réalisés dans la saprolite et ont servi de forages d'observation pour les forages profonds situés dans les systèmes de transitions et de fractures profondes.

Sept forages d'essai profonds ont été réalisés en juillet et août 2021, ciblant les zones aquifères fracturées plus profondes. Les observations réalisées au cours de ces forages ont révélé les éléments suivants :

- La saprolite / latérite supérieure renferme un contenu significatif d'argile, et de façon générale un débit entrant très faible ;
- l'apport d'eau souterraine se produit généralement dans deux zones représentant la majorité des intersections d'eau souterraine pendant les forages :

- Zone 1 : au total, on rencontre l'eau 10 fois à approximativement ~40 m BGL représentant le matériau de Transition, les intersections de dykes et la diorite fracturée ;
 - Zone 2 : au total, on rencontre l'eau 6 fois ; ~90 m BGL, représentant de la diorite fracturée et des intersections de dykes ;
 - Seuls trois forages présentent une intersection avec l'eau plus profondément que 120 m BGL, représentant une fracturation limitée.
- les rendements par soufflage (rendements du pompage par émulsion) obtenus pendant le forage s'échelonnent entre 0,1 et 16 litres par seconde (l/sec). Ceci est présenté sur la Figure 18-8 avec :
 - trois forages fournissant des rendements supérieurs à 5 l/sec ;
 - quatre forages fournissant des rendements entre 1 et 2 l/sec ;
 - huit forages fournissant des rendements inférieurs à 1 l/sec.
 - deux forages d'essai ont recoupé les FDY (16 l/sec) et les dykes verts tardifs (LGD, 14 l/sec) ;
 - les dykes FDY, LGD et MDY intersectés par quatre forages présentent une observation limitée d'écoulement souterrain.

Figure 18-8 Rendements pneumatiques observés au cours des forages



Source : AGE, novembre 2021

Depth (m)
Blow yield (l/sec)

Profondeur (m)
Rendement de soufflard (litres/seconde)

Main water strike depth (m)

Profondeur sommet couche d'eau principale (m)

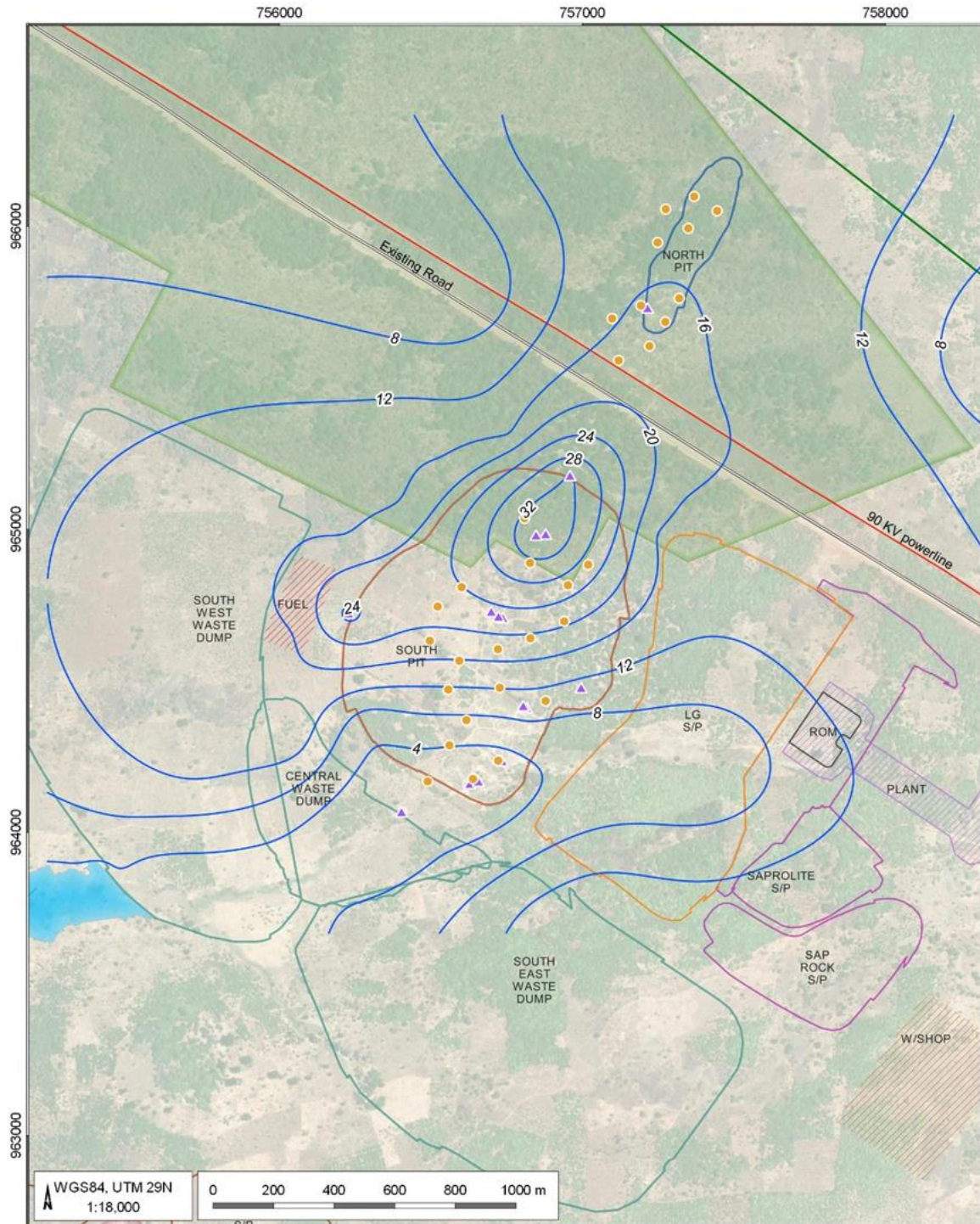
18.1.2.5 Niveaux piézométriques

Les forages pour recensement des ressources en eau montrent que les zones aquifères de Transition et les zones aquifères profondes sont confinées par la couche semi-perméable de saprolite. Les niveaux piézométriques statiques indiquent que :

- le niveau piézométrique minimum est : 0,0 mBGL
- le niveau piézométrique maximum est 36 mBGL
- le niveau piézométrique moyen est 16 mBGL

Les courbes de niveaux de nappe dans la zone du Projet ont été interprétées à partir de données sur le niveau d'eau dans les forages par la méthode de krigeage. La profondeur de l'eau en dessous du sol est représentée sur la Figure 18-9. Le plan des courbes des élévations des eaux souterraines présente un léger gradient vers la ligne de drainage au sud de la Fosse Sud et vers la zone topographique basse le long de la section médiane de la Fosse Nord. La partie nord de la Fosse Sud présente des niveaux de nappe plus profonds et la partie sud des niveaux de nappe plus superficiels.

Figure 18-9 Profondeur des eaux souterraines



LEGEND

● Place names	□ North Pit Extent	Kone pit FS GW Assessment (G2094)	
● Exploration bores	□ South Pit Extent		
▲ Hydrogeological tests bores	■ Forest reserves	Groundwater depth (m BGL) contour plan	
— Plant Layout			
— Road			
— Drainage network			
— Groundwater depth - 2 m (mbGL)			

Existing road	Route existante	Place names	Noms de lieu
North Pit	Fosse Nord	Exploration bores	Forages d'exploration

90kV powerline	Ligne électrique 90 kV	Hydrogeological tests bores	Forages d'essais hydrogéologiques
Southwest waste dump	Verse à stériles sud-ouest	Plant layout	Aménagement de l'usine
Fuel	Carburant	Road	Route
South Pit	Fosse Sud	Drainage network	Réseau de drainage
L/G S/P		Groundwater depth -2m	Prof. eaux souterraines (sous niv. sol)
ROM	Tout-venant de mine	North Pit extent	Étendue de la Fosse Nord
Plant	Usine	South Pit extent	Étendue de la Fosse Sud
Central waste dump	Verse à stériles centrale	Forest reserves	Réserves forestières
Saprolite S/P	Dépôt en tas de saprolite		
Southeast waste dump	Verse à stériles sud-est		
Sap rock S/P	Dépôt en tas de saprock		
W/shop	Atelier		

Source : AGE, novembre 2021

18.1.3 Propriétés de l'aquifère

Le programme d'essais de l'aquifère comprenait essentiellement des essais de pompage conventionnels et ceci a permis d'en dériver les paramètres hydrauliques de l'aquifère. Des essais de garniture d'étanchéité ('packer') ont été réalisés sur l'ensemble des programmes d'évaluation géotechnique de la fosse minière et du TSF. La transmissivité est comprise entre 0,2 et 40 m²/jour et la conductivité hydraulique entre 0,002 et 1,35 m/jour. Les tests de pompage ont été analysés en faisant appel à la méthode de référence de Cooper et Jacob, en utilisant le logiciel Aqtesolv. Les transmissivités (T) présentées ont été calculées à partir des forages de pompage et non à partir des forages d'observation. Les valeurs de conductivité hydraulique (K) ont été dérivées de la transmissivité en appliquant l'épaisseur de l'aquifère.

La majorité des estimations de conductivité hydraulique sont inférieures à 0,1 m/jour, ce qui représente la zone de transition et divers degrés de diorite fracturée. Des estimations de conductivité hydraulique plus élevées, supérieures à 0,2 m/jour, sont évidentes dans quatre forages représentant des zones de fractures multiples associées aux zones de contact des dykes, à la diorite fracturée de l'éponte inférieure et à la zone de cisaillement de l'éponte inférieure.

Les estimations de la conductivité hydraulique obtenues à partir des essais sur garniture d'étanchéité indiquent :

- la saprolite supérieure peut être de l'ordre de 0,001 à 0,03 m/jour ;
- la diorite fracturée se situe entre 0,06 et 0,1 m/jour ;
- la matrice dioritique est entre 0,003 et 0,01 m/jour.

Le coefficient d'emménagement (S, « storativity ») de l'aquifère est dérivé des données d'observation. Le coefficient d'emménagement est le volume d'eau libéré à partir du stockage par unité de variation de la charge hydraulique dans l'aquifère et par unité de surface de l'aquifère. Ce coefficient est une quantité sans dimension et elle est toujours supérieure à zéro. Pour un aquifère ou un aquitard confiné, le coefficient d'emménagement est la valeur de capacité de stockage spécifique (Ss) intégrée verticalement. La capacité de stockage spécifique est le volume d'eau libérée par unité de volume du milieu aquifère et par unité de variation de charge hydraulique. Cette valeur est liée à la fois à la compressibilité de l'aquifère et à la compressibilité de l'eau elle-même.

18.1.4 Qualité des eaux souterraines

Les eaux souterraines ont été échantillonnées en 2020 et 2021. La qualité des eaux souterraines se situe en général à l'intérieur des Directives de qualité pour l'eau de boisson de l'OMS (2017). Un résumé des données disponibles sur la qualité des eaux souterraines est présenté dans le Tableau 18-1.

Tableau 18-1 Données de qualité des eaux souterraines

DÉTERMINANT	UNITÉ	Moy.	Min.	Max.	Directives de qualité pour l'eau de boisson, OMS (2017)
pH		6,7	6,1	7,46	n/s
Conductivité électrique	mS/m	46,2	29,6	67,1	n/s
Calcium	mg/l	62,5	7,769	128,3	n/s
Magnésium	mg/l	13,2	2,64	22,64	n/s
Sodium	mg/l	18,9	9,52	32,91	200
Potassium	mg/l	5,2	1,17	8,64	n/s
Fer	mg/l	1,2	0,05	5,36	0,30
Sulfate	mg/l	29,5	< 5	144,10	250
Chlorure	mg/l	6,2	< 5	18,06	250
Manganèse	mg/l	0,6	0,03	2,05	0,4
Arsenic	mg/l	0,0099	< 0,005	0,018	0,01
Nitrate	mg/l	0,37	< 0,177	2,2	3,00
Fluorure	mg/l	0,3	0,1	0,8	1,50
Matières totales dissoutes	mg/l	250,4	135	429,2	n/s
Aluminium	mg/l	0,3	< 0,05	3,41	0,2

18.1.5 Modèle hydrogéologique conceptuel

Les principales informations conceptuelles du système d'eaux souterraines de la zone d'étude, utilisées pour construire le modèle numérique des eaux souterraines, sont résumées comme suit :

- La recharge a lieu au cours des mois les plus humides et son taux dépend de l'épaisseur de la saprolite et du type de roche. On s'attend à ce que les valeurs moyennes de recharge pour le site de Koné se situent dans une fourchette de 0,5 % à 3 % de la PAM (précipitation annuelle moyenne). La PAM est de l'ordre de 1212 mm/année (Tableau 18-2). La perméabilité relativement faible de la saprolite riche en argile, retarde la recharge des strates les plus profondes.

- La zone du Projet est constituée d'un socle rocheux à conductivité hydraulique généralement faible. L'écoulement des eaux souterraines est principalement contrôlé par des domaines de strates et des structures géologiques d'échelle locale à intermédiaire conduisant à des zones d'écoulement d'eaux souterraines plus élevées provenant de la porosité et de la fracturation secondaires.
- L'élévation moyenne des eaux souterraines dans la zone proposée pour la fosse de la mine est de 360 m AMSL avec une profondeur d'environ 20 m. Le gradient hydraulique souterrain est relativement plat dans la fosse de la mine, mais il y a une légère influence topographique.
- La profondeur moyenne de l'altération est de ~30 m, soit environ 10 m sous la nappe phréatique. La saturation de la saprolite supérieure ou de la zone d'altération varie entre 40 et 5 m.
- L'eau souterraine a été recoupée de manière constante dans la plupart des forages au niveau de la zone aquifère de transition et elle se situe en moyenne à 45 m de profondeur.

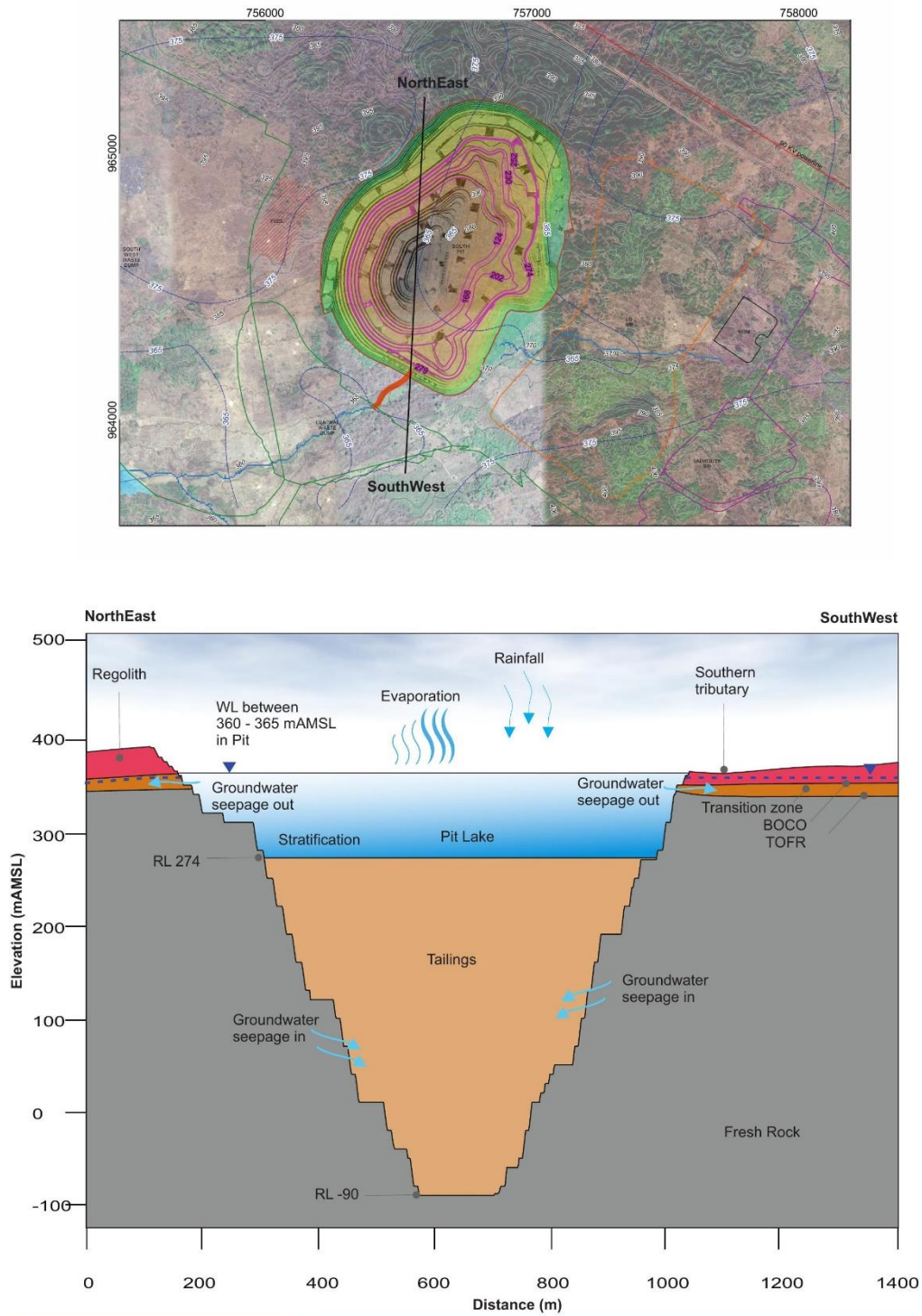
Tableau 18-2 Données de station météorologique

Station météorol.	Distance par rapport au Projet (km)	Période de données	Précipit. annuelles moyennes (mm)	Précipit. annuelles max. (mm)	Précipit. annuelles min. (mm)	Précipit. journal. max. (mm)
KANI	29	1977-1996	1281	1513	1039	90
DIANRA	43	1980-1996	1064	1313	937	117
MORONDO	29	199-1996	1290	1559	1159	141
Moyenne			1212	1462	1045	116
Évaporation annuelle moyenne (mm)						
Évaporation annuelle moyenne au bac			1629			
Évaporation annuelle moyenne au plan d'eau*			1140			

L'écoulement souterrain provient des zones de recharge (lesquelles sont souvent des structures et affleurements géologiques) vers les limites des sorties d'eaux souterraines. Ces limites de débits sortants peuvent être des caractéristiques locales ponctuelles, notamment des sources ou des points de suintement diffus souvent associés à des conduites de drainage.

Des géozones ont été identifiées et elles ont été converties en unités hydrostratigraphiques pour le site (Figure 18-10).

Figure 18-10 Modèle hydrogéologique de fosse conceptuelle



Conceptual pit hydrogeology model 17- 25 y post closure
 Figure

Kone pit FS GW Assessment (G2094)



Source : AGE, 2022

Conceptual pit hydrogeology model
 17-25 years post closure

Modèle hydrogéologique de fosse conceptuelle
 17 – 25 ans post- fermeture

NorthEast	Nord-est
SouthWest	Sud-ouest
Elevation (mAMSL)	Élévation (m au-dessus du niveau moyen de la mer)
Regolith	Régolithe
WL between 360-365 mAMSL in pit	Niveau de l'eau dans la fosse entre 360 et 365 m (au-dessus niv. de la mer)
Evaporation	Évaporation
Rainfall	Précipitations
Southern tributary	Affluent
Groundwater seepage out	Infiltrations d'eaux souterraines (sorties)
Transition zone	Zone de transition
Stratification	Stratification
Pit lake	Lac de puits de mine
Groundwater seepage in	Infiltrations d'eaux souterraines (entrées)
Tailings	Résidus
Fresh rock	Roche fraîche
Distance (m)	Distance (m)

18.1.6 Modèle numérique des eaux souterraines

Le modèle numérique a été mis au point à partir d'un modèle conceptuel soutenu par les observations de terrain. Le modèle d'eau souterraine pour le Projet a été élaboré avec les objectifs suivants :

- reproduire numériquement le calendrier d'exploitation minière et le processus de comblement de la mine pour la simulation du dénoyage des eaux souterraines ;
- évaluer la zone d'influence du dénoyage de la mine ;
- prédire le débit entrant dans les mines pendant le dénoyage ;
- proposer les puits de dénoyage : positions et taux de pompage ;
- simuler le déplacement des particules à long terme depuis la fosse de la mine, en représentant le mouvement et la direction des eaux souterraines à partir du plan d'eau de fosse comme source.

La modélisation numérique a été réalisée à l'aide du code MODFLOW 63 (Panday et. al., 2015). La présence, la distribution, le mouvement et les propriétés des eaux souterraines sont influencés par la géologie du site et les principales contraintes du système. Les contraintes du système comprennent les entrées (c.-à-d. la recharge par les pluies et les fuites des rivières) et les sorties (c'est-à-dire les fuites vers le haut et vers le bas, l'interception par l'assèchement de la mine et le débit de base vers les drainages de surface). Un total de huit modèles est construit pour simuler deux scénarios généraux sur la base du plan minier et des durées de vie différentes de la Fosse Sud et de la Fosse Nord.

MODFLOW 6 avec la structure de grille DISV4 a servi à incorporer un affinement local des caractéristiques hydrogéologiques significatives comme les fosses de la mine le TSF, la WSF, les digues, courants, etc. (Figure 18-11).

La superficie couverte par les deux fosses minières planifiées est approximativement de 0,98 km². Le domaine de modèle proposé est de 125,4 km². La limite ouest est la rivière Yarani, rivière pérenne s'écoulant du nord au sud et située à 4,4 km du site minier. Les limites nord et sud ont été tracées à partir des limites naturelles des bassins versants, considérées comme des limites de non-écoulement, et se trouvent à environ 5,6 km des fosses de mine proposées. La limite est a été délimitée pour inclure une partie de l'écoulement des eaux superficielle à l'est et une limite de non-écoulement a été appliquée.

Plusieurs lignes de drainage de l'eau de surface sont incluses dans l'étendue du modèle et le progiciel River Package (RIV) est utilisé pour simuler l'interaction entre les eaux souterraines et les eaux de surface pour les rivières pérennes. Les lignes de drainage non pérennes qui alimentent les rivières principales sont simulées à l'aide du progiciel de drainage (DRN).

Le dénoyage de la mine est simulé par une valeur de conductance hydraulique relativement élevée de 100 m²/jour.

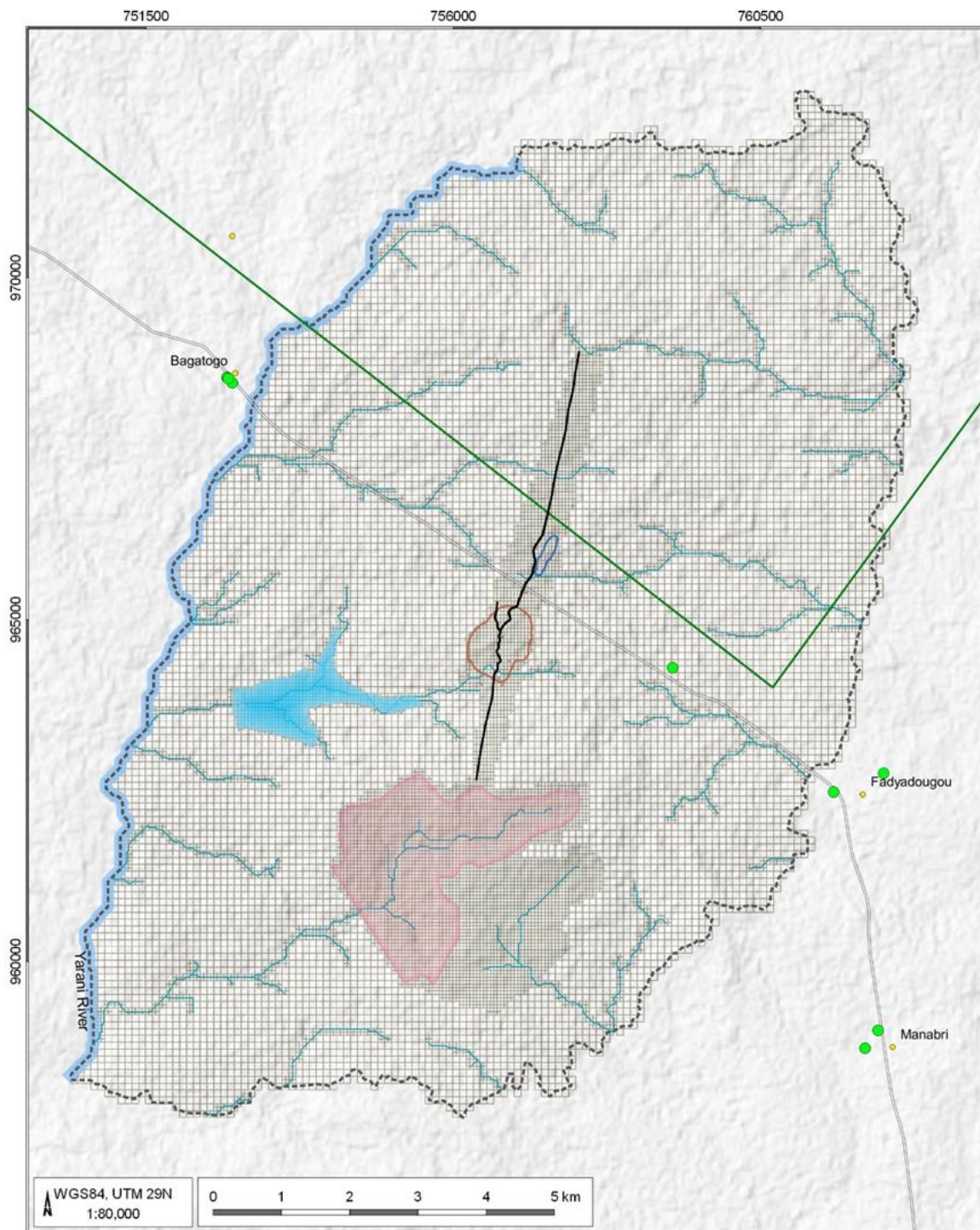
Après l'achèvement de l'exploitation minière durant l'Année 9, les résidus seront déposés dans la fosse par le biais de quatre embouts mâles situés autour du périmètre de la fosse. Ceci permettra des rotations du dépôt de résidus pour éviter toute interruption sur la pompe de décantation, laquelle devra être maintenue à proximité de la rampe de la fosse afin de faciliter l'accès pour maintenance. Les pompes seront déplacées progressivement vers le haut de la rampe au fur et à mesure que le niveau des résidus augmente. L'eau sera extraite du bassin de décantation à l'aide de lignes flottantes d'aspiration, afin de positionner les pompes au-dessus de l'élévation du bassin. Le volume du bassin sera à son maximum au cours de la première année, car le bassin du TSF sera pompé vers la fosse pour permettre au TSF de commencer le processus de fermeture. Le bassin sera progressivement pompé vers l'usine de traitement et le bassin deviendra plus petit au cours des dernières années de l'exploitation.

Il n'y aura pas de système de drainage souterrain pour récupérer l'eau à la base des résidus déposés. Les embouts mâles seront constitués de tuyaux de descente solides jusqu'au croisement le plus bas avec la rampe de la fosse. Les résidus seront ensuite déversés par l'extrémité ouverte du tuyau. Les tuyaux de descente devront être ajustés à chaque croisement de rampe au fur et à mesure que le niveau des résidus augmente. Ceci sert à garantir que la rampe de la fosse reste accessible pendant toute la durée du dépôt.

À la fin de l'exploitation de la Fosse Sud, la profondeur maximale sera de -75 m AMSL. L'évacuation des résidus commencera à partir de l'Année 9 et l'élévation pour le taux de montée est représentée sur la Figure 18-12. Au moment de la fermeture de la mine, les résidus auront atteint 279 m AMSL, soit ~55 m sous l'aquifère de transition et ~75 m en dessous du niveau de nappe statique moyen. Après la fermeture, le niveau de l'eau devrait augmenter assez rapidement en raison du bilan hydrique positif.

Le mécanisme dominant de recharge du système d'eaux souterraines est l'infiltration diffuse des précipitations à travers le profil pédologique et le drainage ultérieur vers les systèmes d'eaux souterraines sous-jacents.

Figure 18-11 Structure des grilles du modèle



LEGEND

- Place names
- Hydro census community regional bores
- Drainage
- Road
- Drainage network
- Dyke
- Kone Tenement
- Tailing Storage Facility
- River
- Water Storage Facility
- Model boundary
- Model grid
- South Pit Extent
- North Pit Extent

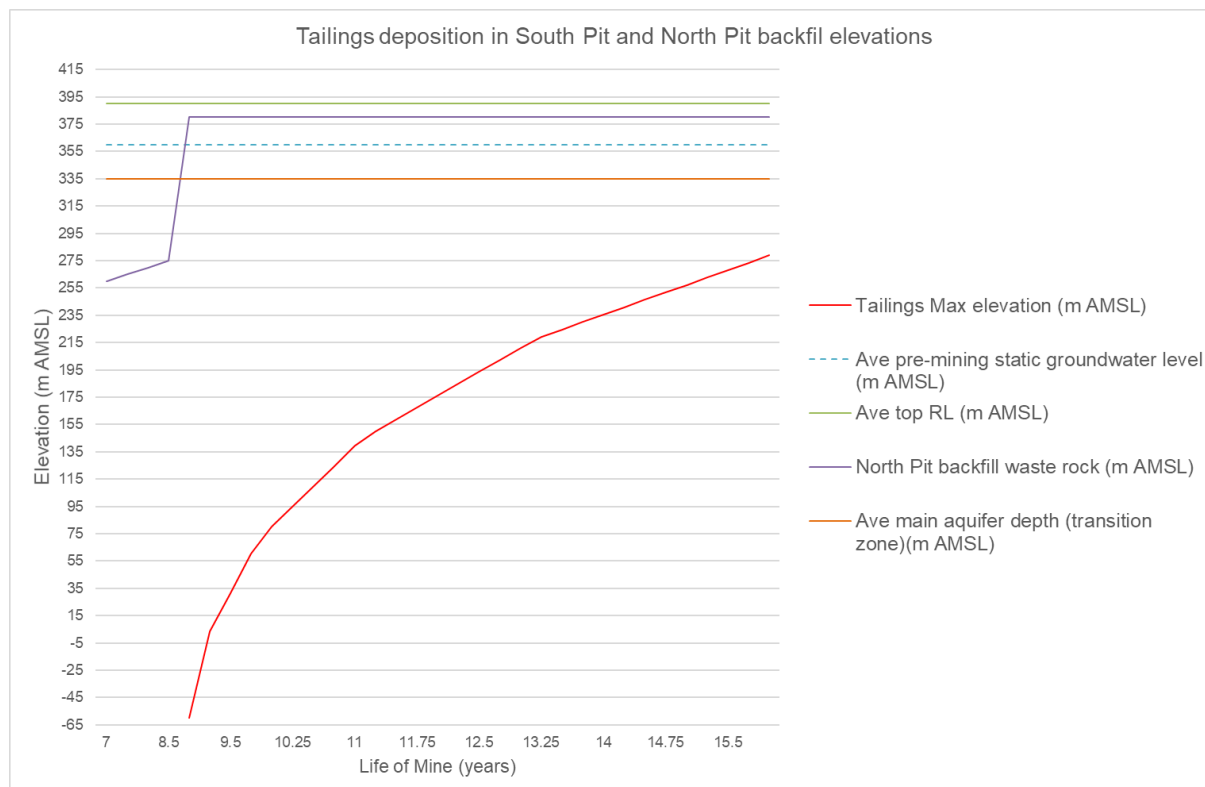
Kone pit FS GW Assessment (G2094)

Model grid structure and refined features

Source : AGE, novembre 2021

Place names	Noms de lieu	Kone tenement	Concession de Koné
Hydro census community regional bores	Forages régionaux de recensement de l'eau pour la collectivité	Tailing storage facility	Parc à résidus
Drainage	Drainage	River	Rivière
Road	Route	Water storage facility	Installation de stockage de l'eau
Drainage network	Réseau de drainage	Model boundary	Limites par le modèle
Dyke	Dyke	Model grid	Maillage du modèle
Model grid structure and refined features	Structure du maillage du modèle et caractéristiques affinées	South Pit extent	Étendue de la Fosse Sud
		North Pit extent	Étendue de la Fosse Nord

Figure 18-12 Élévation du dépôt des résidus dans la Fosse Sud et comblement de la Fosse Nord



Source : AGE, novembre 2021

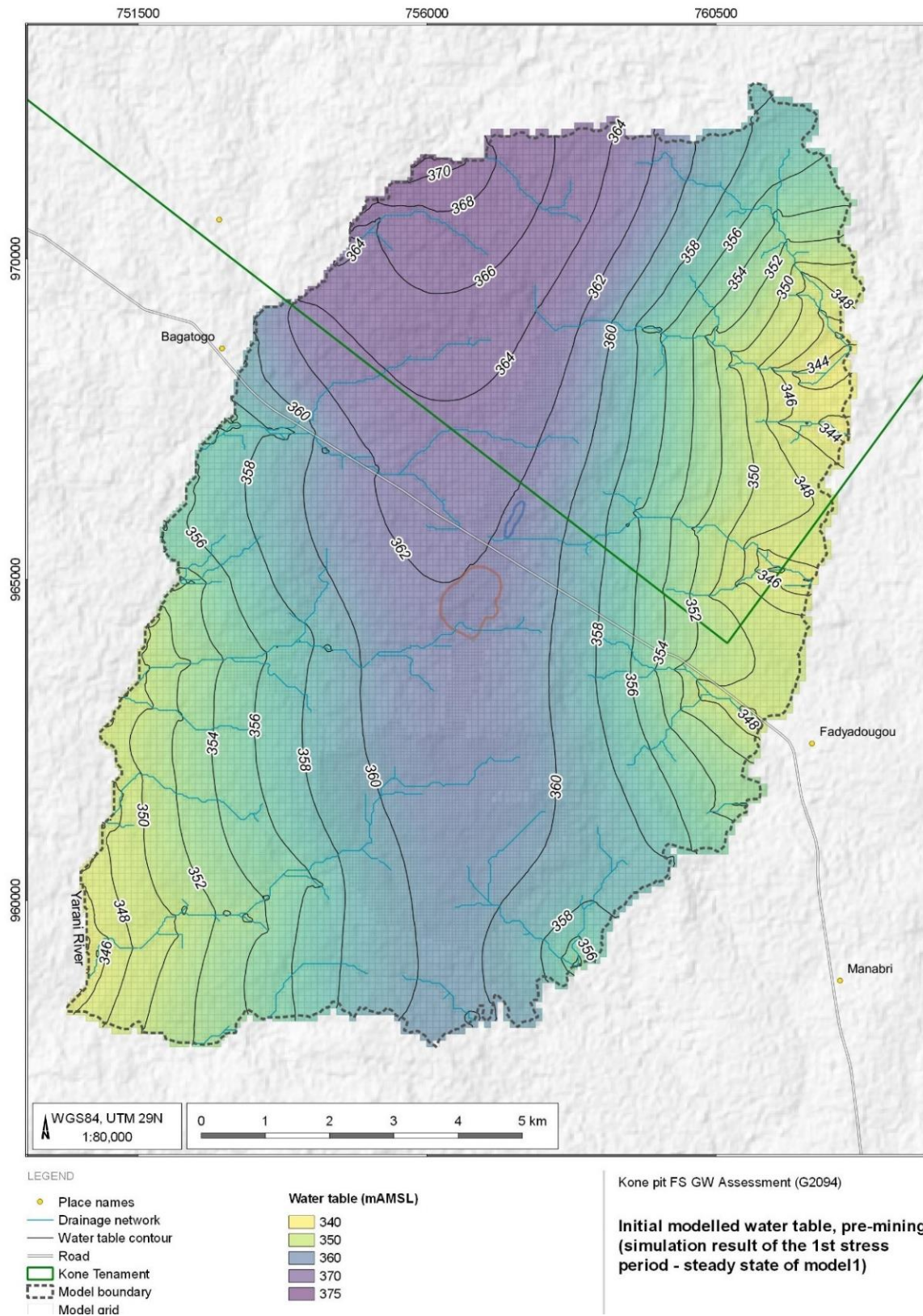
Elevation (mAMSL)	Élévation (mAMSL)
Tailings max elevation (mAMSL)	Élévation max. des résidus (mAMSL)
Average pre-mining static groundlevel	Niveau statique moyen des eaux souterraines avant activités minières (mAMSL)
Ave top RL (mAMSL)	Niveau réduit moyen au sommet (mAMSL)
North Pit backfill waste rock (mAMSL)	Stériles rocheux pour comblement de la Fosse Nord (mAMSL)
Ave main aquifer depth	Profondeur moyenne de l'aquifère principal (zone de transition) (mAMSL))
Life of mine (years)	Durée de vie de la mine (années)

Les cartes ci-après du niveau de la nappe présentent les différents stades des niveaux de nappe avant l'exploitation et en cours d'exploitation :

- la Figure 18-13 montre le niveau de la nappe en régime permanent pour le domaine du modèle à l'état naturel ;
- la Figure 18-14 montre l'étendue maximale de l'assèchement au cours de l'Année 9.

-
- le rabattement de nappe cumulé d'ici la fin de l'exploitation minière est illustré sur la Figure 18-15 : celle-ci montre que la zone d'influence du rabattement prévu à 2 m se situe à environ 4,5 km de la mine et ne comprend aucun actif connu d'approvisionnement en eau souterraine de la communauté.

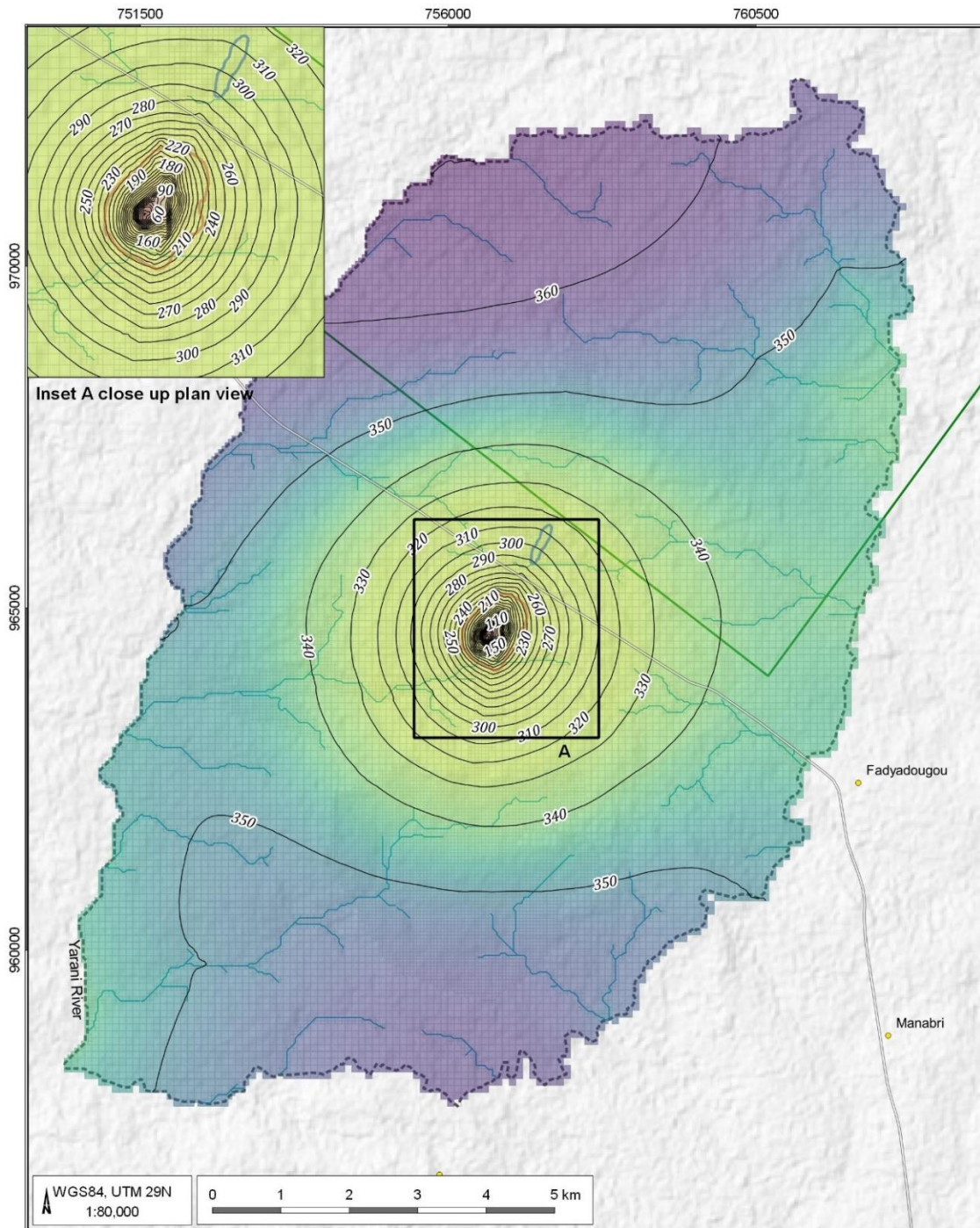
Figure 18-13 Nappe phréatique avant les activités minières



Source : AGE, novembre 2021

Place names	Noms de lieu	Initial modelled water table	Modélisation de la nappe phréatique initiale en pré-exploitation (résultat de simulation de la première période de contraintes – état stable du modèle 1)
Drainage network	Réseau de drainage		
Water table contour	Courbe hydro-isohypse		
Road	Route		
Kone tenament	Concession de Koné		
Model boundary	Limites par le modèle		
Model grid	Maillage du modèle		
Water table (mAMSL)	Nappe phréatique (mAMSL)		

Figure 18-14 Nappe phréatique post-activités minières



LEGEND

- Place names
- Drainage
- Water table contour
- Road
- ▭ Kone Tenament
- - - Model boundary
- ▭ Model grid
- ▭ North Pit Extent
- ▭ South Pit Extent

Water table (mAMS)

- 0
- 20
- 50
- 100
- 325
- 340
- 350
- 360
- 370

Kone pit FS GW Assessment (G2094)

**Modelled water table in the top layer,
 year 9 (simulation result of the last
 stress period of model4 - transient)**



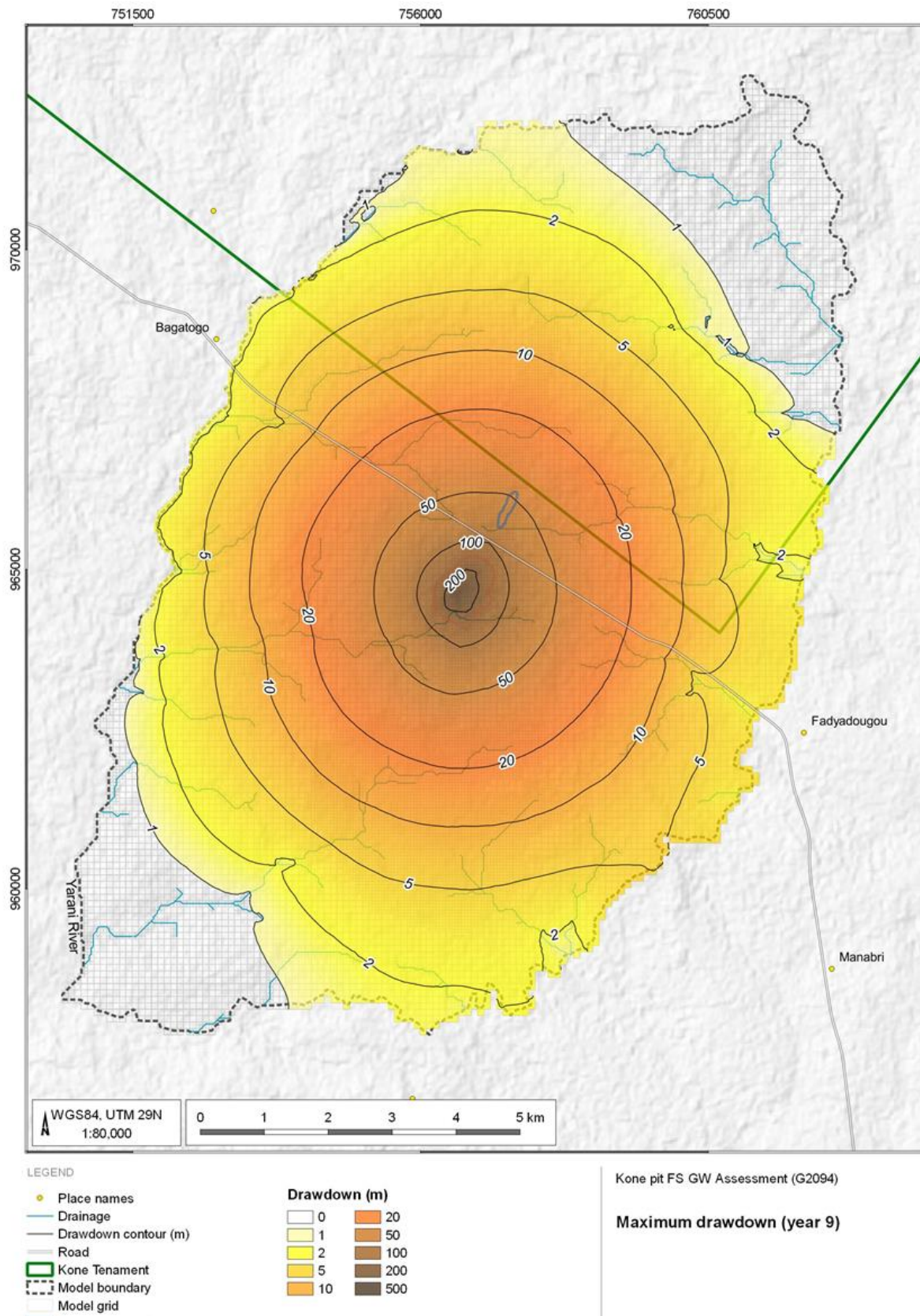
DATE
 31/01/2022

FIGURE No.
 57

Source : AGE, novembre 2021

Place names	Noms de lieu	Initial modelled water table	Modélisation de la nappe phréatique dans la couche supérieure en Année 9 (résultat de simulation de la dernière période de contraintes du modèle 4 – état transitoire)
Drainage	Drainage		
Water table contour	Courbe hydro-isohypse		
Road	Route		
Kone tenament	Concession de Koné		
Model boundary	Limites par le modèle		
Model grid	Maillage du modèle		
Water table (mAMSL)	Nappe phréatique (mAMSL)		
North Pit extent	Étendue de la Fosse Nord		
South Pit extent	Étendue de la Fosse Sud		

Figure 18-15 Rabattement de nappe cumulé

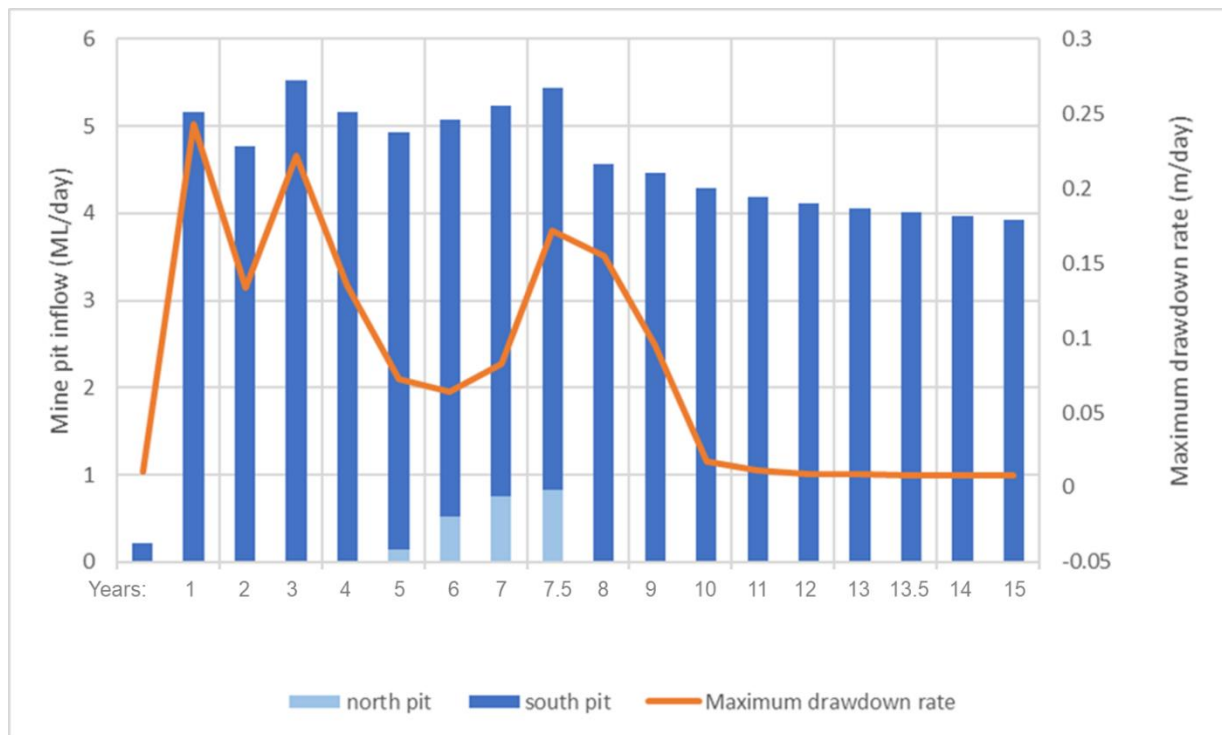


Source : AGE, novembre 2021

Place names	Noms de lieu	Maximum drawdown (year 9)	Rabattement de nappe maximum (Année 9)
Drainage	Drainage		
Drawdown contour (m)	Courbe de rabattement de nappe (m)		
Road	Route		
Kone tenement	Concession de Koné		
Model boundary	Limites par le modèle		
Model grid	Maillage du modèle		
Drawdown (m)	Rabattement de nappe (m)		

Le taux de rabattement maximum (m/jour) et le débit simulé entrant dans la fosse pour chaque période transitoire de contrainte sont tracés sur la Figure 18-16. Pour la totalité des modèles et des périodes de contraintes, le débit total et maximal est compris entre 4 et 5,5 millions de litres par jour

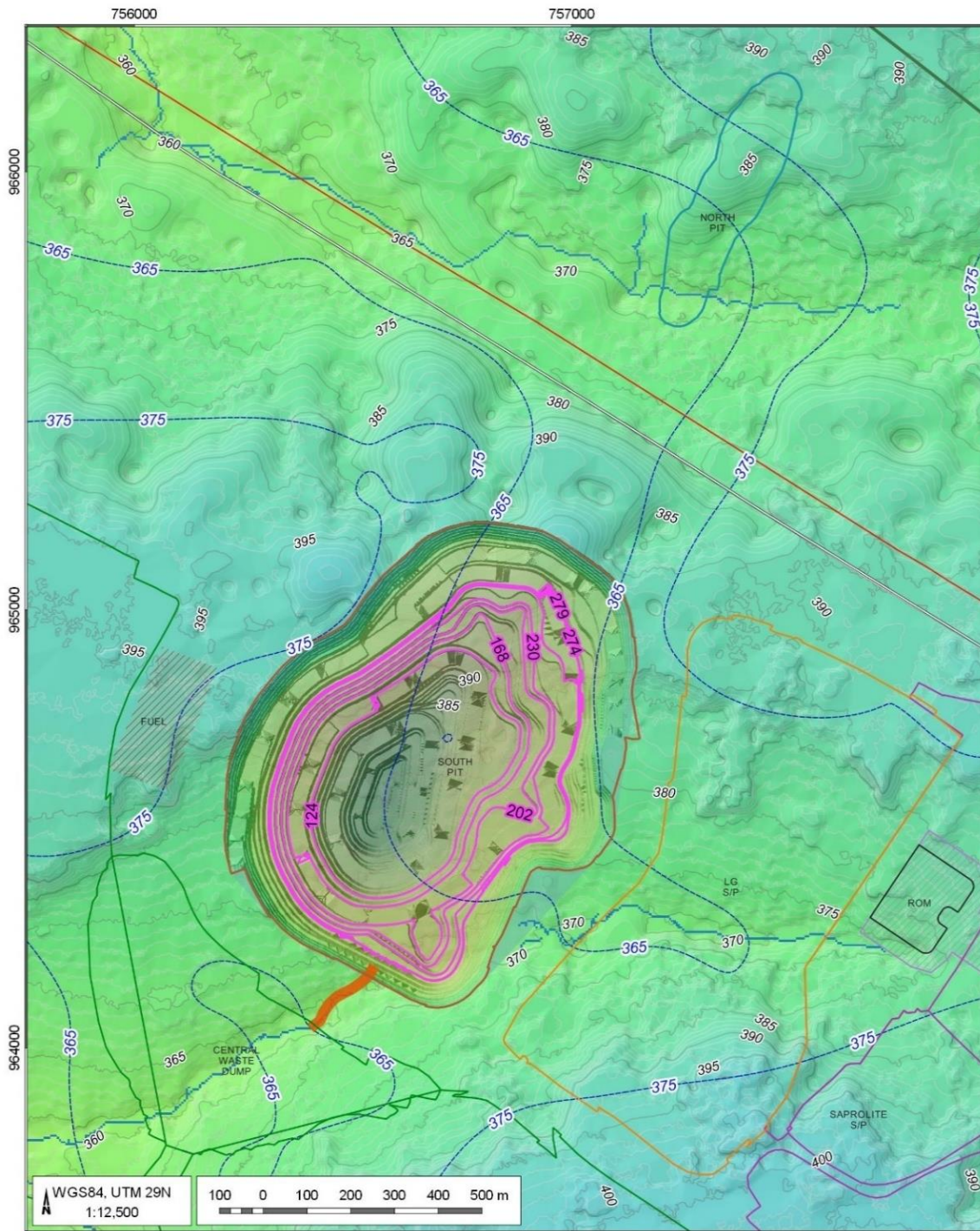
Figure 18-16 Arrivée prévue d'eaux souterraines (ML/jour) et taux maximum de rabattement de nappe (m/jour)



Source : AGE, novembre 2021

L'élimination des résidus dans la fosse demande sept ans pour atteindre l'élévation prévue de 279 m AMSL. Le niveau de nappe de ~361 m AMSL en pré-exploitation est atteint entre 17 et 25 ans après l'arrêt du dénoyage. En raison du bilan hydrique positif, le niveau de la nappe s'élève au-dessus du niveau d'origine, car la fosse de la mine devient une source d'eau à partir de cette période. Cela conduira à la décantation de la fosse à ciel ouvert après la fermeture, Figure 18-17.

Figure 18-17 Décantation à la Fosse Sud



LEGEND

- Place names
 - Road
 - Drainage network
 - ▭ Likely decant area
 - ▭ Kone Tenement
 - ▭ North Pit Extent
 - ▭ South Pit Extent
 - Site Elevation contour
 - Pit depth contour (mAMSL)
 - Current Groundwater Elevation contour (mAMSL)
- | Elevation (mAMSL) | |
|-------------------|-------|
| ■ -75 | ■ 300 |
| ■ 0 | ■ 350 |
| ■ 100 | ■ 400 |

Kone pit FS GW Assessment (G2094)

South Pit decant illustration

Source : AGE, novembre 2021

Place names	Noms de lieu	Illustration de la décantation dans la Fosse Sud
Road	Route	
Drainage network	Réseau de drainage	
Likely decant area	Zone probable de décantation	
Kone tenament	Concession de Koné	
North Pit extent	Étendue de la Fosse Nord	
South Pit extent	Étendue de la Fosse Sud	
Site elevation contour	Courbes de niveau du site	
Pit depth contour	Courbes de niveau de profondeur de la Fosse (mAMSL)	
Current groundwater	Courbes de hauteur actuelle des eaux souterraines (mAMSL)	

18.1.7 Évacuation des résidus dans la Fosse Sud

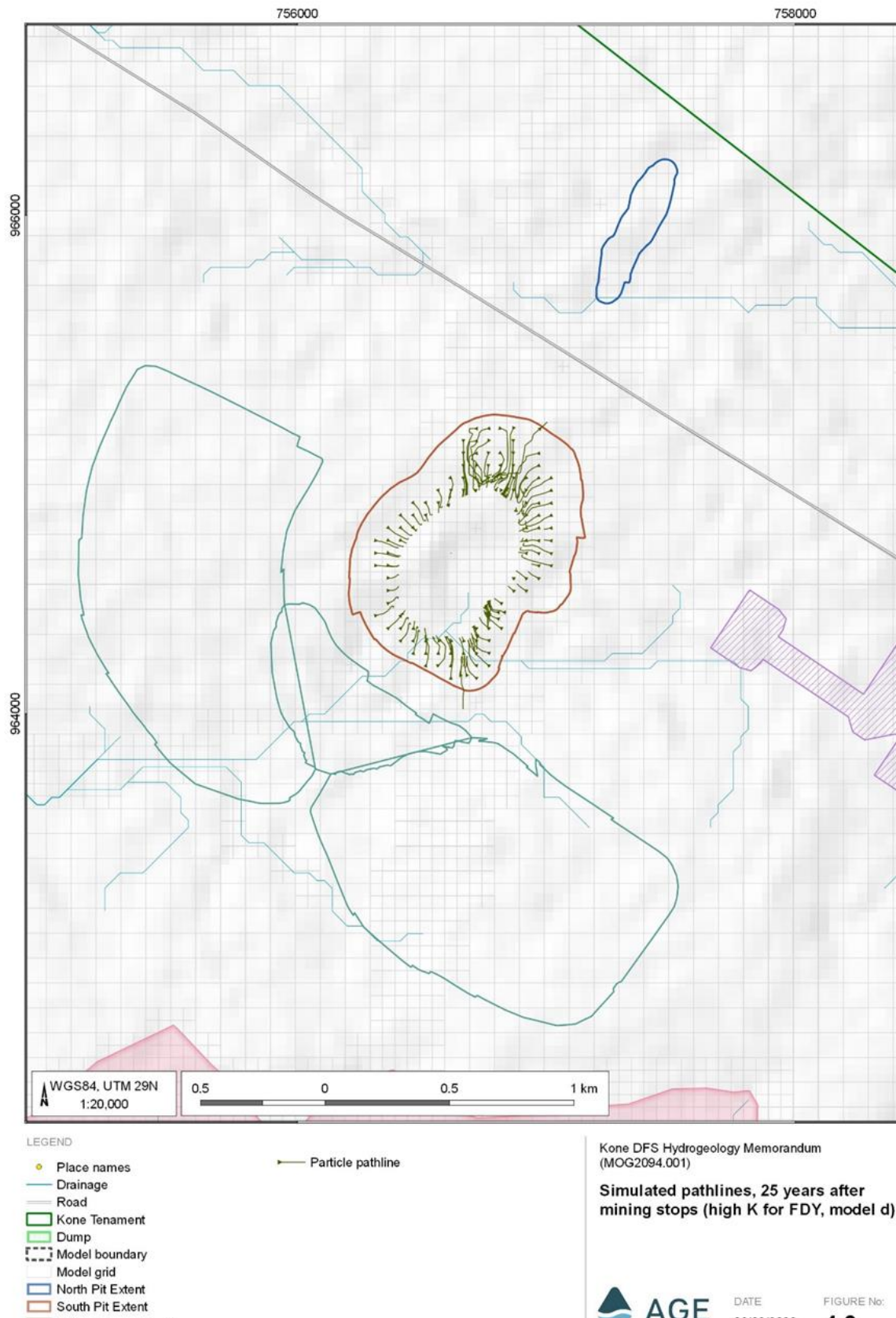
Au moment du dépôt dans la fosse, les résidus traités peuvent présenter des valeurs élevées de pH, de cuivre, de fer, de nitrate et de cyanure. Toutefois, la modélisation détaillée de l'environnement des eaux souterraines pendant la durée de vie de la mine et après sa fermeture, montre clairement qu'en raison de la dégradation naturelle et de la dilution avec les eaux superficielles et souterraines au moment où les eaux souterraines commencent à s'écouler depuis la zone de la fosse, les concentrations de cyanure seront réduites pour se situer dans les valeurs indicatives identifiées.

Un modèle géochimique a été mis au point afin de simuler la gamme probable des concentrations de cyanure qui resteront dans l'eau de la fosse après la fermeture de la mine. Les résultats du modèle ont ensuite été utilisés dans un modèle de mélange, afin de présenter un jeu de données faisant intervenir mélange et dilution par des sources naturelles. Ce modèle prédit une période de 35 jours pour l'oxydation de la quasi-totalité du cyanure. L'oxydation du cyanure par la lumière UV est une voie de dégradation importante.

La modélisation du mélange s'est effectuée en deux étapes. En premier lieu, les eaux de pluie et les eaux souterraines se mélangent selon les proportions volumétriques médianes, estimées par la modélisation du bilan hydrique et les concentrations médianes des solutés analysés dans l'eau souterraine. Ensuite, la combinaison eaux de pluie – eaux souterraines se mélange / réagit avec le volume médian d'« eau de rejet surnageante ». Le cyanure qui sera transporté se situera dans des limites acceptables pour l'environnement. Des travaux d'essai et de modélisation supplémentaires seront effectués afin de confirmer les concentrations des autres paramètres.

Les lignes d'écoulement générées par le modèle sur 25 ans, 35 ans et 100 ans sont représentées sur la Figure 18-18, la Figure 18-20 et la Figure 18-20. D'ici 35 ans, les premières particules devraient se déplacer en dehors des limites de la mine à ciel ouvert. D'ici 100 ans, l'écoulement préférentiel dans les dykes peut se matérialiser avec des lignes d'écoulement s'étendant dans une direction N-S. La Figure 18-22 montre la différence entre perméabilités moyennes et maximales estimées par les essais.

Figure 18-18 Lignes d'écoulement simulées : Année 25



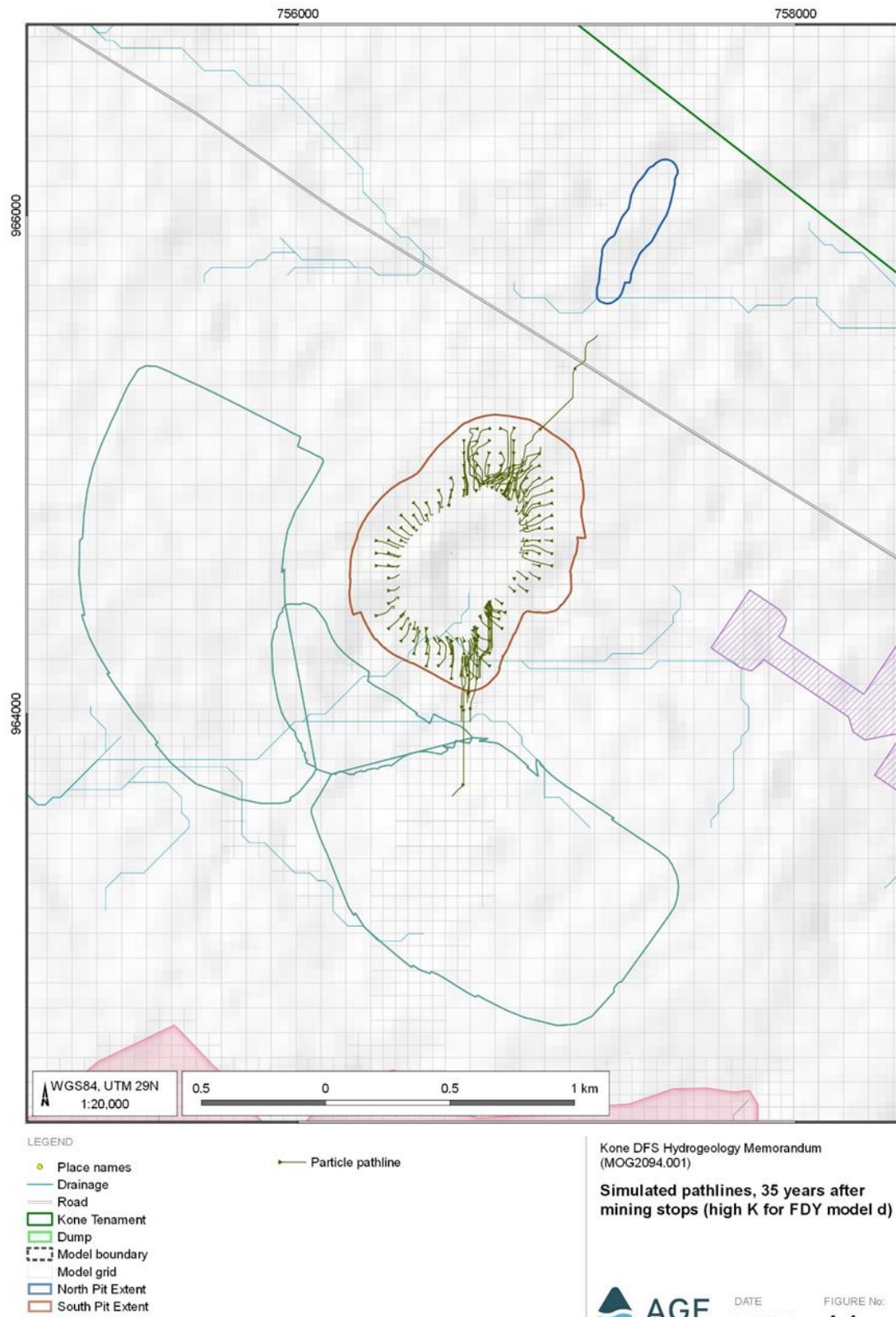
Source : AGE, 2022

Place names
Drainage
Road
Dump
Kone tenament
Model boundary
Model grid
North Pit extent
South Pit extent
Particle pathline

Noms de lieu
Drainage
Route
Verse
Concession de Koné
Limites par le modèle
Maillage du modèle
Étendue de la Fosse Nord
Étendue de la Fosse Sud
Trajet des particules

Lignes de trajet simulées 25 ans
après l'arrêt des activités minières
(K élevé modèle d années après
déchargement final - FDY)

Figure 18-19 Lignes d'écoulement simulées : Année 35



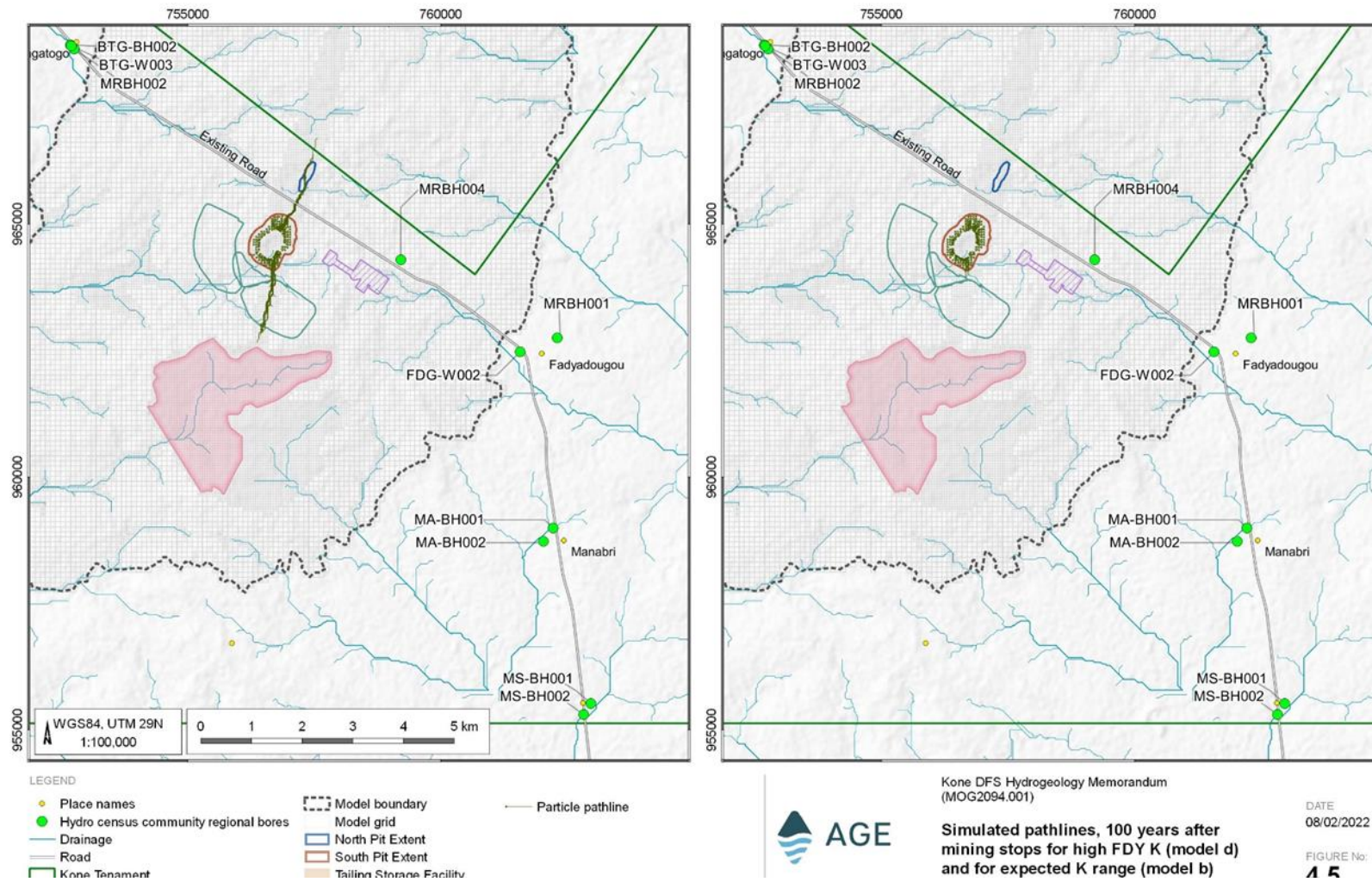
Source : AGE, 2022

Place names
Drainage
Road
Kone tenament
Dump
Model boundary
Model grid
North Pit extent
South Pit extent
Particle pathline

Noms de lieu
Drainage
Route
Concession de Koné
Verse
Limites par le modèle
Maillage du modèle
Étendue de la Fosse Nord
Étendue de la Fosse Sud
Trajet des particules

Lignes de trajet simulées 35 ans
après l'arrêt des activités minières
(K élevé modèle d années après
déchargement final - FDY)

Figure 18-20 Lignes d'écoulement simulées : Année 100
 [lignes de trajet simulées 100 ans après l'arrêt des activités pour K FDY élevé (modèle d) et pour gamme de K attendue (modèle b)]



Source : AGE, 2022

18.1.8 Évaluation environnementale

Le modèle numérique des eaux souterraines et les travaux réalisés n'ont pas permis d'identifier les impacts environnementaux potentiels sur les ressources en eaux souterraines identifiées (puits d'approvisionnement de la communauté) ou sur les écosystèmes dépendant des eaux souterraines, que ce soit en raison du rabattement de nappe par la mine ou du transport potentiel de tout constituant préoccupant par le biais des systèmes aquifères superficiels et profonds identifiés.

La Fosse Sud deviendra un lac de puits de mine en état stationnaire au bout d'environ 11 à 19 ans après la fin des opérations et se décantera pendant la saison des pluies.

L'eau de décantation sera capturée dans la WSF et il est peu probable qu'elle contienne des constituants chimiques au-dessus des directives de rejet de la Côte d'Ivoire. Des travaux supplémentaires sont en cours en vue de modéliser la gamme probable des concentrations en éléments chimiques.

18.1.9 Dénoyage des fosses minières

Le dénoyage de la fosse pour l'étude de faisabilité du Projet de Koné est proposé en deux étapes :

- avant l'exploitation, à l'aide de forages de dénoyage ciblant les zones à haut rendement décrites dans les récents résultats de forage afin d'assurer davantage de temps au drainage des unités géologiques moins perméables ;
- dénoyage opérationnel au moyen de méthodes de dénoyage conventionnelles.

Le matériau saprolitique présente une capacité de stockage d'eaux souterraines relativement élevée par rapport au socle rocheux sous-jacent non altéré qui présente des propriétés de drainage médiocres. Les niveaux régionaux de la nappe dans la saprolite sont soutenus par la recharge et l'infiltration saisonnière des eaux de surface.

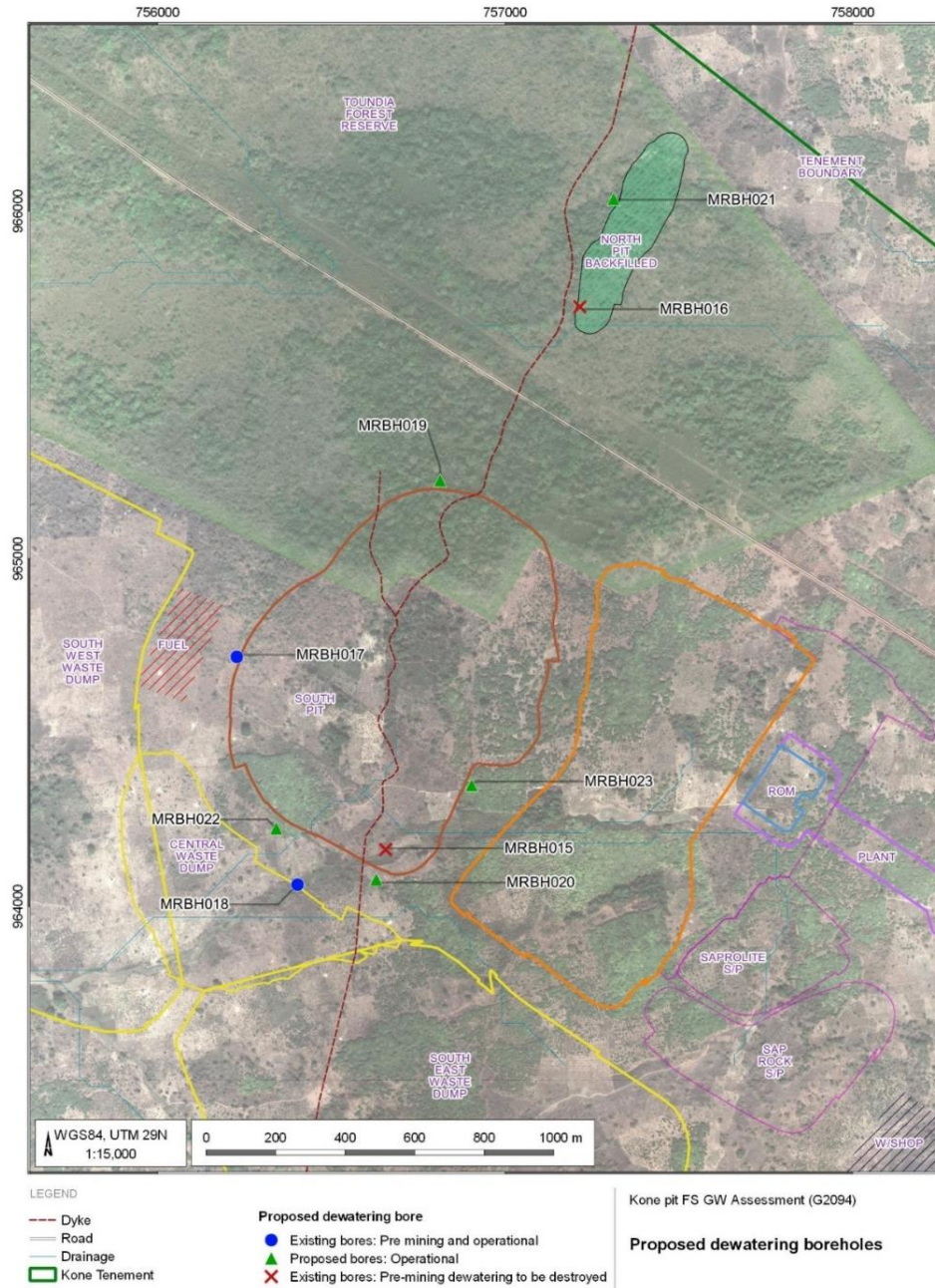
Quatre des forages d'essai du programme de 2020 et des forages hydrogéologiques récents fonctionneront comme des forages de dénoyage dans les six à douze mois précédant le début de l'exploitation minière. L'eau souterraine extraite devrait être évacuée et stockée dans la WSF pour servir à la construction de la mine. Environ 1 800 m³/jour seront pompés à partir de ces forages.

Cinq forages supplémentaires de dénoyage viendront s'ajouter et au total, sept (7) forages de dénoyage – Figure 18-21 – devraient être exploités pour extraire environ 1 700 m³/jour. L'eau peut être directement déversée dans la ligne de drainage sud qui est acheminée vers la WSF.

L'apport des eaux souterraines et le ruissellement des eaux de pluie dans la mine à ciel ouvert s'écouleront vers la partie la plus basse de la mine dans un puisard de collecte, dans la fosse d'où ils seront pompés vers la WSF. Il est recommandé que la capacité minimale de la pompe dans la fosse soit de ~8 000 m³/jour (250 m³/h).

Environ 70 à 80 % du dénoyage se feront à partir du puisard dans la fosse et 20 à 30 % à partir des forages de dénoyage externes.

Figure 18-21 Emplacements des forages de dénoyage

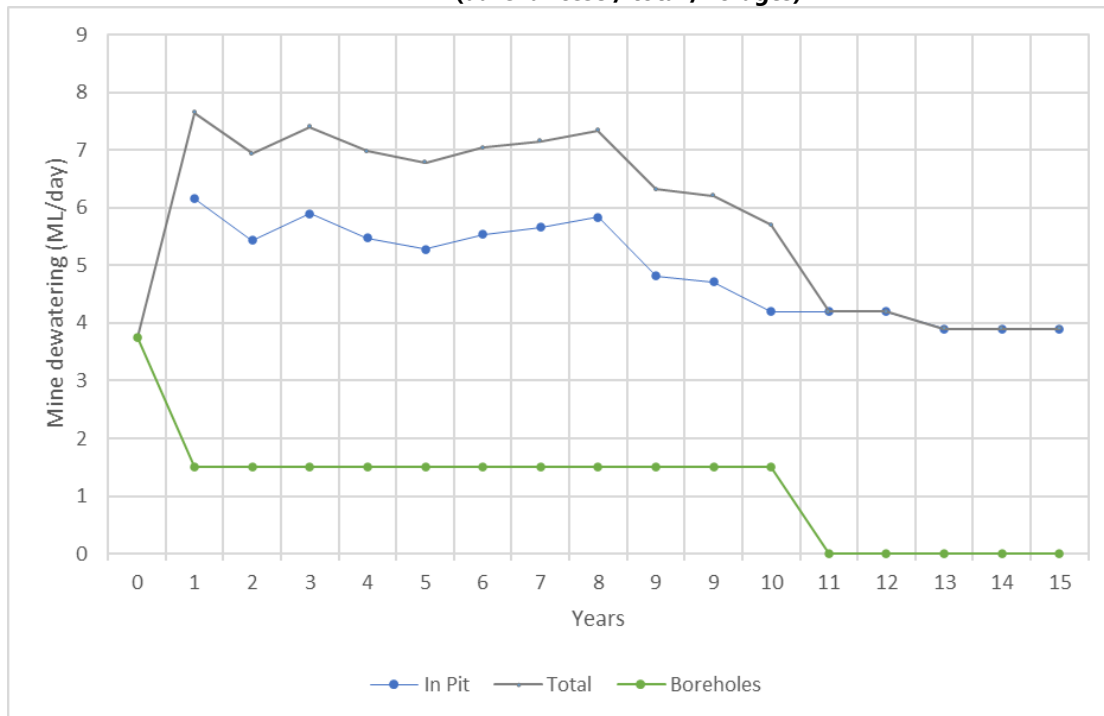


Source : AGE, novembre 2021

Dyke	Dyke	Proposed dewatering bore	Forage proposé pour dénoyage
Road	Route	Existing boresholes : pre-mining	Forages existants : pré-exploitation et opérationnel
Drainage	Drainage	Proposed bores : operational	Forages proposés : opérationnels
Kone Tenement	Concession de Koné	Existing boresholes : pre-mining	Forages existants : dénoyage pré-exploitation à détruire
		Proposed dewatering boreholes	Forages proposés pour dénoyage

Le total du dénoyage dans la fosse et hors-fosse est présenté à la Figure 18-22.

**Figure 18-22 Volumes de dénoyage (ML/jour)
 (dans la fosse / total / forages)**



Source : AGE, novembre 2021

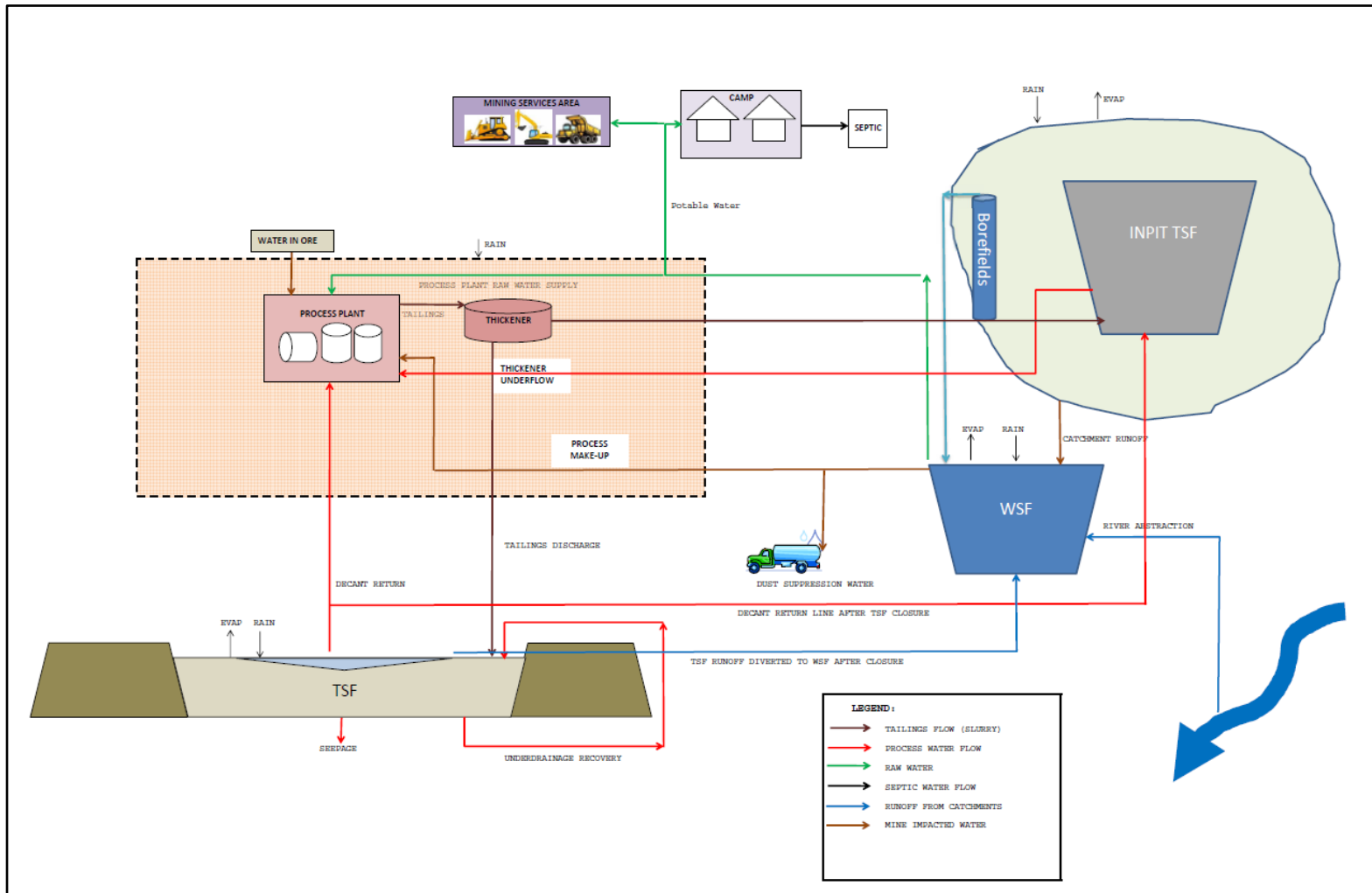
18.1.10 Modélisation du bilan hydrique

La demande en eau du Projet pour le traitement de la minéralisation, l'eau potable et le rabattement des poussières sera couverte par le recyclage, depuis l'installation de stockage de stériles, les prélèvements sur la rivière, le dénoyage des fosses, la collecte des eaux de ruissellement dans les zones perturbées par la mine ainsi qu'un champ de captage supplémentaire pour l'alimentation en eau potable. Un modèle préliminaire de bilan hydrique a été établi afin d'estimer les demandes en eau pour le Projet, d'évaluer la disponibilité en eau devant répondre à ces demandes et de dimensionner les divers composants du système de gestion des eaux.

Un modèle probabiliste détaillé de bilan hydrique a été établi afin d'estimer les demandes en eau pour le Projet, évaluer la disponibilité en eau devant répondre à ces demandes et dimensionner les divers composants du système de gestion des eaux. Le modèle de bilan hydrique a été exécuté en utilisant 38 années de données historiques sur les précipitations et le débit des rivières. Il a été exécuté en simulation de Monte-Carlo utilisant les paramètres calibrés du modèle australien de bilan hydrique (AWBM, « Australian Water Balance Model ») pour le débit des rivières et les données climatiques probabilistes avec 100 itérations pour chaque année d'exploitation.

Pour des raisons de clarté, seules les conditions moyennes sont présentées dans ce rapport. Toutefois, les résultats de la modélisation indiquent que l'eau disponible est suffisante pour répondre aux demandes du Projet. Le schéma de principe pour le modèle est représenté à la Figure 18-23.

Figure 18-23 Schéma du bilan hydrique

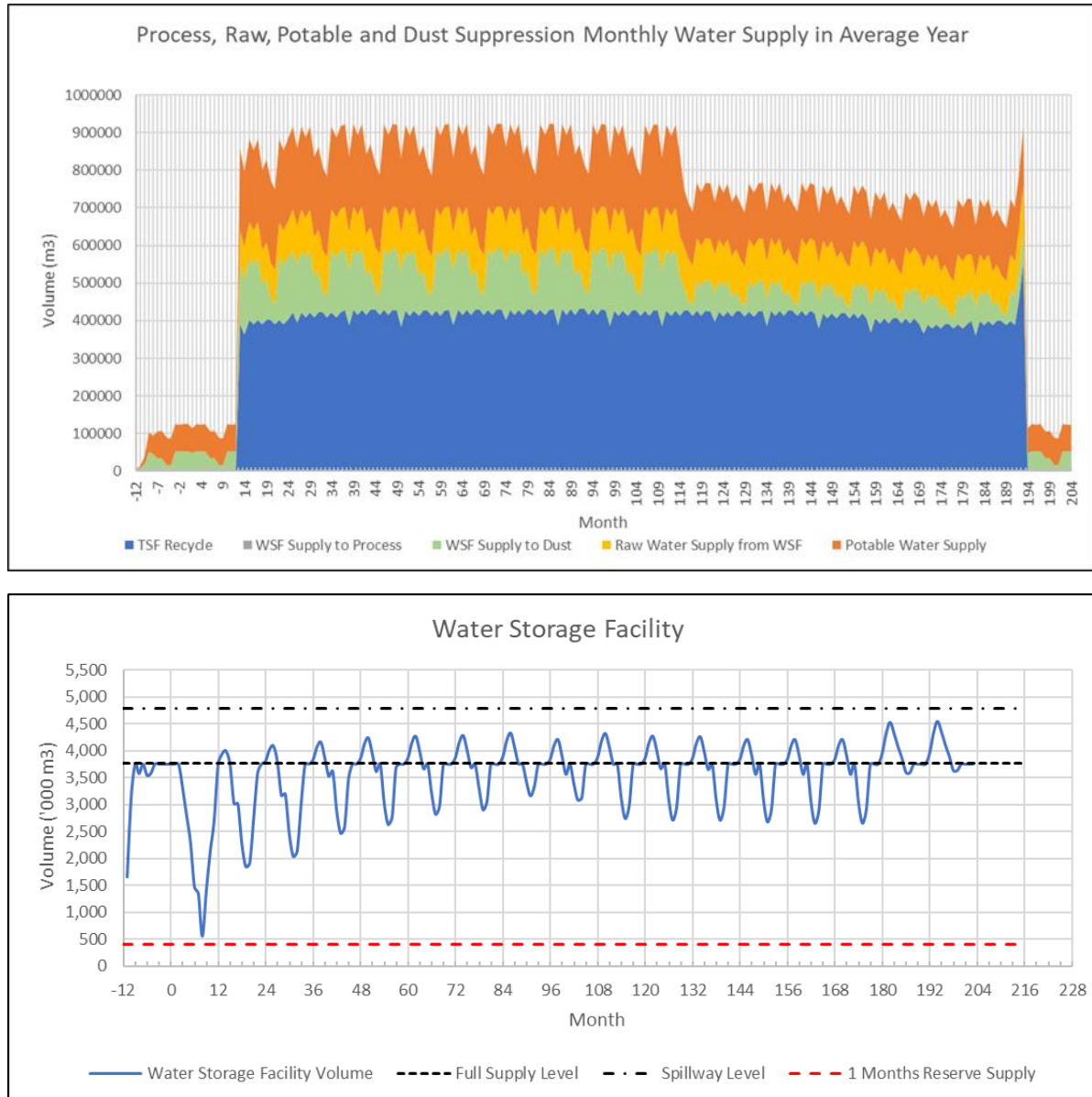


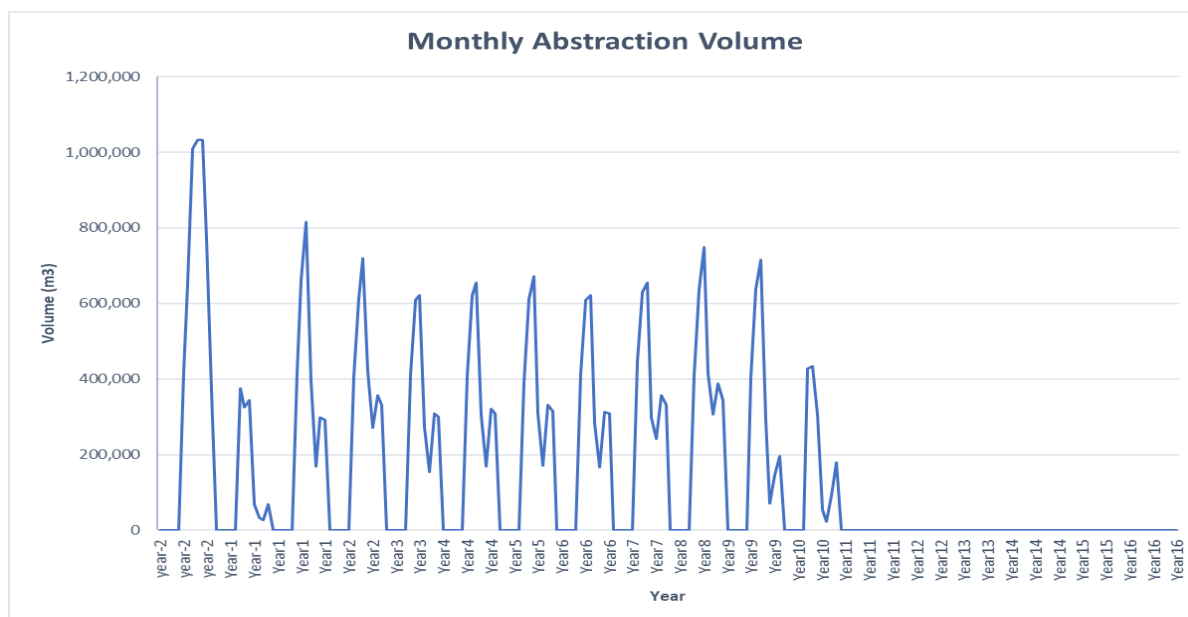
Source : KP, novembre 2021

Mine services area	Zone des services de la mine
Camp	Base-vie
Septic	Eaux usées domestiques
Rain	Pluie
Evap	Évaporation
Water in ore	Eau dans le minerai
Borefields	Champs de forages
Inpit TSF	Parc à résidus dans la fosse
Process plant raw water supply	Alimentation en eau brute de l'usine de procédé
Process plant	Usine de procédé (traitement)
Tailings	Résidus
Thickener	Épaississeur
Thickener underflow	Sousverse d'épaississeur
Process makeup	Appoint pour procédé
Catchment runoff	Ruissellement du bassin-versant
Decant return	Retour de décantation
Tailings discharge	Décharge de résidus
Dust suppression water	Eau de rabatement des poussières
WSF	Installation de stockage d'eau
River abstraction	Prélèvement dans la rivière
TSF	Parc à résidus
Seepage	Infiltrations
Decant return line after TSF closure	Conduite de retour de décantation après fermeture du TSF
TSF return diverted to WSF after closure	Retour depuis le TSF dévié vers le WSF après fermeture
Underdrainage recovery	Récupération du drainage souterrain
Legend	Légende
tailings flow (slurry)	écoulement résidus (pulpe)
process water flow	écoulement eau de procédé
raw water	eau brute
septic water flow	écoulement eaux usées domestiques
runoff from catchments	ruissellement depuis bassins-versants
mine impacted water	eau impactée par la mine

Le modèle indique une disponibilité en eau suffisante pour répondre à la demande du procédé, de l'eau potable et du rabatement des poussières dans des conditions moyennes ou extrêmement sèches, sachant néanmoins que les premières années d'exploitation sont les plus critiques en ce qui concerne l'approvisionnement et la demande en eau. Celles-ci peuvent être satisfaites par le système proposé pour l'approvisionnement. Les résultats du bilan hydrique dans des conditions moyennes sont résumés à la Figure 18-24.

Figure 18-24 Résultats du bilan hydrique (conditions moyennes)





Source : KP, novembre 2021

Process, raw, potable and dust suppression monthly water supply in average year

Volume (m3) / Month

TSF recycle

WSF supply to process

WSF supply to dust

Raw water supply from WSF

Potable water supply

Water storage facility

Volume ('000 m3) / Month

Water storage facility volume

Full supply level

Spillway level

1 month reserve supply

Monthly abstraction volume

Volume (m3) / Year

Approvisionnement en eau de procédé, eau brute, eau potable et rabatement des poussières en année moyenne

Volume (m³) / Mois

Recyclage parc à résidus

Approvisionnement par WSF au procédé

Approvisionnement par WSF au rabatement des poussières

Approvisionnement en eau brute depuis WSF

Approvisionnement en eau potable

Installation de stockage d'eau (WSF)

Volume (1000 m³) / Mois

Volume de l'installation de stockage d'eau

Niveau plein de l'approvisionnement

Niveau du déversoir

1 mois de réserve d'alimentation

Volume mensuel de prélèvement

Volume (m³) / Année

Le Tableau 18-3 présente les projections d'approvisionnement et de demande en eau dans des conditions de précipitations moyennes.

Tableau 18-3 Approvisionnement et demande en eau à Koné dans des conditions de précipitations moyennes

Water Demand from WSF						Water Supply to WSF							TSF Water Supply and Demand			
Result:	Evaporation	Seepage	Potable Water Demand	Dust Demand	Process RawWater Demand	Runoff and Rainfall	Marahoue River Abstraction	TSF Closure Pumped to WSF	Pit Runoff	Borefields	Shortfall	Spillway	Process Water Demand	Process Water Supply from TSF	Process Water Supply from Inpit	Process Shrtfall from WSF
Unit:	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3	Mm3
Yr-2	0.54	0.18	0.63	0.39	0.00	1.52	5.74	0.00	0.27	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Yr-1	1.54	0.43	0.85	0.53	0.00	1.51	1.00	0.00	0.35	0.82	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Yr1	1.44	0.40	2.58	1.60	1.12	1.51	2.87	0.00	0.35	2.08	0.00	0.00	4.73	4.73	0.00	0.00
Yr2	1.43	0.40	2.59	1.61	1.30	1.51	2.94	0.00	0.35	2.54	0.00	0.00	5.00	5.00	0.00	0.00
Yr3	1.44	0.40	2.59	1.60	1.30	1.44	2.49	0.00	0.71	2.70	0.00	0.00	5.05	5.05	0.00	0.00
Yr4	1.44	0.40	2.59	1.60	1.31	1.44	2.63	0.00	0.71	2.55	0.00	0.00	5.02	5.02	0.00	0.00
Yr5	1.43	0.40	2.59	1.60	1.30	1.44	2.70	0.00	0.71	2.48	0.00	0.00	5.05	5.05	0.00	0.00
Yr6	1.44	0.40	2.59	1.61	1.30	1.45	2.63	0.00	0.71	2.57	0.00	0.00	5.06	5.06	0.00	0.00
Yr7	1.43	0.40	2.59	1.60	1.30	1.44	2.97	0.00	0.30	2.61	0.00	0.00	5.07	5.07	0.00	0.00
Yr8	1.43	0.40	2.59	1.60	1.30	1.44	3.21	0.00	0.16	2.49	0.00	0.00	5.03	5.03	0.00	0.00
Yr9	1.42	0.40	2.16	1.26	1.30	1.44	2.66	0.00	0.16	2.27	0.00	0.00	5.03	2.54	2.50	0.00
Yr10	1.48	0.41	1.74	0.80	1.30	1.45	2.04	0.00	0.16	2.09	0.00	0.00	5.02	0.00	5.02	0.00
Yr11	1.60	0.45	1.73	0.80	1.30	1.44	0.00	6.59	0.16	2.08	0.00	3.22	5.03	0.00	5.03	0.00
Yr12	1.73	0.48	1.73	0.80	1.30	1.44	0.00	6.64	0.16	2.08	0.00	4.28	4.95	0.00	4.95	0.00
Yr13	1.73	0.48	1.73	0.80	1.26	1.44	0.00	6.63	0.16	1.97	0.00	4.22	4.78	0.00	4.78	0.00
Yr14	1.73	0.48	1.74	0.80	1.22	1.45	0.00	6.63	0.16	1.98	0.00	4.23	4.62	0.00	4.62	0.00
Yr15	1.73	0.48	1.73	0.80	1.12	1.44	0.00	6.62	0.16	1.97	0.00	4.31	4.77	0.00	4.77	0.00
Yr16	1.76	0.49	0.93	0.56	0.13	1.44	0.00	6.60	0.16	1.97	0.00	6.02	0.56	0.00	0.56	0.00

Résultat	Évaporation	Infiltration	Demande eau potable	Demande poussière	Demande eau brute procédé	Ruissellement et précipitations	Prélèvement rivière Marahoué	Fermeture TSF pompage dans WSF	Ruissellem. dans fosse	Champs de forage	Insuffis.	Déversoir	Demande eau de procédé	Approv. eau procédé depuis TSF	Approv. eau procédé depuis fosse	Insuffisance procédé depuis WSF
Demande en eau à la WSF						Approvisionnement en eau vers la WSF						Approvisionnement et demande en eau par TSF				

18.1.11 Installation de stockage d'eau

Une installation de stockage d'eau (WSF, « water storage facility ») sera construite en aval de l'exploitation minière et de la zone de traitement pour constituer la principale installation du stockage de l'eau et du barrage de contrôle des sédiments. Cette installation aura une capacité de 7,2 Mm³ (jusqu'au fil d'eau du déversoir) pour une superficie de bassin de 158 ha. L'endiguement du bassin d'eau brute sera d'une hauteur maximale de 15 m et aura une longueur de 660 m. Un déversoir sera assuré afin d'assurer une évacuation sûre des excès d'eau de l'installation. L'eau sera récupérée depuis l'installation grâce à une pompe montée sur ponton flottant. L'évaluation de la stabilité indique que l'endiguement de la WSF répond aux exigences minimales des facteurs de sécurité (FOS) recommandés par ANCOLD 2019 (Commission nationale de l'Australie sur les grands barrages) dans des conditions de charge non drainées, drainées et post-sismiques.

18.1.12 Installation de récupération de l'eau / captage de la rivière

L'installation de captage de la rivière sera construite à côté de la rivière Marahoué dans un emplacement situé approximativement à 26 km à l'est de la WSF. L'installation comprendra un puisard pour le captage et la récupération de l'eau. L'eau sera reprise à partir de l'installation grâce à une pompe montée sur ponton flottant. Un alignement de canalisation a été désigné entre le captage sur la rivière et la WSF, accompagné d'une route d'accès située à côté de la conduite pour permettre les opérations d'inspection et de maintenance.

18.2 Alimentation électrique

On estime que la puissance absorbée pour le Projet de Koné sera :

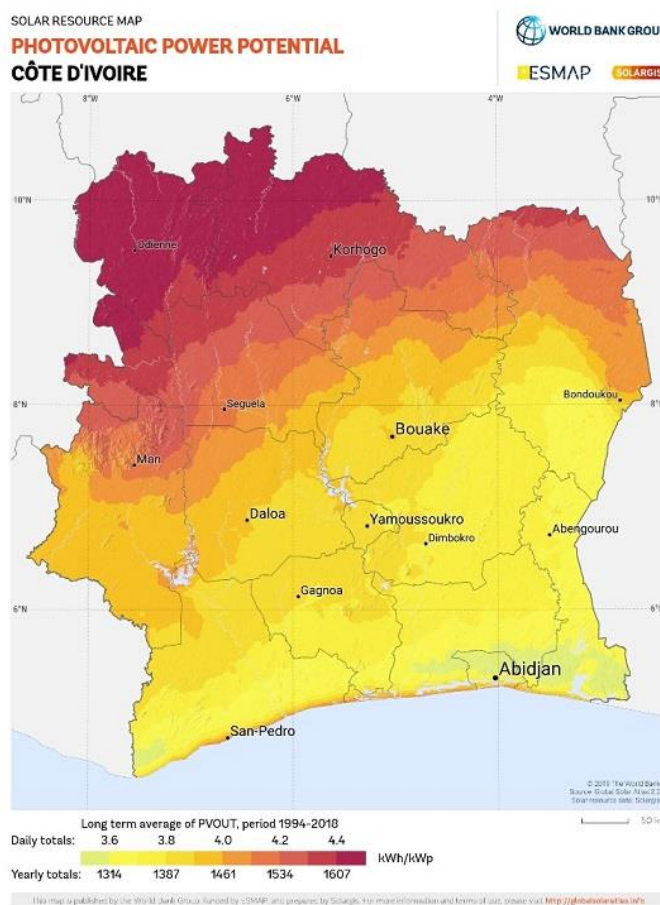
- Puissance raccordée 65,3 MW
- Demande maximum 44,8 MW
- Demande moyenne annuelle de 37,0 MW (à un facteur de puissance de sortie utile de 0,95)
- Consommation d'énergie de 303 GWh/an
- Prix de livraison du GNL 11,2 \$/GJ

La centrale thermique sera complétée par une capacité de production d'énergie photovoltaïque (PV) et un système de stockage d'énergie par batterie (BESS) qui stabilisera (filtrera) l'énergie produite par la centrale (et la charge de l'équipement de production d'énergie thermique) et empêchera les baisses soudaines de capacité de production d'énergie résultant des fluctuations de la production du système PV. La ferme solaire produira 22,7 MW de PV couplés à 8,8 MW de BESS.

Une comparaison des coûts d'investissement et des coûts d'exploitation estimés pour une option hybride GNL/solaire/BESS a été réalisée par ECG sur la base de propositions de fournisseurs d'électricité ouest-africains, consignées dans leur rapport « KON-G-RP-0002-0 - Power Supply Options Review » (Revue des options d'alimentation électrique).

La performance de la centrale hybride solaire a été analysée sur la base de l'éclairement énergétique fourni par les données météorologiques de surface de la NASA pour le site de la mine d'or de Koné – Figure 18-25.

Figure 18-25 Carte de l'éclairement énergétique solaire en Côte d'Ivoire



Photovoltaic power potential

Potentiel photovoltaïque en Côte d'Ivoire (Groupe Banque Mondiale)

Long term average of PVOUT, period 1994-2018

Moyenne à long terme de production photovoltaïque (PVOUT) sur la période 1994–2018

Daily totals

Totaux journaliers

Yearly total

Totaux annuels

L'opération et la maintenance permanentes de l'équipement relèveront de la responsabilité du fournisseur d'électricité qui garantit une alimentation électrique à un coût standardisé par kWh aux points d'alimentation en sortie pendant les 5 années de durée de vie du contrat. Ceci comprend :

- exploitation et maintenance de la centrale électrique et de la centrale solaire, y compris respect de tous les indicateurs clés de performance : garantie de rendement en carburant, en gaz et en énergie solaire ;
- ordonnancement et exécution de la maintenance périodique du bien et de l'équipement dans leur ensemble, en conformité avec les recommandations du fabricant ;
- révisions des moteurs conformément aux recommandations du fabricant ;

- approvisionnement et disponibilité assurée sur le site des pièces détachées nécessaires à la maintenance de la centrale électrique et de l'unité solaire ;
- confinement et manutention des huiles usagées (incinérateur ou autre) ;
- mise à disposition et maintien en permanence sur le site d'un minimum de deux — ou plus — opérateurs qualifiés et techniciens de maintenance.

Après la finalisation des paiements en capital au cours de l'Année 6, l'exploitation du système d'alimentation électrique sera assurée par KGP.

L'approvisionnement en GNL se fera auprès de Prestea GCP à Prestea au Ghana. Le gaz d'alimentation de Prestea GCP provient des champs de puits de gaz naturel au Ghana par l'intermédiaire d'une infrastructure de pipelines du Ghana et provenant des sources de gaz domestique des champs de gaz Jubilee, TEN et Sankofa. Le GNL sera ensuite acheminé par camions de transport routier en vrac (BRV, « bulk road vehicles ») jusqu'à Koné pour la production d'électricité.

Le GNL à Prestea peut être acheminé de façon rapide et efficace à l'aide de camions-citernes GNL spécialisés de 23,67 MT (exigences typiques de capacité industrielle pour camions-citernes GNL) par route et couvrant une distance totale de 725 km. Sept camions par jour, au minimum, seront nécessaires pour répondre à la consommation journalière de combustible. Des installations de stockage de GNL seront installées à la fois sur le site de Koné et sur le site de Prestea GCP pour servir de tampon à la chaîne d'approvisionnement en GNL et minimiser le risque de pénurie de gaz pour la centrale électrique de Koné.

Le coût du GNL livré au site de Koné comprend le coût de l'approvisionnement en gaz au Ghana, ainsi que les coûts de liquéfaction, de stockage et de transport. Le coût de l'approvisionnement en gaz au Ghana est estimé à 6,70 \$/MMBtu, avec un coût total livré au site de 11,20 \$/MMBtu.

Une centrale électrique hybride GNL / solaire / BESS a été retenue comme étant la solution préférée pour l'alimentation électrique du Projet d'or de Koné (KGP). Cette option sélectionnée a un prix d'exploitation unitaire de 0,0998 \$/kWh avec des paiements de capital de soutien de 100 M\$ (paiements contractuels sur 5 ans) et des frais de transfert de capital estimés à 38 M\$ à la fin de la durée du contrat.

18.3 Conception du parc à résidus

La conception du parc à résidus (TSF) s'est effectuée conformément aux normes internationales afin de procurer une installation permettant de contenir les résidus en toute sécurité et de réduire leurs effets potentiels sur l'environnement sous forme de poussières, d'infiltrations ou de ruissellements depuis la surface des résidus, pendant l'exploitation et après la fermeture. Des dispositions ont été prises pour tenir compte des effets d'événements sismiques et de précipitations maximales probables pendant l'exploitation et après la fermeture. Pour étayer la conception et améliorer la sécurité de l'installation, une analyse d'infiltration et une analyse de stabilité ont été effectuées sur les endiguements. Un modèle de bilan hydrique a été préparé pour déterminer les volumes d'eau retenus dans le TSF et les volumes de recyclage disponibles vers l'usine. Si elle est construite et exploitée conformément aux principes et aux concepts de conception décrits dans le présent document, cette installation contiendra les résidus générés par le Projet et les effets sur l'environnement se situeront dans les limites acceptables définies par les normes internationales.

Le dispositif de gestion des résidus comprend un parc à résidu (TSF) confiné par un endiguement en travers du vallon et un dépôt dans la fosse, lorsque l'exploitation de la Fosse Sud sera terminée. Le TSF sera construit initialement pour stocker les résidus et sera surélevé chaque année jusqu'à ce que l'exploitation de la Fosse Sud soit terminée (au bout de 8,5 ans). Les résidus seront alors déchargés dans la Fosse Sud pendant les 6,5 dernières années du traitement, et le TSF sera fermé et réhabilité après le transfert de ces déversements dans la fosse.

18.3.1 Capacité durant la LOM

Le TSF a été conçu pour une capacité de stockage de résidus d'environ 92,5 Mt qui seront générés par l'usine de traitement sur une période de 8,5 ans, à un taux d'environ 11 Mtpa après la période initiale de montée en puissance.

La Fosse Sud stockera environ 68,5 Mt et sera utilisée de l'Année 8,5 jusqu'à la fin de l'Année 15.

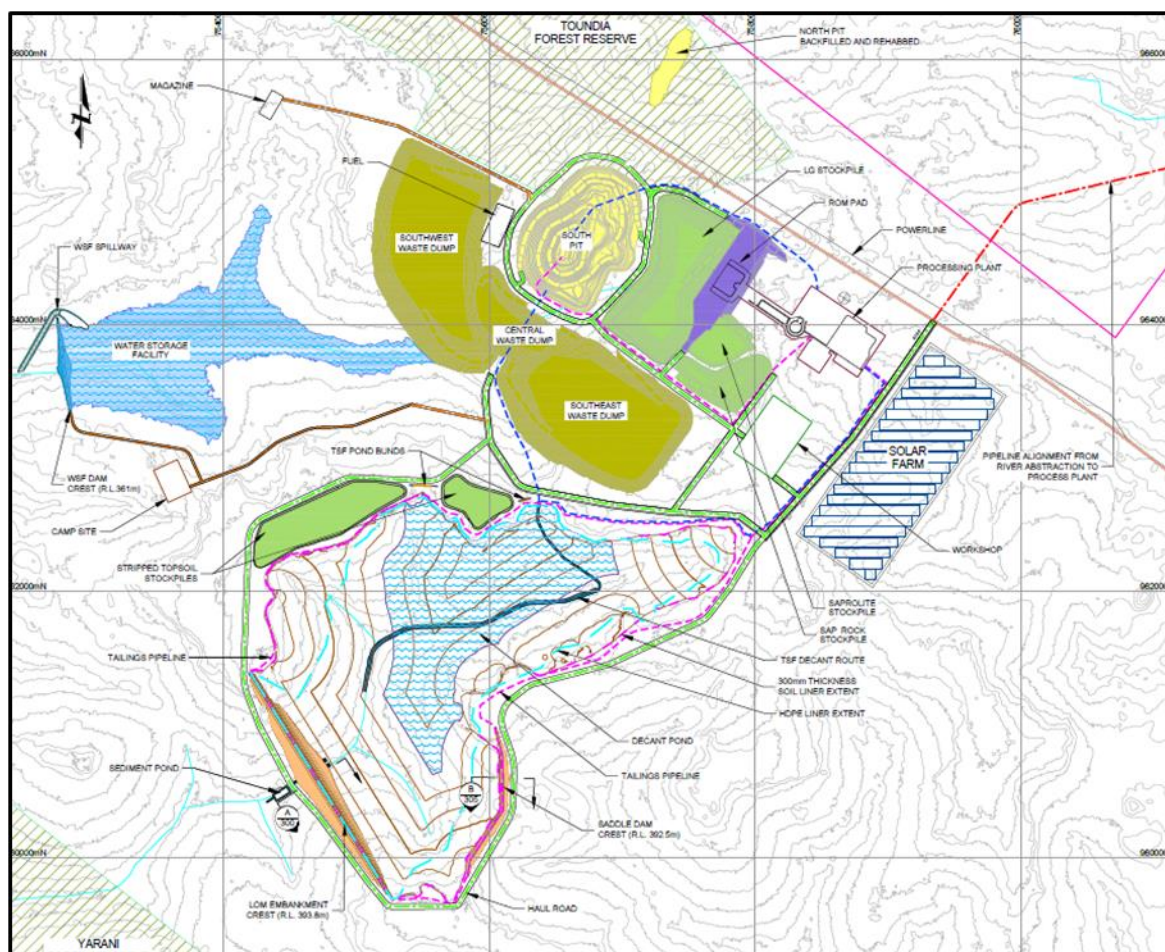
Le parc à résidus comporte une cellule confinée par un endiguement de retenue en travers du vallon et une digue de col en forme de selle (« saddle dam »). Un remblai pour l'endiguement principal sera construit dans un premier temps. La digue de col le sera plus tard, au cours de la durée de vie de la mine, afin d'assurer une capacité suffisante pour la première étape de la gestion des résidus.

La géométrie du vallon offre un stockage efficace des résidus avec des points de dépôt nécessaires le long de l'endiguement principal, de la digue de col et, par la suite, des lignes de crête à l'est. Cela permet de faire migrer le bassin vers le nord-est en l'éloignant de l'endiguement et vers l'emplacement du déversoir en vue de la fermeture.

La hauteur maximale de l'endiguement sera de 41 m, et la hauteur maximale de la digue de col sera de 12,5 m. À pleine capacité, la plage de résidus couvrira une superficie d'environ 522 ha.

La disposition générale des endiguements pendant la LOM est représentée à la Figure 18-26.

Figure 18-26 Disposition générale du parc à résidus



18.3.2 Caractéristiques physiques des résidus

La mise à l'essai a porté sur environ 63 %, 58 % et 36 % de solides p/p pour les résidus de Frais, de Transition et d'Oxyde, correspondant à l'objectif de conception de l'exploitation.

Les essais indiquent que la libération de surnageant de l'échantillon de Frais, ne demandant que quelques heures, est la plus rapide. La libération du surnageant des échantillons de Transition et d'Oxyde est comparativement plus lente, prenant environ deux jours et une semaine respectivement.

On s'attend à ce que la libération du surnageant soit de l'ordre de 16 % à 28 % de l'eau contenue dans la pulpe pour les résidus de Frais, de 14 % à 33 % pour les résidus de Transition, et de 22 % à 32 % pour les résidus d'Oxyde : ceci ne tient pas compte des précipitations et de l'évaporation, mais incorpore la perte d'eau pour re-saturation des couches inférieures de résidus en exploitation.

La libération du drainage souterrain est relativement rapide pour l'échantillon de Frais, prenant moins d'un jour. En comparaison, il faut respectivement deux jours et une semaine pour obtenir la libération du drainage souterrain avec les échantillons de Transition et d'Oxyde. Le drainage souterrain pourrait représenter jusqu'à 20 % de l'eau contenue dans la pulpe, mais on peut s'attendre à un taux de récupération compris entre 5 % et 10 % en fonction de la disposition de la collecte du drainage souterrain et du traitement du bassin.

Les résultats des essais indiquent peu d'amélioration de la densité sèche obtenue par séchage à l'air par rapport aux essais de sédimentation pour l'échantillon de Frais, une amélioration modérée pour l'échantillon de Transition et une amélioration significative pour l'échantillon d'Oxyde.

Cela suggère qu'une plage de résidus exposée est globalement bénéfique pour la densité sèche des résidus de Transition et d'Oxyde : c'est ce que l'on devrait cibler. Avec un drainage souterrain et un séchage à l'air appropriés de la pulpe de résidus, on s'attend à avoir dans l'installation des densités sédimentées d'environ 1,00 t/m³ pour les résidus d'Oxyde, 1,30 t/m³ pour les résidus de Transition et 1,30 t/m³ pour les résidus de Frais.

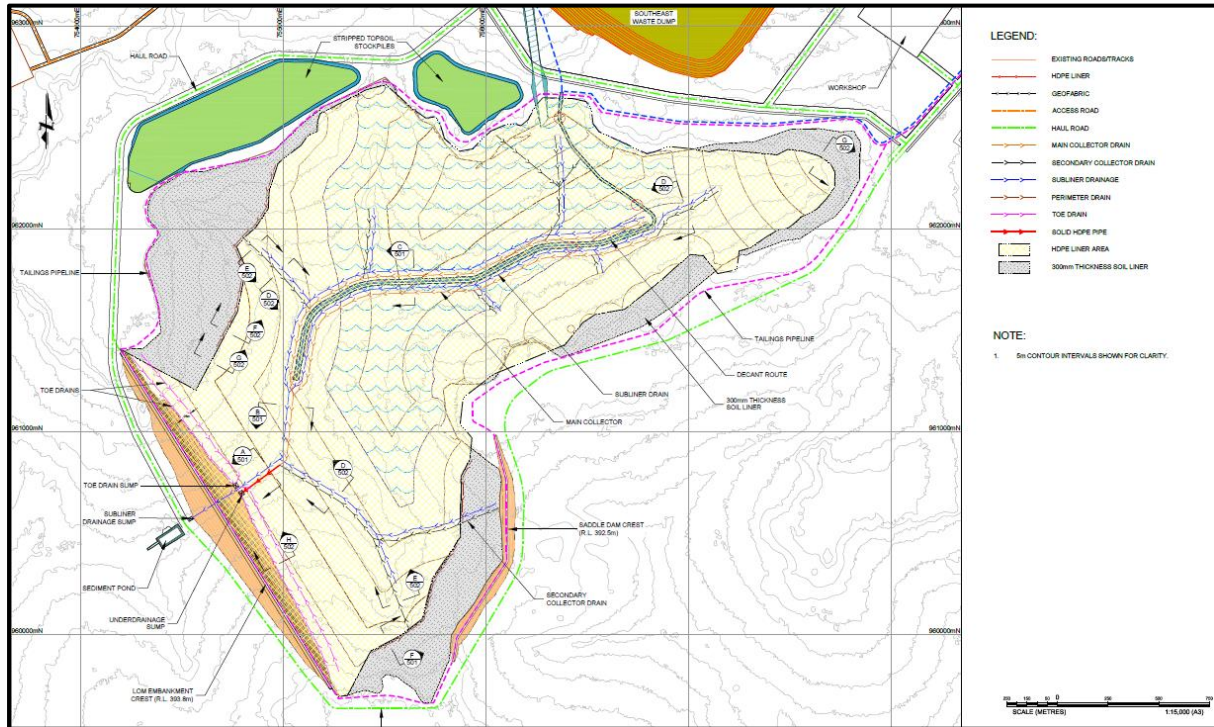
18.3.3 Caractéristiques géochimiques des résidus

Le surnageant extrait des pulpes de résidus a été analysé afin d'évaluer la qualité de l'eau que l'on pourrait rencontrer dans l'installation au cours des opérations. La concentration totale en cyanure provenant des essais en laboratoire varie de 275 à 562 mg/l. Dans le cadre toutefois d'un fonctionnement normal, les hauteurs de cyanure seront gérées de manière à obtenir des concentrations estimées à 130 mg/l. La conception de la gestion des résidus intègre les mesures suivantes pour le contrôle des infiltrations :

- profilage in situ des sols à grain fin et recouvrement de toutes les zones de bassin où des sols granulaires à haute perméabilité sont rencontrés ;
- mise en place d'un revêtement en PEHD sur l'étendue normale du bassin d'exploitation et d'un revêtement en sol compacté ailleurs ;
- construction d'un système de collecte des eaux de drainage souterrain au-dessus du revêtement pour réduire la charge hydraulique agissant sur le revêtement ;
- construction d'un système de récupération des infiltrations sous le revêtement ;
- mise en place d'une zone de faible perméabilité large de 6 m sur le talus amont des deux endiguements de confinement ;
- mise en place d'un revêtement en PEHD sur le talus amont des deux digues de confinement (digue principale et digue de col).

La Figure 18-27 représente les systèmes proposés pour le drainage partiel du revêtement de base, le drainage au-dessus du revêtement et le drainage sous revêtement.

Figure 18-27 Système de revêtement et de drainage au parc à résidus



18.3.4 Catégorie de conséquence d'une rupture de barrage et de déversement environnemental

Trois scénarios ont été envisagés dans une évaluation d'effondrement de barrage, afin de modéliser la rupture de l'endiguement principal, de la digue de col et de la retenue d'eau. L'évaluation des ruptures dans chaque scénario a été réalisée. Les ruptures d'endiguement ont été modélisées lorsque le TSF et la WSF sont à leur hauteur et capacité ultimes, lorsque le débit volumétrique potentiel est le plus important et que la zone d'inondation est la plus grande. Ceci est considéré comme étant le cas critique pour cette évaluation. Conformément aux directives d'ANCOLD (2019), les évaluations de catégorie de conséquence pour les installations de stockage des résidus et les installations de stockage de l'eau ont été effectuées, afin d'évaluer la population à risque (PAR) en cas de défaillance de ces installations, ceci afin de définir les catégories de conséquence d'une rupture de digue. Les résultats des catégories de conséquence d'une rupture de digue sont résumés dans **Error! Reference source not found.** le Tableau 18-4

Table 18-4 Résumé de l'évaluation de catégorie de conséquence

Description	Catégorie de conséquence ANCOLD
Catégorie de conséquence : rupture du barrage : endiguement principal	Extrême
Catégorie de conséquence : rupture du barrage : digue de col	Extrême
Catégorie de conséquence : déversement environnemental : TSF	Extrême
Catégorie de conséquence : rupture du barrage : installation de stockage d'eau	Élevée B

18.3.5 Configuration des endiguements

L'endiguement du TSF aura une longueur approximative de 2 km au stade final. Il est orienté nord-ouest— sud-est sur un rétrécissement naturel d'un vallon. Le confinement du reste de l'installation sera assuré par un barrage de col (environ 1,2 km de long) et par le terrain naturel. Le bassin versant de l'ouvrage est de 716 ha.

Des techniques de construction en aval seront utilisées pour tous les stades de l'endiguement. L'endiguement sera revêtu de PEHD. Il comprendra une zone de faible perméabilité en amont, large de 6 m (Zone A), une zone transitionnelle large de 1,5 m (Zone B) et une zone structurale en aval (Zone C).

La Figure 18-28 et la Figure 18-29 présentent les détails typiques de l'endiguement du TSF et de la digue de col.

Figure 18-28 Endiguement principal : section type

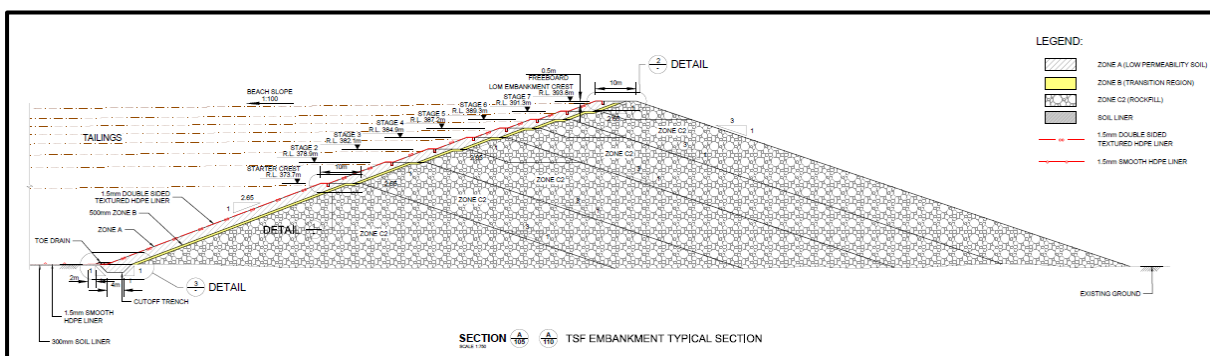
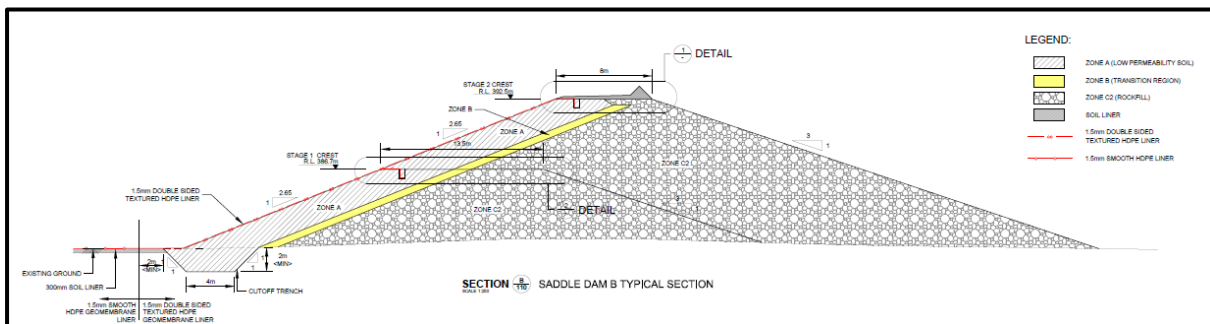


Figure 18-29 Digue de col : section type



18.3.6 Construction de l'endiguement

La construction de l'endiguement sera échelonnée au fil de la LOM dans le but de différer les coûts d'investissement et de maintien du capital entrant dans la construction de l'endiguement. Le modèle de bilan hydrique a indiqué que dans des conditions climatiques moyennes le bassin de surnageant sera situé sous le niveau des résidus à l'endiguement pendant la durée de vie de la mine. Ainsi, on a considéré seulement 0,5 m de franc-bord opérationnel pour définir les niveaux relatifs (RL) de la crête du remblai.

L'endiguement sera construit avec un remblai au départ haut de 21 m et il sera surélevé annuellement en 7 étapes.

18.3.7 Analyse géotechnique

Une analyse géotechnique de l'installation a été réalisée afin d'évaluer la stabilité et les taux d'infiltration des remblais du TSF et de la digue de col. L'évaluation de la stabilité indique que le TSF et la digue de col répondent aux exigences minimales des facteurs de sécurité recommandés par ANCOLD 2019 dans des conditions de charge non drainées, drainées et post-sismiques.

L'analyse des infiltrations transitoires de l'installation indique que l'endiguement sera entièrement drainé avec un taux d'infiltration provenant du bassin de l'installation d'environ 1,4 m³/ha/jour au stade final de l'exploitation.

Une évaluation des déformations d'un degré élevé indique que l'affaissement maximum de la crête de l'endiguement est inférieur au franc-bord conçu à 0,5 m. Il est par conséquent peu probable que le séisme type maximum (MDE, « maximum design earthquake ») entraîne une perte de confinement.

18.3.8 Dépôt des résidus

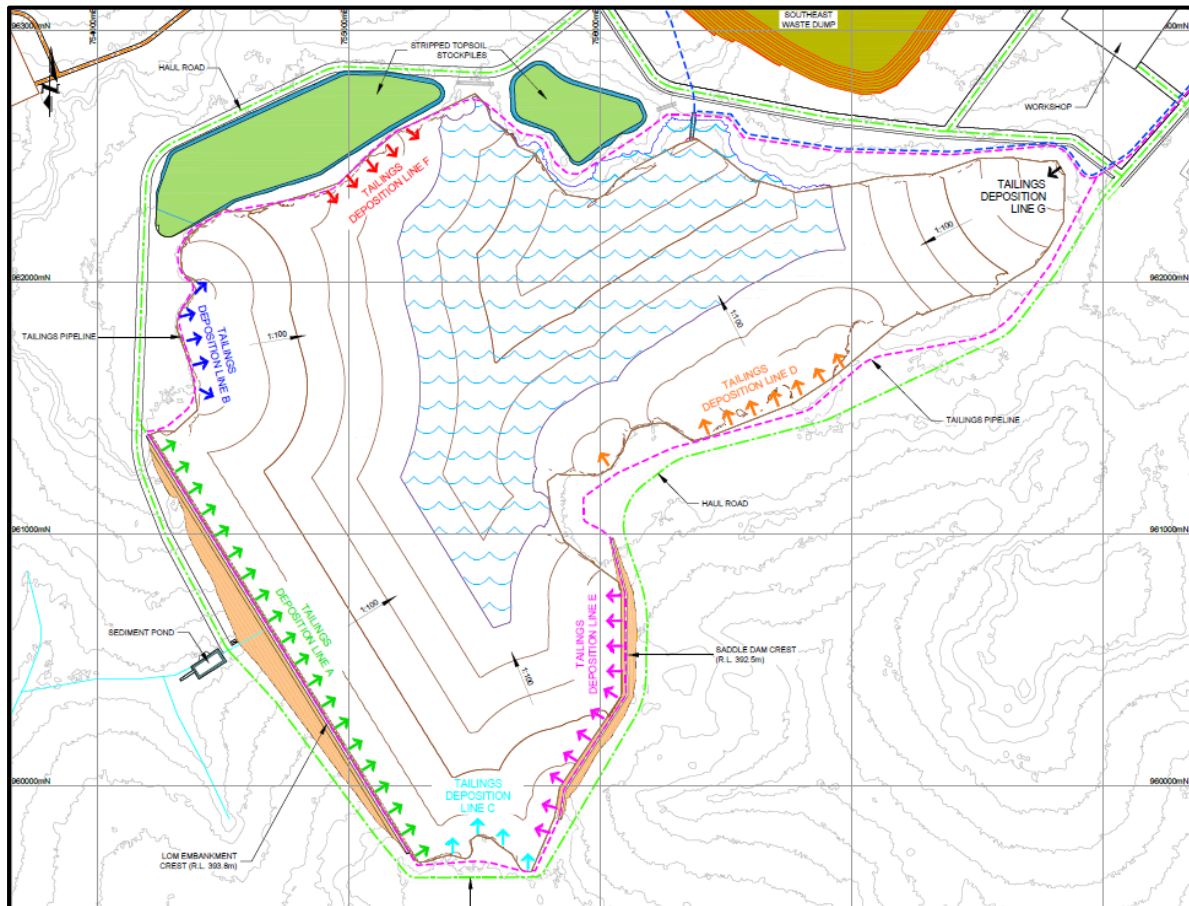
Les résidus seront déposés de manière subaérienne, le bassin de surnageant étant situé à l'écart de l'endiguement. L'eau sera récupérée à partir du bassin de surnageant par une pompe aspirante dont l'admission flottante sera située dans un canal creusé en bordure d'une voie d'accès sur digue.

Le dépôt subaérien permet de retirer un maximum d'eau de l'installation grâce à la formation d'une grande plage de séchage et de drainage. Tout en maintenant la taille du bassin au minimum, le dépôt subaérien augmentera la densité de sédimentation des résidus et, par conséquent, maximisera le potentiel de stockage et l'efficacité de chaque installation.

Les pulpes de résidus seront pompées vers les installations par un tuyau soudé en polyéthylène de haute densité (PEHD). Ce tuyau sera situé dans un corridor adjacent aux routes de transport et entouré d'une rétention afin de contenir tout déversement en cas de rupture de conduite.

Le dépôt commence à partir de l'endiguement principal et de la ligne de crête nord-ouest au cours de l'étape 1 afin de repousser le bassin à l'écart de l'endiguement. À partir de l'étape 3, le dépôt depuis la ligne de crête sud commencera à diriger le bassin vers le nord près de son emplacement final. Au cours de l'étape 4 et après la construction de la digue de col, la ligne de dépôt à partir de cette digue viendra s'ajouter au plan de dépôt. La ligne nord sera déposée pendant l'étape 5 et la ligne est sera ajoutée à l'étape 8. La disposition des dépôts est représentée à la Figure 18-30.

Figure 18-30 Disposition des dépôts de résidus (« tailings »)



18.3.9 Suivi et instrumentation

Un programme de suivi sera conçu pour les parcs à résidus afin de détecter un certain nombre de problèmes potentiels qui pourraient survenir pendant l'exploitation. Les installations seront équipées d'un équipement de suivi afin de mesurer la performance de l'installation. Cette surveillance comprendra :

- des piézomètres à fil vibrant pour mesurer le niveau de saturation dans les matériaux d'endiguement et de fondation ;
- des puits de surveillance pour mesurer la qualité des eaux souterraines autour de l'installation ;
- des débitmètres pour mesurer les flux de retour du drainage souterrain et les flux de la sédimentation ;
- des prismes pour mesurer la déformation des remblais.

Des relevés réguliers par drone de la plage de résidus doivent être effectués pour mesurer la pente de la plage, la superficie du bassin et permettre de calculer la densité atteinte des résidus.

18.3.10 Bilan hydrique

Un modèle de bilan hydrique a été établi afin d'estimer les demandes en eau pour le Projet, évaluer la disponibilité en eau devant répondre à ces demandes et dimensionner les divers composants du système de gestion des eaux. Le modèle indique une disponibilité en eau suffisante pour répondre à la demande du procédé, de l'eau potable et du rabattement des poussières dans des conditions moyennes ou extrêmement sèches, sachant néanmoins que les premières années d'exploitation sont les plus critiques en ce qui concerne l'approvisionnement et la demande en eau.

Le **Error! Reference source not found.** représente les projections d'approvisionnement et de demande en eau dans des conditions de précipitations moyennes.

18.4 Investigations géotechniques

Une étude géotechnique a été menée dans le cadre de cette étude afin d'évaluer les conditions du site et les paramètres de conception géotechnique du site de l'usine, des empreintes du TSF et de la WSF avec leurs culées et leurs bassins. Les investigations menées jusqu'à présent ont concerné les descriptions de travaux suivants :

- forage de trente-quatre (34) puits d'observation à des profondeurs entre 18,9 m et 52,7 m ;
- excavation ou forage de soixante-huit (68) puits d'essai / trous à la tarière ;
- analyse en laboratoire des échantillons de sol.

18.4.1 Investigation géotechnique du TSF

L'étude géotechnique indique que les matériaux de fondation comprennent principalement une couche de sol résiduel (1 m à 5 m), sous lequel se trouve un granite/basalte extrêmement altéré (XW, « extremely weathered ») (5 m à 35 m), et enfin un granite/basalte/schiste altéré de façon distincte à légère. Les matériaux de fondation en Oxyde présentent un faible potentiel de liquéfaction sous l'effet d'un événement sismique.

18.4.2 Investigation géotechnique de la WSF

L'étude géotechnique indique que les matériaux de fondation comprennent principalement une couche de sol résiduel (1 m à 8 m), sous lequel se trouve un granite/basalte extrêmement altéré (XW) (8 m à 25 m), et enfin un granite/basalte/schiste altéré de façon distincte à légère.

18.4.3 Investigation géotechnique du site de l'usine

L'étude géotechnique indique que les matériaux de fondation comprennent principalement une couche de sol résiduel (1 m à 6 m), sous lequel se trouve un granite/basalte extrêmement altéré (XW) (6 m à 12 m), et enfin un granite/basalte/schiste altéré de façon distincte à légère. L'interprétation des résultats des essais de base sur les matériaux de fondation (c.-à-d. distribution granulométrique et limites d'Atterberg) indique un potentiel plus élevé de liquéfaction en cas d'événement sismique par rapport aux sites du TSF et de la WSF. Étant donné que l'équipement du site de l'usine peut produire des charges dynamiques supérieures à l'événement séismique MCE, une attention supplémentaire doit être apportée lors de la conception des fondations.

18.4.4 Installation de stockage d'eau

Un barrage d'eau sera construit en aval de l'exploitation minière et de la zone de traitement pour constituer la principale installation de stockage d'eau et de barrage de contrôle des sédiments. Cette installation aura une capacité de 7,2 Mm³ (jusqu'au fil d'eau du déversoir) pour une superficie de bassin de 158 ha. L'endiguement du bassin d'eau brute sera d'une hauteur maximale de 15 m et aura une longueur de 660 m. Un déversoir sera assuré afin d'assurer une évacuation sûre des excès d'eau de l'installation. L'eau sera récupérée depuis l'installation grâce à une pompe montée sur ponton flottant. L'évaluation de la stabilité indique que la digue de la WSF répond aux exigences minimales des facteurs de sécurité (FOS) recommandés par ANCOLD 2019 dans des conditions de charge non drainées, drainées et post-sismiques.

18.4.5 Installation de récupération de l'eau / prélèvement sur rivière

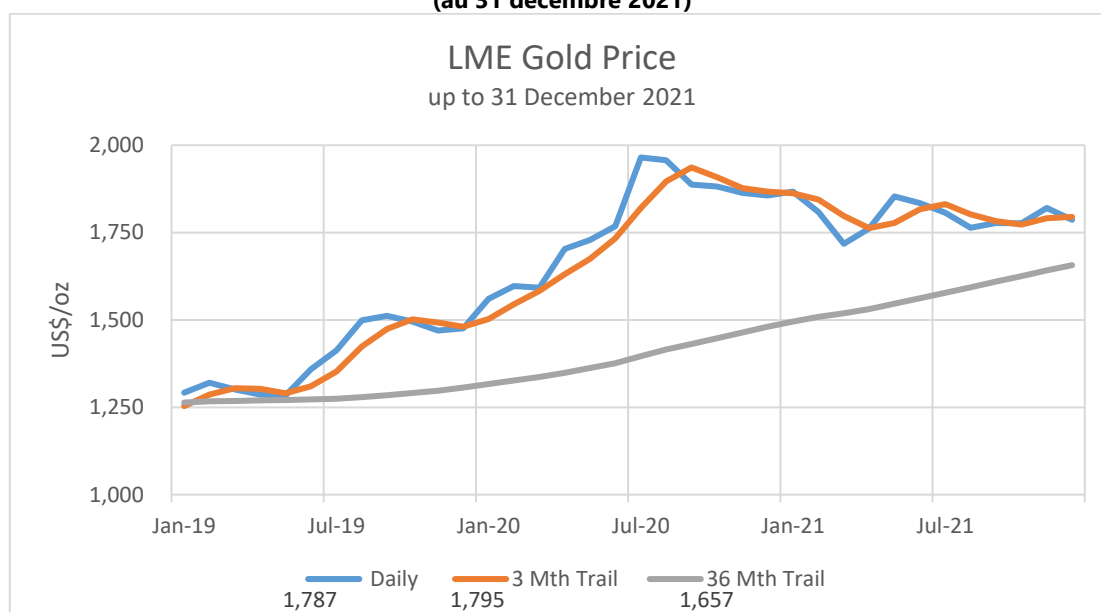
L'installation de captage de la rivière sera construite à côté de la rivière Marahoué dans un emplacement situé approximativement à 26 km à l'est de la WSF. L'installation comprendra un puisard pour le captage et la récupération de l'eau. L'eau sera reprise à partir de l'installation grâce à une pompe montée sur ponton flottant. Un alignement de canalisation a été désigné entre le captage sur la rivière et la WSF, accompagné d'une route d'accès située à côté de la conduite pour permettre les opérations d'inspection et de maintenance.

19 ÉTUDES DE MARCHÉ ET CONTRATS

Aucune étude de marché n'a été effectuée pour cette étude. Le produit final du Projet aurifère de Koné consistera en barres d'or et d'argent doré, lesquelles seront expédiées vers une raffinerie pour être traitées. L'or affiné pourra être soit vendu par l'affinerie, soit retourné à la Société. Des devis préliminaires ont été reçus d'une raffinerie et d'un prestataire de transport.

Le lingot d'or se vend sur plusieurs marchés internationaux, le plus connu étant le London Metal Exchange (LME, Marché des métaux de Londres) (Figure 19-1).

**Figure 19-1 Cours de l'or au LME
 (au 31 décembre 2021)**



Aucun contrat sur matériaux n'a été conclu à la date de ce rapport. Les contrats pour la construction et l'extraction minière seront négociés ultérieurement.

20 ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, OBTENTION DE PERMIS ET IMPACT SOCIAL OU COMMUNAUTAIRE

20.1 Introduction

Mineesia Ltd, bureau d'études basé au Royaume-Uni, a appuyé la gestion environnementale des activités du Projet aurifère de Koné, et notamment appuyé la mise au point de l'étude d'impact environnemental (ÉIE) exécutée par le CECAF, cabinet d'études environnementales ivoirien. Les exigences essentielles au point de vue environnemental et social comprennent :

- caractérisation de tous les impacts potentiels du Projet ;
- finalisation de l'échéancier des autres exigences environnementales et sociales sur l'obtention de permis ;
- évaluation des paramètres du Projet sur d'éventuelles contraintes environnementales et sociales significatives pour l'obtention de permis ;
- identification et examen de la totalité des données environnementales requises ;
- finalisation de l'échantillonnage et des analyses du site ;
- examen détaillé du type, de la portée et du calendrier de production des rapports environnementaux et sociaux pour les pouvoirs publics, y compris inspections réglementaires, pratiques de traitement des déchets et plans de gestion ;
- regroupement complet et évaluation des conditions environnementales et sociales de référence ; confirmation des programmes sociaux, pédagogiques et de santé / sécurité ;
- préparation en vue de la soumission de l'avant-projet d'étude sur les impacts culturels, environnementaux et sociaux (ÉIES) ;
- caractérisation environnementale définie et utilisée dans la conception du Projet ;
- finalisation des éléments suivants :
 - plans environnementaux et programmes de suivi ;
 - plan de contrôle de l'érosion et des sédiments ;
 - plans de gestion pour résidus et stériles rocheux ;
 - plan de gestion pour solides et déchets dangereux ;
 - plan d'atténuation des impacts ;
 - analyse de la stabilité géotechnique de toutes les installations importantes ;

- planification de la fermeture ;
- analyse du drainage rocheux acide ;
- déversement et plan d'intervention d'urgence ;
- plan de suivi environnemental complet ;
- évaluation détaillée de toutes les autorisations et exigences pertinentes pour obtention de permis et calendrier en vue de l'obtention du permis d'exploitation.

En outre, un plan préliminaire de gestion environnementale et sociale est requis, ainsi que des plans permanents de relations communautaires et d'engagement des parties prenantes.

20.2 Contexte juridique de la Côte d'Ivoire : environnement

La Constitution de la Côte d'Ivoire (2000) traite de la protection de l'environnement dans l'article 19 reconnaissant à tous le droit à un environnement sain, ainsi que dans l'article 27 imposant un devoir de protection de l'environnement à la collectivité, aux personnes physiques et aux entités légales. Ceci est réitéré dans le Code de l'Environnement, législation fondamentale dont l'article 33 stipule que toute personne a le droit fondamental de vivre dans un environnement sain. D'autres législations pouvant avoir un impact sur les projets miniers comprennent le Code de l'Eau et le Code Forestier. Les questions environnementales sont administrées par le Ministre de l'Environnement et du développement durable, et par l'Agence nationale de l'environnement (ANDE).

Le Code de l'Environnement exige que chaque projet soit soumis à une étude d'impact environnemental avant toute attribution d'autorisation. Ceci s'applique aux installations minières et comporte des exigences d'études sur un impact environnemental minimal. Le décret n° 96-894 du 8 novembre 1996 détermine les règles et procédures applicables aux études relatives à l'impact environnemental des projets de développement. Ce décret spécifie que les industries extractives visées à l'Annexe 1 sont soumises à une étude d'impact environnemental. Le Code minier demande que tous les demandeurs de titres miniers (à l'exclusion des orpailleurs) soumettent une Étude d'Impact Environnemental et Social (ÉIES) à la Direction Générale des Mines et de la Géologie (DGMG) et à l'ANDE, ainsi qu'à toutes les autres institutions stipulées par décret minier. Le Code minier comporte par ailleurs des dispositions s'appliquant à la fermeture des mines. Afin de veiller à la protection de l'environnement, les détenteurs de titres miniers doivent, au commencement de l'exploitation minière, ouvrir un compte de garantie bloqué dans une institution financière ivoirienne de premier plan, ce compte devant servir à couvrir les coûts en relation avec les plans de gestion environnementale et les plans de fermeture de mines.

20.3 Exigences et directives internationales

La Côte d'Ivoire est un État membre de l'Union économique et monétaire ouest-africaine (UEMOA), laquelle a promulgué en 2003 un Code minier (le Code minier communautaire de l'UEMOA). Ce code minier régit l'ensemble des opérations relatives à la prospection, à la recherche, à l'exploitation, à la détention, à la circulation, au traitement, au transport, à la possession, à la transformation et à la commercialisation de substances minérales sur toute l'étendue du territoire des États membres de l'UEMOA.

La Côte d'Ivoire est membre de l'Initiative pour la transparence des industries extractives (ITIE / EITI) depuis 2008, date à laquelle le gouvernement a publié le décret présidentiel 2008-25 établissant un groupe multipartite (créé sous le nom de Conseil National de l'ITIE) chargé de la mise en œuvre des principes de l'ITIE. Bien que la norme de l'ITIE ne demande ni n'encourage la divulgation de ce qui concerne la gestion environnementale, les Principes de l'ITIE soulignent que la richesse en ressources naturelles devrait être le moteur d'une croissance économique durable. La Côte d'Ivoire fait partie des pays qui font figurer les informations concernant l'environnement au titre de leurs rapports ITIE. Le Code minier exige lui aussi l'application de principes de bonne gouvernance, notamment les Principes de l'Équateur et ceux de l'ITIE. À cet égard, les titulaires de titres miniers doivent publier des rapports ITIE.

Le Projet de Koné, en raison de son échelle et du type d'exploitation, est classé dans la Catégorie A du développement, conformément aux directives de la Société financière internationale (SFI). Révisé en 2012, le Cadre de durabilité de la SFI et ses normes de performance correspondantes sur la durabilité environnementale et sociale procurent leur base à la plupart des évaluations d'impact. Une guidance supplémentaire se trouve dans les Principes de l'Équateur dont l'approche permet de déterminer, évaluer et gérer le risque environnemental et social dans le financement des projets.

20.4 Obtention de permis pour le Projet

L'évolution du Projet sera soumise à la réception de l'approbation environnementale de sa conception, de son programme de gestion environnementale et des mesures d'atténuation le cas échéant. Sur la base des dispositions des diverses exigences légales, des législations sectorielles, de même que des politiques de différents départements, les impacts de tout projet proposé devront être évalués avec recommandations en vue de mesures d'atténuation appropriées si nécessaire.

Aux termes du Code minier, tout demandeur de permis d'exploitation est tenu de soumettre une ÉIES à l'ANDE, autorité chargée de la supervision, de la validation et du contrôle des études d'impacts environnementaux. L'ÉIES doit comporter un Plan de Gestion Environnementale et Sociale ainsi qu'un plan de réhabilitation des sites. Le Code de l'Environnement définit des exigences minimales pour les études des impacts sur l'environnement dans le but d'évaluer les effets d'une activité sur l'environnement et de proposer des mesures visant à éliminer, réduire ou atténuer les impacts potentiellement négatifs sur l'environnement. L'ÉIES, par obligation, comporte au minimum :

- une description de l'activité proposée ;
- une description de l'environnement susceptible d'être affecté, y compris les renseignements spécifiques permettant d'identifier ou évaluer les effets des activités proposées sur l'environnement ;
- une liste des produits utilisés, le cas échéant ;
- une description de solutions alternatives, le cas échéant ;
- une évaluation des effets probables ou potentiels de l'activité proposée et des autres solutions possibles sur l'environnement, y compris les effets directs, indirects, cumulatifs à court, moyen et long terme ;
- une identification et une description des mesures visant à atténuer les effets de l'activité proposée et les autres solutions possibles, sur l'environnement, et une évaluation de ces mesures ;

- un résumé des plans de fermeture et une estimation des coûts pour la fermeture ;
- une indication des lacunes en matière de connaissances et des incertitudes rencontrées dans la mise au point de l'information nécessaire ;
- une indication sur les risques pour l'environnement d'un État voisin dus à l'activité proposée ou aux autres solutions possibles ;
- une description des mesures de santé et sécurité qui seront mises en œuvre ;
- un résumé succinct de l'information fournie au titre des rubriques précédentes ;
- une définition des modalités de contrôle et de suivi réguliers d'indicateurs environnementaux avant (état initial), pendant le chantier, durant l'exploitation de l'ouvrage ou de l'aménagement et le cas échéant, après la fin de l'exploitation (remise en état où réaménagement des lieux) ;
- une estimation financière des mesures préconisées pour prévenir, réduire ou compenser les effets négatifs du projet sur l'environnement et des mesures de suivi et contrôle réguliers d'indicateurs environnementaux pertinents.

Le plan de réhabilitation doit prendre en compte plusieurs aspects tels que le nettoyage du site, le démantèlement et l'enlèvement des installations minières, la surveillance du site après réhabilitation et des suggestions sur la façon dont le site pourrait être reconverti. De telles opérations doivent commencer pendant la période d'exploitation et non se limiter à la fin de l'exploitation. Après la fermeture de la mine, tout titulaire d'un permis d'exploitation reste sur le plan civil responsable des dommages et accidents que pourraient causer sur le site les anciennes installations pendant les cinq années suivant sa fermeture.

Certaines zones protégées, comme les forêts classées, les lieux de culte ou les sites culturels, ne peuvent faire l'objet d'activités minières sans le consentement préalable des propriétaires, des occupants et des collectivités concernées, de même que l'autorisation du Ministre chargé des mines.

En outre, le Code se range derrière la législation minière africaine moderne, laquelle cherche de plus en plus à protéger les droits des populations locales. Le Code garantit aux occupants et propriétaires légaux des terres un droit à une indemnité équitable en cas d'occupation de celles-ci. Cette indemnité leur sera versée, après signature sous le contrôle de l'administration en charge des mines d'un protocole d'accord entre les sociétés d'exploitation, les occupants et les propriétaires légaux. Le Code minier impose de réserver 0,5 % des recettes au financement d'un Comité de développement minier local (CDLM) créé officiellement (avec le ministère des Mines, les pouvoirs publics, etc.) à un niveau local (préfet, autres services de l'État, collectivités) afin de gérer ce fonds destiné au développement local.

20.5 Aménagement du Projet

L'empreinte proposée pour le Projet est décrite dans les chapitres précédents et elle est représentée sur la Figure 20-1. En résumé, il est prévu que l'exploitation comprenne les principales composantes suivantes :

-
- Mines à ciel ouvert : deux fosses à ciel ouvert, lesquelles évolueront en faisant appel à des techniques standard pour l'extraction de minerai à ciel ouvert et le traitement d'approximativement 11 millions de tonnes / an ;
 - Usine de traitement : minerai concassé avant adsorption de l'or sur charbon actif grâce à des méthodes d'extraction par charbon en pulpe (CIP). L'usine de traitement sera située à proximité du gisement de Koné ;
 - Parc à résidus (TSF) : ayant une capacité de 75 millions de tonnes et comprenant système de drainage des eaux de résidus, bassin des eaux de récupération et conduite reliant le TSF à l'usine ;
 - Verses de stériles : pour élimination des roches de recouvrement et des matériaux de stériles provenant des fosses à ciel ouvert ;
 - Alimentation en eau et son traitement : des conduites seront nécessaires afin d'acheminer l'eau extraite de la rivière Marahoué vers un bassin d'eau brute sur le site de la mine ;
 - Centrale hybride GNL/solaire pour l'alimentation électrique sur le site ;
 - Infrastructures annexes : comprenant routes de transport, plateformes de ROM, bureaux, ateliers, installation pour déchets domestiques non minéraux, sanitaires avec systèmes de traitement des eaux usées, magasin d'explosifs et laboratoire de minéraux ;
 - Déviation de la route nationale passant entre les deux fosses ; et
 - Bases-vie d'hébergement pour les employés de la construction et de la mine.

Figure 20-1 Aménagement du site

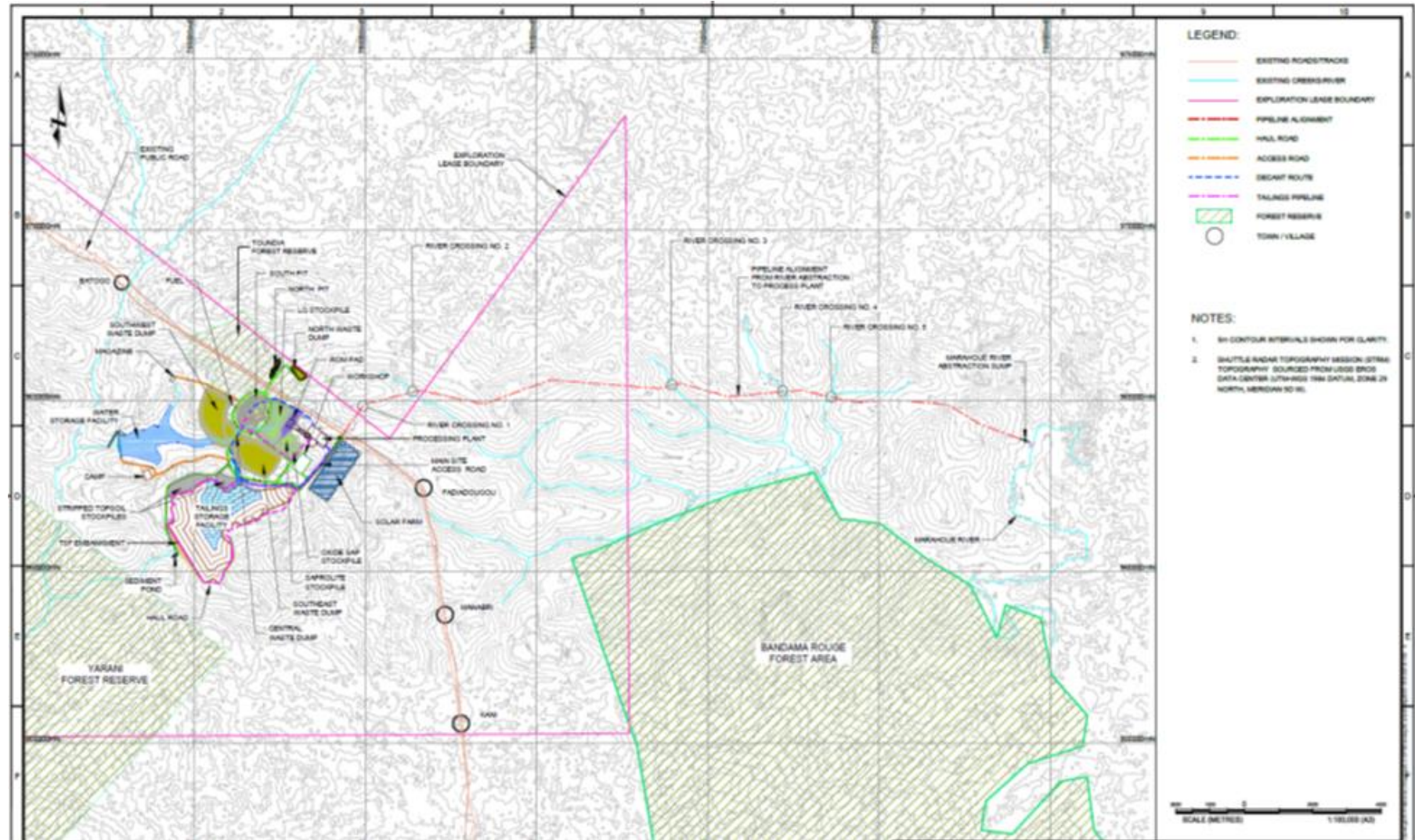
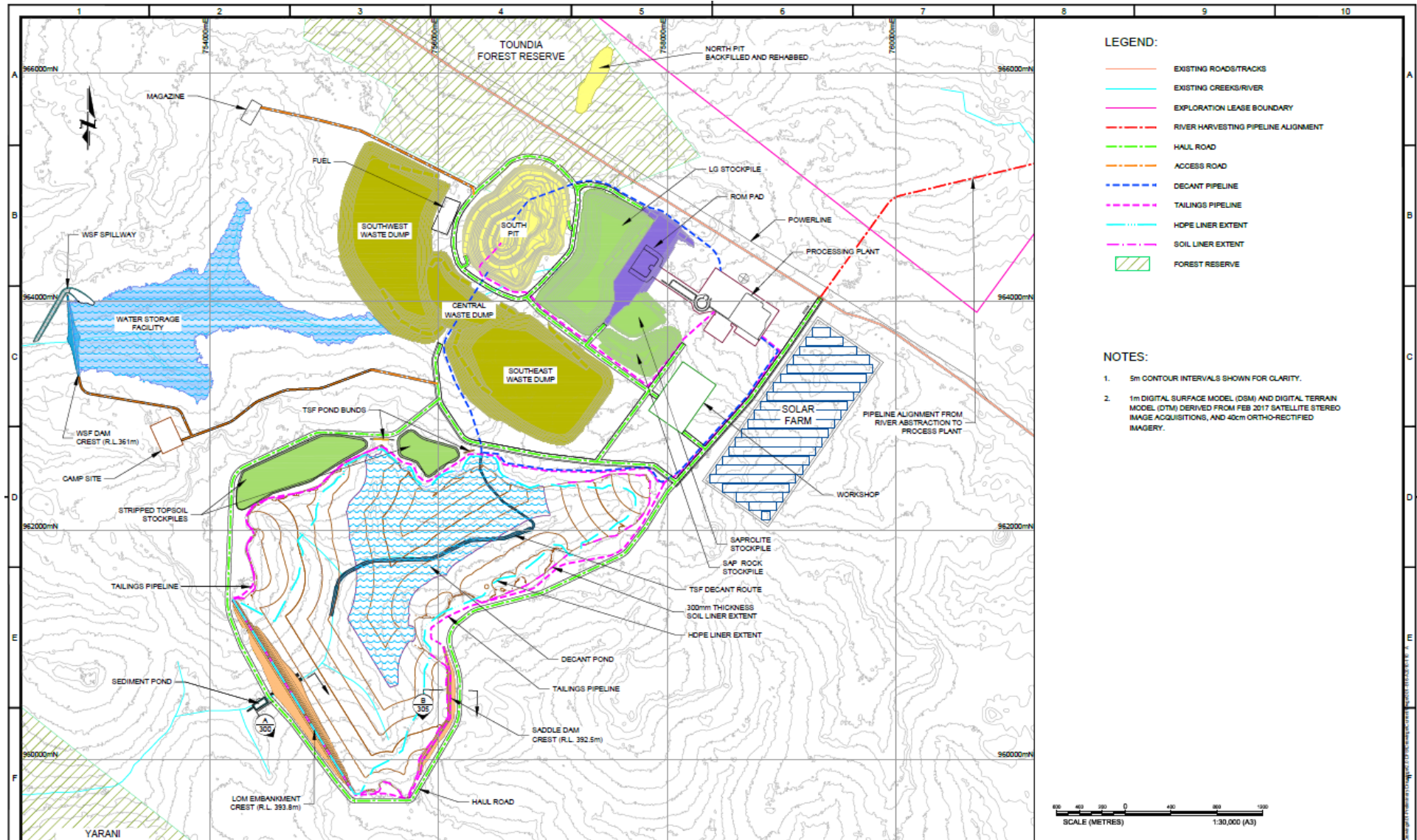


Figure 20-2 Aménagement du site central



20.6 Contexte environnemental et social de référence

La Côte d'Ivoire est le pays d'Afrique de l'Ouest présentant la plus grande biodiversité. Toutefois, à l'inverse d'autres pays dans la région, sa diversité ne se concentre pas sur la côte, mais plutôt dans l'intérieur. Plus de 1 200 espèces animales et de 4 700 espèces végétales ont été recensées.

20.6.1 Emplacement du Projet

Le Projet se situe à mi-chemin entre les villages de Batogo au nord-ouest et de Fadiadougou au sud-est sur la route nationale Séguéla-Boundiali reliant ces deux villages. Une partie de l'empreinte repose sur les terres de Manabri.

La Fosse Nord, plus petite, et la bordure nord de la plus grande fosse se trouvent à l'intérieur de la forêt classée de Toudian. Une demande d'autorisation a été présentée afin de faciliter les activités minières dans cette forêt.

20.6.2 Zones protégées

Il existe des réserves forestières qui sont affectées par le Projet et qui sont adjacentes à celui-ci. Ces réserves forestières sont des portions de terres publiques où l'exploitation commerciale des produits du bois est limitée en fonction de la classification.

Dans la partie nord de la zone du Projet de Koné dont elle recouvre en partie les fosses d'extraction, on trouve la Réserve de la Forêt classée de Toundia, répertoriée comme telle sous n° CIV 14 sans nom et d'une superficie de 527 ha dans la base de données du Centre de surveillance de la conservation de la nature du Programme des Nations Unies pour l'Environnement (UNEP-WCMC). Elle est listée comme zone protégée de catégorie V de l'Union internationale pour la conservation de la nature (UICN) et de l'UNEP-WCMC, où l'interaction des hommes et de la nature a produit, au fil du temps, une zone qui possède un caractère distinct, avec des valeurs écologiques, biologiques, culturelles et paysagères considérables (Dudley, 2008). Dans ces zones, la sauvegarde de l'intégrité de cette interaction est vitale pour protéger et maintenir la zone, la conservation de la nature associée ainsi que d'autres valeurs.

Au sud-ouest et en dehors de l'empreinte du Projet se trouve la Réserve de la Forêt classée de Yarani. Il s'agit d'une zone protégée de catégorie IV de l'UICN (UNEP-WCMC, 2019), visant à protéger des espèces ou des habitats particuliers, et dont la gestion reflète cette priorité (Dudley, 2008). De nombreuses aires protégées de la catégorie IV ont besoin d'interventions régulières et actives pour répondre aux exigences d'espèces particulières ou pour maintenir des habitats, mais cela n'est pas une exigence de la catégorie.

À l'est et à l'extérieur de l'empreinte du Projet se trouve la Réserve de la Forêt classée de Kani-Bandama-Rouge, ou Bandama Rouge (UNEP-WCMC, 2021) couvrant une superficie de 1 055 km².

20.6.3 Contexte environnemental de référence

Le climat de la Côte d'Ivoire est de façon générale chaud et humide, s'échelonnant entre équatorial sur les côtes du sud-est à tropical au centre et semi-aride dans l'extrême nord. On observe trois saisons : assez chaude et sèche (novembre à mars), chaude et sèche (mars à mai) et chaude et humide (juin à octobre). Les températures sont en moyennes entre 25 °C et 32 °C (77,0 °F et 89,6 °F), et s'étendent entre 10 °C et 40 °C (50 °F à 104 °F).

Dans la moitié sud du pays, les précipitations sont plus fortes et les sols sont plus fertiles, ce qui en fait le centre de production de la plus grande partie des exportations agricoles, comme le café et le cacao. Des plantations de palmiers, de cocotiers et d'arbres à caoutchouc se rencontrent également surtout dans la partie méridionale et la partie centrale du pays. Dans la moitié nord de la Côte d'Ivoire, l'agriculture de subsistance et les cultures de rapport telles que cajou, coton, sucre, féculents et riz ont pris beaucoup d'ampleur, ce qui a morcelé de grandes étendues de forêts et de savanes.

La zone du Projet se situe à l'intérieur de l'écorégion de la forêt-savane guinéenne d'Afrique de l'Ouest, bande de forêts, de savanes et de prairies entrecroisées s'étendant de l'ouest du Sénégal à l'est du Nigéria, et partageant les forêts tropicales humides près de la côte à partir de la savane soudanienne occidentale à l'intérieur. L'expansion de l'agriculture est un facteur essentiel préjudiciable pour la couverture forestière. En général, les agriculteurs continuent à faire appel à des méthodes de culture sur brûlis pour défricher des terres. Cette pratique est destructive, abandonne des déchets sur de vastes surfaces de terres et entrave les efforts de reboisement.

Compte tenu de l'absence d'industries dans un rayon de 10 km autour du Projet, on ne discerne pas de sources évidentes de rejets atmosphériques anthropiques, de bruits et de vibrations, si ce ne sont, de façon intermittente, la circulation routière et le machinisme agricoles et forestier. Les localités les plus proches sont Fadiadougou, Batogo et Manabri. Des industries légères apportent un soutien aux collectivités dans ces villes sans industries lourdes. La circulation soulève des poussières qui sont absorbées par la végétation en bordure de route. La plus grande partie (environ 73 %) de l'électricité en Côte d'Ivoire provient de centrales électriques fonctionnant au gaz naturel, les 27 % restants étant d'origine hydroélectrique. La Projet a évalué le recours à un système hybride d'alimentation électrique, faisant appel au gaz naturel liquéfié associé à l'énergie solaire.

Des échantillons d'eau ont été collectés à partir d'un certain nombre de puits d'observation sur l'ensemble du site et dans la rivière Marahoué. Les résultats ont été comparés à un échantillonnage antérieur afin de mettre au point une base de données. Si les puits n'ont pas été déployés comme puits de surveillance, il n'en reste pas moins que la qualité de l'eau est bonne. D'après les échantillons recueillis, l'eau est en général trouble avec des teneurs élevées de fer, sélénium et manganèse dissous, mais ceci relève davantage de paramètres d'esthétique que de questions de santé. L'eau provenant du puits mis en place à Fadiadougou indiquait une eau de bonne qualité.

Figure 20-3 Réservoirs d'eau à Fadiadougou



Source : Montage

Des études de flore et de faune ont conclu qu'aucune espèce protégée n'a été identifiée à ce jour à l'intérieur de l'empreinte du Projet. L'inventaire de la flore et de la faune sera incorporé à l'étude d'impact environnemental. La zone est à prédominance agricole et se compose d'habitats modifiés. Des arbres ont été dégagés et l'habitat est morcelé (Figure 20-4 à Figure 20-6). Des singes et du bétail ont observés sur des images antérieures prises par caméras passives.

Figure 20-4 Vue panoramique sur la zone de fosses montrant un terrain plat



Figure 20-5 Vue panoramique de la zone entre le TSF et la verse de stériles dans le sud du Projet



Figure 20-6 Vue depuis le piège photographique n° 2



20.6.4 Contexte social de référence

La zone du Projet de Koné se trouve relativement proche des collectivités de Batogo, de Fadiadougou et de Manabri, mais probablement assez éloignée pour que les impacts environnementaux sur ces collectivités soient mineurs. Les investigations préliminaires indiquent que la collectivité locale est majoritairement positive envers la Société. Le personnel de Montage a régulièrement recherché cet engagement et les communautés les plus proches ont bénéficié d'un soutien spécifique, dont des lits pour le centre médical et des matériaux de construction pour l'école. La communauté locale fournit la main-d'œuvre pour la construction. Des puits d'eau ont été fournis à Fadiadougou ainsi que des réservoirs d'eau, afin d'assurer un approvisionnement durable. Une clinique à Batogo a été terminée et comprend un logement pour un(e) infirmier(-ère), et un mini-projet similaire est à l'étude pour Manabri.

Les cultivateurs de coton et de cajou, quelques cultivateurs de maïs, chasseurs et exploitants de sable pourraient être également être affectés en tant que récepteurs humains. Le personnel d'exploration a bien entretenu le site, et les sacs ont été vidés et détruits. Une reprise de la végétation s'est produite dans les zones dégagées pour les routes.

L'éloignement des collectivités par rapport au site est suffisant pour suggérer un nombre réduit de récepteurs potentiels pour ce qui est du paysage et des impacts visuels. La topographie est relativement plane avec divers degrés de végétation. L'utilisation des terres est essentiellement un fermage régi par les lois coutumières. Des métayers figurent parmi les utilisateurs de la terre. On prévoit que 25 ménages pourraient avoir besoin d'une réinstallation physique à cause du Projet.

La zone du Projet est essentiellement une terre agricole exploitée pour le coton et le cajou. Il n'a pas été identifié d'emplacement archéologique présentant un intérêt sur le site, mais ceci devra être vérifié au cours du processus d'ÉIES. Dans l'immédiat, le Projet a prévu une procédure de découverte fortuite pour atténuer tout impact résultant de ses activités d'exploration. La procédure de découverte fortuite définit une série d'étapes visant à minimiser les impacts physiques sur le patrimoine culturel, en fournissant un processus pour la réalisation d'une étude archéologique prospective, la surveillance des activités de perturbation du sol et les mesures à prendre en cas de découverte, pendant l'exploration, d'un patrimoine culturel inconnu auparavant.

20.7 Impacts potentiels sur l'environnement

Il sera demandé à des consultants environnementaux nationaux de rassembler des données et de produire une évaluation des impacts environnementaux et sociaux potentiels avec l'appui de consultants internationaux si nécessaire. Les consultants commanderont et réaliseront les études et travaux nécessaires à la réalisation de l'ÉIES conformément aux dispositions réglementaires nationales et aux normes de performances de la SFI. Ils faciliteront par ailleurs l'adhésion de l'ANDE et autres parties prenantes concernées par le Projet.

L'ANDE a approuvé le cadre de référence pour l'ÉIES. Il est prévu que les éléments principaux de ce cadre de référence comprennent :

- Description du Projet, contexte de l'ÉIES et cadre institutionnel de la Côte d'Ivoire ;
- Description des conditions de référence de la zone du Projet ;
- Identification de la zone d'étude et de la zone d'influence du Projet ;
- Description de l'environnement physique comprenant, entre autres, climat, qualité de l'air, environnement acoustique, géologie, géomorphologie, topographie, pédologie, hydrogéologie, hydrologie de surface, etc.
- Description de l'environnement, comprenant faune, flore, espèces menacées ou rares, habitats naturels et habitats sensibles, environnement terrestre et environnement aquatique ;
- Description de l'environnement, comprenant administration, socioéconomie, foncier, culture et archéologie, services des écosystèmes, déplacements involontaires, nuisances et contributions de la mine au développement local ;
- Identification et évaluation des impacts, et définition des mesures d'atténuation ;
- Chapitres spécifiques de l'ÉIES, notamment :
 - santé, sécurité et gestion des urgences ;
 - plan de gestion environnementale et sociale ;
 - cadre conceptuel de fermeture de la mine ;
 - cadre politique des réinstallations ; et
 - participation et consultation du public.

Le Projet est susceptible de donner lieu à une série d'impacts environnementaux et sociaux. Ces impacts sont toutefois considérés comme étant gérables et maîtrisables par l'intermédiaire de pratiques d'atténuation, ce qui par conséquent permettrait de façon efficace le développement environnemental et social, le fonctionnement et la fermeture du Projet.

20.8 Plan de gestion environnementale

Le Projet, se conformant aux politiques environnementales et sociales de Montage, a mis au point un Plan de gestion environnementale et sociale pour l'exploration (PGES) afin de guider la gestion environnementale et sociale de même que les relations avec les parties prenantes et les collectivités. Le Projet s'appliquera à respecter les exigences environnementales et sociales des normes de performances de la Société financière internationale (SFI) et de ses directives connexes en matière de santé et de sécurité environnementales, du Conseil international des métaux et des mines (ICMM), et des principes de l'Équateur là où leur application est judicieuse pour le Projet.

Un Plan de gestion environnementale (PGE) a été mis au point pour les travaux d'exploration et il est prévu pour évoluer tout au long de la vie du Projet. Les priorités essentielles de cette gestion portent sur :

- La protection des employés, du public et de leur santé, la protection de la flore et de la faune ;
- La gestion de manière responsable de tous les déchets produits par les opérations d'exploration ;
- La limitation des émissions résultant de l'exploration, en particulier les poussières.

Le plan de gestion de l'exploration, en cours d'application sur le site, continuera à évoluer afin d'accompagner le PGES du Projet de Koné. L'objectif du PGES est de veiller à ce que des mesures appropriées de contrôle et de surveillance soient en place pour traiter de la totalité des impacts significatifs du Projet. Le PGES a été conçu pour être régulièrement évalué et mis à jour conformément aux politiques de la Société. Le PGES comprend des détails sur la zone d'impact, des objectifs visant à réduire les impacts négatifs ou à renforcer les impacts positifs, des cibles spécifiques adoptées pour atteindre ces objectifs et une définition des responsabilités pour la mise en œuvre du programme. Il s'agit d'un document vivant qui peut être revu et mis à jour de manière systématique, conformément aux principes de l'amélioration continue.

Des dossiers sont conservés pendant l'exploration afin de contrôler la totalité des activités et des engagements. Cela comprend l'interaction avec les collectivités locales, les observations sur la faune et les conditions environnementales, et la localisation des puits d'observation, y compris ceux qui doivent être abandonnés. Des procédures de suivi des données de référence ont été élaborées. Tous les programmes d'exploration seront sous le contrôle et la responsabilité d'un représentant qualifié que la Société désignera, et ils seront vérifiés pour veiller à ce que les exigences soient respectées.

20.9 Plans de la fermeture

La fermeture du site et la restauration minière commenceront une fois l'exploitation terminée. Un plan de fermeture détaillé sera élaboré et finalisé avant la fermeture afin de diriger ces activités. Une remise en état progressive s'effectuera durant les opérations minières normales lorsque les circonstances le permettront. La Côte d'Ivoire dispose d'un format standard pour l'estimation des coûts de fermeture, avec des tâches établies et des taux unitaires usuels. Le calendrier des coûts à engager est présenté ci-après dans le Tableau 20-1.

Certaines activités de fermeture peuvent être réalisées durant l'exploitation de la mine. La Fosse Nord, la décharge nord et le TSF seront tous fermés avant l'arrêt du traitement en Année 14. Ces coûts sont incorporés en tant que réinvestissements de maintien, avec des coûts de fermeture résiduels d'environ 5,2 millions de dollars engagés après le traitement (Années 15-16).

Tableau 20-1 Échéancier des coûts de fermeture

\$Million	8	9	10	11	12	13	14	15	16	Total
Infrastructure, Revegetation	0.00	0.00	1.23	0.97	0.97	0.97	0.00	1.43	1.49	7.05
Dumps, Roads	1.51	0.73	5.96	8.72	0.44	0.20	0.00	2.30	0.00	19.87
TSF	0.00	0.00	14.87	14.87	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	29.74
Total Closure Costs	1.51	0.73	22.06	24.57	1.41	1.17	0.00	3.73	1.49	56.67

Infrastructure, revegetation
 Dumps, roads
 TSF
 Total closure costs

Infrastructure, révégétalisation
 Verses, routes
 Parc à résidus
 Total coût de la fermeture

Les objectifs de gestion et de maintenance après la fermeture seront de veiller à ce que le site atteigne un statut durable, ne nécessitant pas de maintenance. La stratégie globale proposée pour la mise hors service et fermeture du Projet est la suivante :

- Décontamination, démantèlement et démolition autant que possible de la totalité des installations, structures et infrastructures non identifiées pour être conservées et remises à une autre entité ;
- Élimination sûre de tous les matériaux contaminés retirés au cours des activités de décontamination, démantèlement et démolition ;
- Récupération pour vente et/ou affectation à d'autres exploitations de la totalité des équipements, matériels mécaniques et matériels électriques identifiés dans le registre des actifs comme ayant une valeur résiduelle ou une durée de vie utile ;
- Enlèvement du site en tant que ferrailles (si cela est économiquement viable) ou élimination en tant que déchets solides de la totalité des équipements, installations et structures non estimés propres à remise en état et/ou réutilisation ;
- Mise en application d'options de conception de fermeture qui soient efficaces, pratiques et rentables ;
- Vigilance à la sécurité de l'état du site quand il sera restitué ;
- Fermeture progressive autant que possible des installations, avec prise en compte dans le calendrier de mise en œuvre, de la conservation des installations nécessaires au soutien du processus de fermeture et des activités ultérieures de surveillance post-fermeture ;
- Traitement le cas échéant de toute éventualité d'impacts environnementaux résiduels résultant des activités du Projet ;
- Limitation des impacts résiduels nécessitant la poursuite d'une surveillance après la fermeture des installations.

Les activités de la fermeture commencent pendant la période de construction avec la découverte de la terre végétale et son bennage en tas de terre végétale. La revégétalisation de la zone est prévue avec des espèces principalement indigènes, la mise en place d'une pépinière sur le site et la récolte de graines d'espèces locales. Les stériles rocheux et les résidus ne sont pas considérés comme étant nocifs ou dangereux ; il n'est pas prévu de drainage rocheux acide (DRA) ou de lixiviation de métaux durant les opérations ou après la fermeture.

Les activités initiales de fermeture se concentreront sur la remise en état des verses de stériles (WRD) et du parc à résidus (TSF) cinq ans avant la fermeture de la mine. Les talus sur les WRD seront déblayés et remblayés afin d'obtenir un modelé de relief s'intégrant dans le paysage avoisinant. La terre végétale sera épandue au-dessus des WRD sur une épaisseur d'environ 0,15 m. L'association de pentes douces, le compactage des stériles rocheux et la restauration de la couverture végétale minimiseront les infiltrations des précipitations dans les WRD et maximiseront le ruissellement, de même que l'évapotranspiration.

La sécurisation des fosses pendant les opérations sera assurée en vue de la fermeture avec stabilisation des pentes et contrôle des points d'accès. Les stériles une fois épuisés seront remblayés dans la Fosse Nord à partir de l'Année 8. La Fosse Sud cessera d'être exploitée au cours de l'Année 9 et elle sera utilisée pour le stockage des résidus jusqu'à la fin de la durée de vie de la mine. La Fosse Sud se remplira de pluie après la fermeture ce qui inondera les résidus et la majorité des surfaces exposées. Ceci commencera à se décanter 15 à 20 ans après la fermeture.

La fermeture du TSF commencera par la mise en place d'approximativement 0,5 m de stériles rocheux à la surface. La mise en place de terre végétale et la revégétalisation suivra, selon la même méthodologie que pour les WRD. La mise en place et le nivellement des stériles rocheux faciliteront le ruissellement des eaux et limiteront la formation de mares.

Les bâtiments et structures autres que le base-vie et la ferme solaire seront démantelés. Cela englobera l'usine de traitement, les convoyeurs, les ateliers, les bureaux et autres structures annexes. Les structures des bâtiments seront démantelées et les matériaux seront enlevés du site pour être vendus, réutilisés, recyclés ou éliminés dans un site enregistré pour déchets. Les huiles, les carburants et les produits chimiques de traitement seront tous vidangés des équipements pour être éliminés hors site dans une installation agréée d'élimination. Le matériel de traitement et les structures de convoyeur seront enlevés du site et vendus, ou recyclés. Les zones perturbées seront toutes scarifiées ou labourées (afin d'augmenter l'infiltration de l'eau, et réduire l'érosion et l'instabilité potentielles en surface), nivelées et recouvertes d'environ 0,15 m de terre végétale (à l'exception des structures en béton). La revégétalisation se fera comme pour les WRD. Les fondations en béton resteront sur place et elles seront recouvertes d'environ 0,40 m de terre végétale, soit provenant des stocks, soit importée si nécessaire. Les résidus et les conduites d'alimentation en eau seront enlevés et éliminés hors site. Les routes qui ne seront pas nécessaires à la gestion de la post-fermeture seront toutes mises hors service, sauf requête contraire et en accord avec les communautés.

Il est prévu que la gestion et la maintenance actives du site se poursuivent pendant cinq ans après la fermeture. Cela impliquera des inspections à intervalles appropriés afin de veiller à ce que l'érosion des sols soit entièrement réparée, que la densité de végétation soit maintenue, que l'intégrité des structures de contrôle des eaux soit maintenue et que l'écologie de la zone aboutisse au statut requis. La fermeture passive devrait se poursuivre pendant cinq années supplémentaires avec des intervalles d'inspection réduits en conséquence. La maintenance s'effectuera en fonction des besoins. Le suivi de la fermeture sera entrepris pour documenter la progression du site minier depuis la phase opérationnelle jusqu'à la renonciation.

20.10 Santé et sécurité

Les travaux d'exploration se réalisent conformément aux pratiques d'excellence concernant la sécurité de la main-d'œuvre. Avant de commencer son travail, le personnel est en totalité soumis à une formation de santé et sécurité spécifique du site. Seul le personnel correctement qualifié est autorisé à faire fonctionner les appareils.

Le port de vêtements appropriés est exigé, ceci comprenant les équipements de protection individuelle. La consommation d'alcool est interdite avant et pendant les heures de travail. Par conséquent, une culture de santé et sécurité progresse au cours de l'exploration et ceci va se prolonger tout au long de la construction et de la vie de l'exploitation.

20.11 Surveillance

Le Projet a lancé un programme de collecte de données de référence environnementales et sociales afin de déterminer les conditions actuelles de la zone d'exploitation potentielle. La collecte initiale de ces données fera intervenir la collecte et l'analyse de la qualité des eaux de surface et des eaux souterraines, l'installation d'instruments enregistrant les conditions météorologiques et la qualité de l'air, l'enregistrement du type et des déplacements de la faune, ainsi que l'identification des sites environnementaux et culturels importants dans la zone du Projet.

Montage a élaboré et mis en application un plan de suivi environnemental et social comprenant des procédures d'échantillonnage appropriées. Le suivi de base des données météorologiques, de l'échantillonnage de l'eau et de l'écologie est en cours. La faune est enregistrée par pièges photographiques avec caméra passive à infrarouge, car cette faune est craintive et difficile à dénombrer en raison de la densité de la végétation, de l'abondance de l'eau et de la nourriture, et de la présence des agriculteurs.

Les niveaux des eaux souterraines sont enregistrés sur une base trimestrielle, et des échantillons pour la qualité de l'eau seront collectés et analysés tous les six mois. Les interactions avec les collectivités locales sont consignées dans un journal quotidien, de même que les observations de la faune et de tout autre élément d'intérêt écologique. La qualité de l'eau de la rivière Marahoué est surveillée tous les trois mois, de même que la hauteur de l'eau de la rivière, avec des enregistreurs de données et une vérification manuelle.

Les études d'évaluation de référence serviront à élaborer une évaluation environnementale et sociale plus détaillée et à déterminer les besoins supplémentaires en matière de surveillance et de planification. L'objectif de ces études est d'identifier les récepteurs d'impacts potentiels que le Projet pourrait avoir sur les environnements environnants (biophysique et social) et qu'il faudrait examiner et évaluer plus en détail au fil de l'évolution du Projet. L'ÉIES est un processus pluridisciplinaire et itératif, dont ces études de référence constituent la première étape. En continuant à documenter les activités importantes pendant toute la durée du Projet, les programmes de surveillance permettront d'observer tout changement dans l'environnement.

20.12 Consultation du public

On ne rencontre à l'heure actuelle aucune objection à l'évolution du Projet. La consultation et l'information du public sont une exigence de l'évaluation de l'impact environnemental. Pour veiller à ce que le Projet soit défini et exécuté de manière appropriée, Montage Gold intégrera le concept soulignant qu'un engagement efficace auprès de ses parties prenantes est une composante essentielle du processus d'évaluation et de la pérennité de sa « permission d'opérer ». Montage s'engage à mettre en place un programme proactif de communication avec tous les acteurs concernés.

Le Projet compte peu de parties prenantes, les plus proches étant les habitants des villes de Fadiadougou, Batogo et Manabri. Des réunions ont déjà été organisées avec les dirigeants de ces communautés (Figure 20-7 et

Figure 20-8). Il est prévu de continuer la tenue de ces réunions. Ces réunions font toutes l'objet de comptes rendus qui sont conservés et résument les nombres de personnes ayant été affectées, leurs activités et tout problème ou toute préoccupation que le Projet pourrait susciter.

Figure 20-7 Réunion avec le Chef et les Anciens de Fadiadougou



Source : Montage

Figure 20-8 Réunion avec le Chef et les Anciens de Batogo



Source : Montage

21 COÛTS D'INVESTISSEMENT ET D'EXPLOITATION

21.1 Introduction

L'estimation globale des coûts d'investissement de l'étude a été compilée par Lycopodium et est présentée ici sous une forme abrégée. Les divers éléments de l'estimation du Projet ont fait l'objet d'une évaluation collégiale par Lycopodium et ont été revus par Montage pour en vérifier la portée et l'exactitude.

L'estimation des coûts d'investissement a été élaborée à un niveau de précision de $\pm 15\%$ pour couvrir l'ingénierie, l'approvisionnement, la construction et le démarrage de la mine et des installations de traitement, ainsi que les coûts continus en capital de maintien. L'estimation des coûts d'investissement a été élaborée pour une mine classique à ciel ouvert, une usine de traitement par CIP et une infrastructure de soutien pour une opération capable de traiter 11,0 Mtpa de matériau. Pour les besoins de cette DFS/ÉFD, la fourniture de la centrale électrique et de la base-vie sera assurée aux termes d'un arrangement construction, propriété, opération, transfert (BOOT, « build, own, operate and transfer ») de cinq ans. L'exploitation minière sera confiée à un sous-traitant.

L'estimation couvre les coûts directs d'achat et de construction de l'installation CIP et des composantes infrastructurelles du Projet. Il a été supposé que les infrastructures liées à l'exploitation minière seraient fournies par le maître d'œuvre et ces coûts ont été inclus dans le modèle financier.

Les coûts indirects associés à la conception, la construction et la mise en service des nouvelles installations, les frais incombant au maître d'ouvrage et les dépenses imprévues ont aussi été estimés, sur la base d'un pourcentage de l'estimation du coût en capital direct. Les montants pour risques sont spécifiquement exclus de cette estimation. La ventilation des principaux coûts d'investissement est présentée au Tableau 21-1.

Tous les coûts sont estimés en dollars des États-Unis (USD) au 4^e trimestre 2021.

21.2 Résumé des coûts d'investissement

L'estimation du capital est résumée dans les Tableaux 21-1 et 21-2. Les coûts d'investissement initiaux sont estimés à 543,9 MUSD, y compris une réserve pour risques de 50,5 MUSD.

Tableau 21-1 Résumé des coûts d'investissement estimés (Trimestre 4 2021, $\pm 15\%$)

Zone principale	MUSD
Mine	39,6
Usine de traitement	320,7
TSF	50,6
Base-vie	3,3
Réinstallation	9,5
EPCM	39,4
Coûts maître d'ouvrage	30,3
Sous-total	493,3
Fonds de prévoyance	50,5
Total	543,9

Le coût total LOM est estimé à 835,6 M\$US y compris les coûts en capital de maintien de 291,7 M\$US, comme le montre le Tableau 21- 2. La centrale GNL et la base-vie seront financées dans le cadre de contrats BOOT de 5 ans.

Tableau 21-2 Résumé du capital d'entretien estimé (Trimestre 4 2021, ±15 %)

Zone principale	MUSD
Base-vie	5,7
TSF	59,4
Électricité	138,0
Usine de traitement	31,9
Fermeture	56,7
Total	291,7

21.2.1 Coûts d'investissement - Mine

En raison de l'utilisation de sous-traitants miniers qui fourniront le parc de véhicules miniers, les coûts d'investissement incluent la fourniture d'eau et d'électricité à l'atelier du sous-traitant et des conduites pour le dénoyage de la fosse, 0,9 MUSD a été inclus la première année. De plus, 38,7 MUSD de frais de découverte sont engagés la première année.

21.2.2 Coûts d'investissement – Usine de traitement et infrastructures

Pour développer une estimation des coûts de l'usine de traitement et des infrastructures, une liste de l'équipement mécanique a été dressée sur la base des exigences du traitement, et les prix des équipements majeurs ont été obtenus auprès de fournisseurs de matériel et de technologie, ou à partir d'une base de données pour des projets de taille similaire, et ajustés à la capacité du Projet.

L'infrastructure du Projet comprend l'infrastructure minière, telle qu'elle est détaillée à la section 18.6.2.

L'estimation de l'IAGC (EPCM) a été prise en compte en fonction de l'expérience récente de Lycopodium avec des projets de type et de taille similaires. Les dépenses comme la restauration et l'hébergement du personnel de site du sous-traitant de l'ingénierie, ainsi que les frais de télécommunications du site, sont inclus dans l'estimation.

Un fonds de prévoyance est inclus pour faire face à des éléments de prix incertains, compris dans le champ du Projet. Le fonds de prévoyance ne couvre pas les changements dans la portée du Projet, l'envolée des prix, ou les fluctuations du taux de change. La contingence a été appliquée à toutes les parties de l'estimation de l'usine de traitement.

21.2.3 Coûts d'exploitation - TSF

Les quantités de construction ont été déterminées sur la base de la conception à une précision globale de ± 15 %. Un fonds de prévoyance de 7,5 % a été appliqué aux articles d'ingénierie, dont 10,0 % aux articles préliminaires et généraux, et 15 % pour les terrassements et revêtements. Les tarifs ont été basés sur les coûts budgétaires fournis par sept entrepreneurs de terrassement de la région, lesquels ont une expérience récente de la construction de TSF similaires en Côte d'Ivoire.

Les coûts de fermeture sont engagés dans les années 10 et 11 une fois commencé le dépôt des résidus dans la Fosse Sud. Un résumé des coûts est présenté au Tableau 21-3

Tableau 21-3 Résumé du capital d'entretien estimé pour le TSF (Trimestre 4 2021)

	Pré-production	Entretien	Fermeture	LOM
Conception technique	2,0	5,1	1,2	8,3
Préliminaire et général	9,7	5,4	3,3	18,4
TSF	29,9	38,9	19,8	88,6
Bassin d'eau brute et prélèvement d'eau	6,6	0,0	0,0	6,6
Carburant	2,4	2,8	1,7	6,9
Total	50,6	52,2	26,1	128,9
Total + Prévoyance	57,6	59,4	29,8	146,7

21.3 Résumé des coûts d'investissement

21.3.1 Coûts d'exploitation - Mine

Comme la majeure partie des coûts d'exploitation minière serait liée à un contrat d'exploitation minière, les coûts d'exploitation de la mine ont été dérivés de plusieurs contrats miniers existants, utilisant des équipements similaires, attribués en Afrique de l'Ouest et, dans certains cas, ont été validés en fonction d'études d'achat d'équipements et de fourniture de pièces effectuées en 2020 en Europe et dans la CEI (Communauté des états indépendants).

Les coûts fixes miniers ont été calculés pour la flotte supposée et dépendent du type de matériau (alimentation concasseur/stériles et Oxyde + Transition/Frais) et de la destination. Ceux-ci incluaient des composants pour :

- Coûts de chargement
- Coûts de transport fixes
- Coûts de forage et dynamitage
- Coûts accessoires
- Coûts d'administration de la mine.

Les coûts miniers fixes n'incluent pas le temps pendant lequel les camions montent et descendent le long des rampes dans les fosses.

Tableau 21-4 Coûts fixes miniers

Minerai/rejets	Alimentation	Alimentation	Alimentation	Rejets	Rejets	Rejets
Matériau	Oxyde	Transition	Frais	Oxyde	Transition	Frais
Chargement	0,32	0,34	0,36	0,32	0,34	0,36
Transport fixes	0,34	0,34	0,34	0,36	0,36	0,36
Forage et dynamitage	0,89	0,89	1,00	0,74	0,74	0,91
Accessoires	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
Admin.mine	0,14	0,14	0,14	0,14	0,14	0,14
Contrôle teneur	0,26	0,26	0,26	0,00	0,00	0,00
Coûts fixes totaux	2,45	2,47	2,60	2,06	2,08	2,28

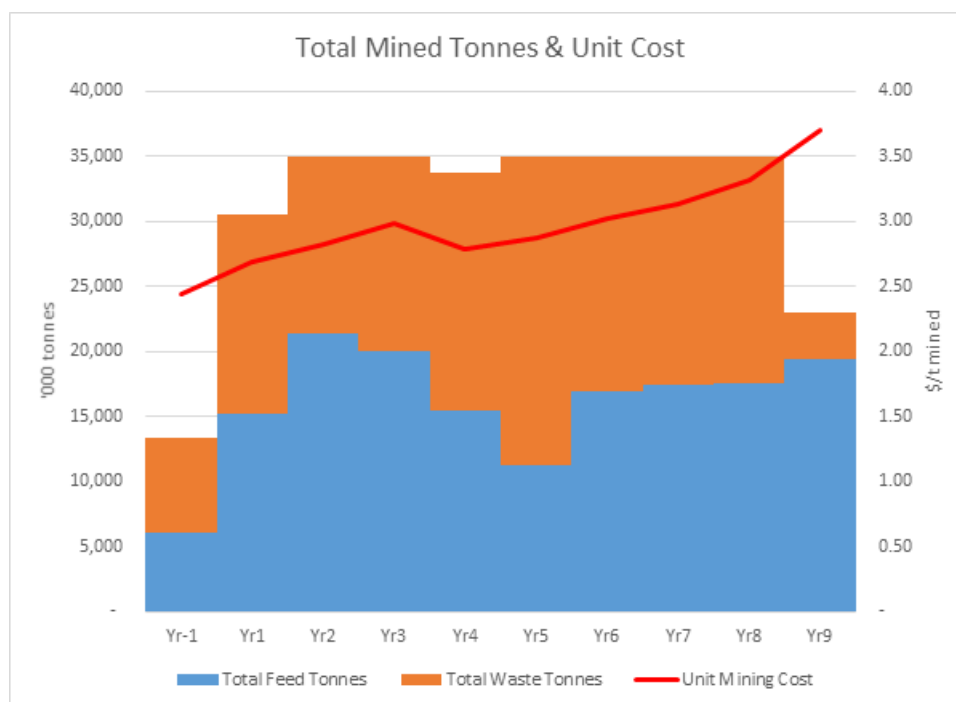
Les coûts incrémentiels d'exploitation minière ont été déterminés pour la flotte et incluent une composante carburant et une composante non-carburant. La composante non-carburant couvre les coûts tels que le salaire de l'opérateur et autres coûts de fonctionnement associés au temps passé sur les rampes. Un coût incrémentiel du transport a été fixé à 0,027 \$/t par 10 m de transport vertical, sur la base d'une hypothèse d'un niveau relatif (RL) de référence de 375 m.

Le prix du carburant utilisé pour les calculs d'optimisation était 0,85 \$/litre.

Les coûts de reprise du minerai n'ont pas été inclus dans l'optimisation, car on anticipe qu'ils seront très faibles. La reprise a été évaluée à 0,93\$/t dans le modèle financier.

La Figure 21-1 montre le coût minier unitaire pour la durée de vie de l'exploitation, par rapport aux tonnes totales extraites pour chaque période. Les coûts unitaires augmentent progressivement avec la profondeur.

Figure 21-1 Coûts miniers unitaires



21.4 Coûts d'exploitation - Usine et infrastructures

L'estimation des coûts d'exploitation (OPEX) de l'usine et de l'infrastructure a été divisée en multiples postes de coûts, avec coûts fixes et variables calculés pour chaque centre de coûts, pour chaque type de matériau. Cette estimation est présentée au Tableau 21.3 et est jugée avoir une précision de $\pm 15\%$ sur la base des prix au 4^e trimestre 2021. Les coûts de fonctionnement du traitement comprennent tous les coûts directs de production du doré du Projet.

En général, les coûts ont été calculés à partir des estimations des principes premiers, avec des devis obtenus pour les principaux réactifs et consommables et des taux de consommation basés sur des tests métallurgiques, des calculs ou des modèles. Les réactifs mineurs, les tarifs de laboratoire, les taux de salaire des expatriés et un certain nombre de coûts de G&A proviennent de la base de données Lycopodium. La consommation d'énergie a été calculée à partir de la puissance brute requise pour atteindre la taille de mouture souhaitée pour chaque type de matériau, sur la base de la modélisation de comminution d'OMC, plus le courant restant installé, provenant de la liste des équipements mécaniques, avec une efficacité d'entraînement et d'utilisation adéquate appliquée et prise en compte pour le rendement de conception. La consommation totale d'énergie a été utilisée pour calculer les coûts d'énergie en fonction d'un prix IPP (producteur d'électricité indépendant) de 0,0998 \$ US/kWh.

Les coûts généraux et administratifs fixes (« G&A ») totaux sont estimés à 10,1 M\$ par an.

Tableau 21-5 Coûts d'exploitation de la Fosse Sud par type de matériau

CENTRE DE COÛTS	Total				LOM	
	Oxyde	Transition	Frais	Frais HW	Fixe	Variable
	USD/t	USD/t	USD/t	USD/t	USD 1000/a	USD/t

Électricité (conc. & broy. exclus)	0,49	0,49	0,49	0,49	7 549	0,49
Électricité (concass./stockage)	0,03	0,04	0,06	0,06		0,06
Électricité (broyage)	0,51	1,02	1,53	1,53		1,44
Consommables de fonctionmt.	3,83	3,24	3,79	3,80		3,77
Maintenance	0,09	0,13	0,13	0,13	5 724	0,13
Total traitement (variables)	4,95	4,92	6,01	6,02	13 273	5,89
Laboratoire	0,14	0,14	0,14	0,14		0,14
Main d'œuvre maintenance et traitement					4 176	
Total main-d'œuvre, labo. (fixes)	0,14	0,14	0,14	0,14	4 176	0,14
TOTAL	5,08	5,06	6,15	6,16	17 448	6,03

Tableau 21-6 Coûts d'exploitation de la Fosse Nord par type de matériau

CENTRE DE COÛTS	Total				LOM	
	Oxyde	Transition	Frais	Frais HW	Fixe	Variable
	USD/t	USD/t	USD/t	USD/t	USD 1000/a	USD/t
Électricité (conc. & broy. exclus)	0,49	0,49	0,49		7 549	0,49
Électricité (concass./stockage)	0,03	0,04	0,06			0,04
Électricité (broyage)	0,51	1,02	1,53			0,89
Consommables de fonctionmt.	3,83	3,55	4,13			3,85
Maintenance	0,09	0,13	0,13		4 743	0,11
Total traitement (variables)	4,95	5,23	6,35		12 292	5,38
Laboratoire	0,14	0,14	0,14			0,14
Main d'œuvre maintenance et traitement					4 176	
Total G&A, main-d'œuvre, labo (fixes)	0,14	0,14	0,14		4 176	0,14
TOTAL	5,08	5,37	6,48		16 467	5,52

21.5 Exclusions

Les éléments suivants ont été exclus de l'estimation des coûts de fonctionnement :

- Tous les coûts irrécupérables
- Coûts de surveillance et de conformité du gouvernement
- Coûts siège social de Montage et frais généraux d'entreprise
- Retenues d'impôt et autres taxes, telles que la GST ou la TVA
- Hausse des coûts

-
- Coûts de financement
 - Fluctuations des taux de change
 - Frais d'intérêt
 - Assurance risque politique
 - Tous les coûts associés aux zones au-delà des limites de l'installation pour l'étude
 - Coûts des compensations foncières qui sont inclus dans le capital de pré-production
 - Subventions aux communautés locales qui sont incluses dans la redevance communautaire @ 0,5 %.
 - Frais de permis
 - Redevances qui sont incluses dans le modèle financier @ Gouvernement 4,0 % et Meverix 2,0 %.
 - Fonds de prévoyance
 - Tous les coûts d'exploitation et d'exploration, sauf les coûts d'énergie pour services miniers inclus dans le champ de travaux de Lycopodium, coûts de véhicules miniers légers, propriété de Montage et coûts des essais de contrôle de teneur sur échantillons
 - Tous les coûts d'entretien de la mine, des routes de transport et d'accès à l'usine qui sont inclus dans les coûts miniers.
 - Les coûts d'affinage de l'or et les coûts de transport et d'assurance du doré sont inclus dans le modèle financier à 4,71 \$/oz.
 - Coûts de stockage des stériles, y compris enlèvement et réhabilitation, inclus dans le capital d'entretien.
 - Coûts de rabattement des poussières des stériles
 - Tous les coûts de réhabilitation et de fermeture qui sont inclus dans les immobilisations de maintien.

22 ANALYSE ECONOMIQUE

22.1 Introduction

L'analyse économique repose sur les Ressources Inférées et le calendrier d'exploitation minière que présente le Tableau 22-4.

Une analyse économique du Projet a été effectuée en faisant appel à un modèle de flux de trésorerie. Ce modèle est construit en faisant appel aux flux de trésorerie annuels prenant en compte les tonnages minés et traités annuellement, les teneurs pour l'alimentation du CIP, les récupérations par le procédé, les cours du métal, les charges d'exploitation et frais de l'affinage, les redevances et dépenses en capital (à la fois au départ et en réinvestissement de maintien).

L'évaluation financière du Projet est effectuée sur la base de « fonds propres à 100 % » et les sources d'emprunt et de fonds propres pour fonds d'investissement sont ignorées. Il n'a pas été défini de provision pour effets de l'inflation. Les réglementations fiscales actuelles de la Côte d'Ivoire sont appliquées afin d'évaluer les obligations fiscales et autres prélèvements. Les montants dans ce paragraphe sont tous exprimés en USD. Les calculs d'actualisation et de taux de rendement interne (TRI) ont été appliqués en milieu d'année à partir de la première année d'exploitation et le capital de pré-production est déduit sur une base non actualisée.

Le modèle reflète l'hypothèse de référence et les hypothèses techniques décrites dans les chapitres précédents de ce rapport.

22.2 Entrées et hypothèses du modèle

Les entrées et hypothèses du modèle ayant servi à l'analyse économique sont résumées dans le Tableau 22-1 et, sauf indication contraire, sont utilisées dans le modèle.

Tableau 22-1 Entrées et hypothèses du modèle

Entrées du modèle	Unité / valeur
Devise de référence	US\$
Date de référence	4 ^e trimestre 2021
Redevance Côte d'Ivoire @ 1 600 \$/oz (imputée sur les recettes)	4,0%
Redevance Maverix (imputée sur les recettes)	2,0 %
Redevance collectivité (imputée sur les recettes)	0,5 %
Taux d'imposition Côte d'Ivoire	25 %
Taux d'actualisation valeur actualisée nette (VAN)	5%
Cours du métal : fixé pour la LOM	1 600 US\$/oz
Exigibilité d'affinage	99,9 %
Frais d'affinage et expédition	4,71 US\$/oz
Hypothèses	
Les charges et frais financiers sont exclus des dépenses en capital (CAPEX)	
Les investigations de préproduction sont exclues des CAPEX	

L'amortissement Capex ne tient pas compte de la valeur de récupération potentielle
 L'indexation est exclue des CAPEX
 L'impôt est payé sur une base annuelle en milieu d'année au cours de l'année suivante

22.2.1 Coûts en capital

Les dépenses en capital à la préproduction sont définies au Tableau 22-2. Les frais de réinvestissement de maintien pour l'usine, l'extraction minière et l'expansion du TSF ont été échelonnés sur la vie du Projet et leurs détails se trouvent au Tableau 22-3.

Tableau 22-2 Dépenses en capital à la préproduction

Article	Unité	Total	Année		
			-3	-2	-1
Mine	MUSD	39,6			
Usine de traitement	MUSD	320,7			
TSF	MUSD	50,6			
Base-vie	MUSD	3,3			
Relocalisation	MUSD	9,5			
IAGC	MUSD	39,4			
Maître d'ouvrage	MUSD	30,3			
Sous-total construction	MUSD	493,3			
Contingence	MUSD	50,5			
Total construction	MUSD	543,9	22,7	173,2	348,0

Tableau 22-3 Réinvestissements de maintien

Article	Unité	LOM
Base-vie	MUSD	5,7
TSF	MUSD	59,4
Électricité	MUSD	138,0
Usine	MUSD	31,9
Fermeture de la mine	MUSD	56,7
Total réinvestissements	MUSD	291,7

22.2.2 Recettes

Les recettes ont été calculées en considérant une perte de 0,1 % à l'affinerie.

22.2.3 Redevances

Des redevances à hauteur de 6,5 % ont été incluses pour la LOM et imputées sur les recettes.

22.2.4 Frais de vente

Les frais associés aux ventes comprennent le fret et l'affinage. Une valeur de 4,71 USD/oz d'or récupéré a été prise en compte dans le modèle.

22.2.5 Amortissements

Les amortissements sont calculés en faisant appel à une méthode d'amortissement linéaire sur 5 ans en commençant à la première année de production et ils peuvent se résumer comme suit :

- Dépenses en capital initiales à la préproduction amorties sur les cinq premières années de production ;
- Coûts de préproduction capitalisés (c.-à-d. coûts cumulés d'exploration et d'études) à ce jour, amortis sur la durée totale de la LOM, utilisant des coûts de préproduction capitalisés totaux estimés à 22,4 MUSD au 31 décembre 2021 ;
- Le réinvestissement annuel de maintien de l'usine est supposé consister essentiellement en réparations et en maintenance.
- Les articles restants de réinvestissement de maintien (c.-à-d. TSF, générateurs électriques, base-vie) sont amortis chacun à part selon un amortissement linéaire de 5 ans à partir de leur date d'utilisation.

22.2.6 Inflation

L'inflation n'a pas été incluse dans l'analyse des flux de trésorerie.

22.2.7 Coûts d'exploitation

Les coûts annuels fixes et variables présentés aux paragraphes 21.5 et 21.6 sont inclus dans les flux de trésorerie.

22.2.8 Modèle financier

La Figure 22-1 montre le flux de trésorerie cumulé avant et après impôt pour le Projet sur la durée de vie de la mine ; la période d'amortissement correspond au moment où le flux de trésorerie cumulé devient positif pour le modèle avant et après impôt. La Figure 22-2 représente la trésorerie annuelle et cumulée post-imposition.

Les résultats financiers du Projet avant et après impôt sont résumés dans le Tableau 22-4. Sur une base avant impôt, le Projet a une valeur actuelle nette (VAN) de 991,6 millions de dollars US à un taux d'actualisation de 5 %, un taux de rendement interne (TRI) de 39,6 % ; sur une base après impôt, la VAN est de 746,2 millions de dollars US à un taux d'actualisation de 5 %, le TRI est de 34,8 % et la période de récupération est de 2,7 ans après le début de la production.

Figure 22-1 Trésorerie cumulée (avant et après imposition)

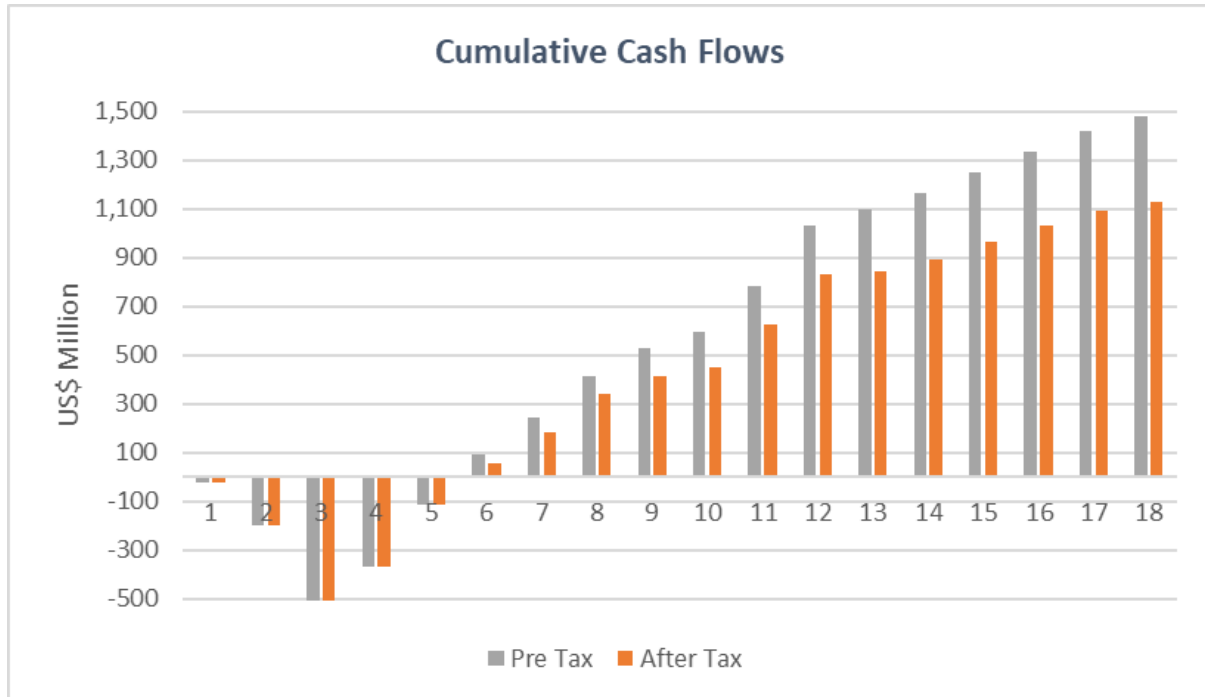


Tableau 22-4 Calendrier de la mine et du traitement

Kone - DFS Financial Model vs 1s.xlsx																					
Description	Unit	LOM Total	Yr-3	Yr-2	Yr-1	Yr1	Yr2	Yr3	Yr4	Yr5	Yr6	Yr7	Yr8	Yr9	Yr10	Yr11	Yr12	Yr13	Yr14	Yr15	
Mining																					
North Pit Tonnes	Mt	1.9						0.2	0.4	0.5	0.6	0.1									
North Pit Grade	Au g/t	0.50						0.49	0.46	0.50	0.52	0.56									
South Pit Tonnes	Mt	159.1			6.7	18.8	23.0	17.5	13.4	18.8	15.1	13.0	21.3	11.7							
South Pit Grade	Au g/t	0.66			0.61	0.66	0.73	0.68	0.62	0.64	0.65	0.55	0.64	0.81							
Total Tonnes	Mt	161.1			6.7	18.8	23.0	17.7	13.8	19.3	15.7	13.1	21.3	11.7							
Total Grade	Au g/t	0.66			0.61	0.66	0.73	0.68	0.62	0.64	0.65	0.55	0.64	0.81							
North Pit Waste Tonnes	Mt							0.6	0.6	0.5	0.4	0.1									
South Pit Waste Tonnes	Mt				11.1	16.2	12.0	16.4	20.6	15.2	18.9	21.8	9.2	2.0							
Total Waste Tonnes	Mt	145.7			11.1	16.2	12.0	17.1	21.2	15.7	19.3	21.9	9.2	2.0							
Strip Ratio	W:O	0.90			1.66	0.86	0.52	0.96	1.54	0.81	1.23	1.67	0.43	0.17							
Processing																					
Stockpile Rehandle	Mt	71.3				0.3	0.7	0.7	2.5	0.5	0.7	0.7	0.7	0.7	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	8.6	
Oxide Tonnes	Mt	10.7			0.6	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.6	
Oxide Grade	Au g/t	0.56			1.04	0.96	0.94	0.94	0.75	0.42	0.39	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	
Transition Tonnes	Mt	8.3			2.7		0.2	0.1	0.1	0.1								0.3		4.9	
Transition Grade	Au g/t	0.56			0.91		0.82	0.75	0.67	0.52								0.40		0.35	
Fresh Tonnes	Mt	124.6			5.7	10.0	8.9	8.5	9.0	9.1	8.6	9.6	9.8	10.2	10.3	10.3	2.8	8.6	3.2		
Fresh Grade	Au g/t	0.69			0.89	1.00	0.89	0.77	0.84	0.78	0.60	0.86	0.88	0.44	0.44	0.44	0.44	0.44	0.43	0.43	
FW Fresh Tonnes	Mt	17.5			0.4	0.3	1.1	1.7	1.2	1.1	1.7	0.6	0.5	0.0				7.2	1.7		
FW Fresh Grade	Au g/t	0.56			0.87	0.95	0.78	0.72	0.70	0.68	0.58	0.66	0.56	0.51				0.42	0.41		
Total Processed Tonnes	Mt	161.1			9.5	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	8.6	
Total Processed Grade	Au g/t	0.66			0.91	0.99	0.88	0.78	0.82	0.75	0.58	0.82	0.83	0.44	0.44	0.43	0.42	0.42	0.42	0.38	
Total Process Recoveries	%	89.3%			91.2%	91.3%	90.7%	90.0%	90.3%	89.7%	88.2%	90.3%	90.5%	85.8%	85.8%	85.7%	86.9%	85.8%	88.4%		
Total Recovered	000 ozs	3,059			251	320	283	247	261	238	182	267	133	133	132	130	128	94			

Description Mining
 North pit tonnes North pit grade
 South pit grade South pit tonnes
 Total tonnes
 Total grade
 Total waste tonnes
 Strip ratio

Description Extraction
 Tonnes Fosse Nord Teneur Fosse Nord
 Tonnes Fosse Sud Teneur Fosse Sud
 Total tonnes
 Total teneur
 Total tonnes stériles
 Ratio de découverte

Processing
 Stockpile rehandle
 Oxide tonnes Oxide grade
 Transition tonnes Transition grade
 Fresh tonnes Fresh grade
 Total processed tonnes
 Total processed grade
 Total processed recoveries
 Total recovered

Traitement
 Reprise des dépôts en tas
 Tonnes Oxyde Teneur Oxyde
 Tonnes Transition Teneur Transition
 Tonnes Frais Teneur Frais
 Total tonnes traitées
 Total teneur traitées
 Total récupérations traitées
 Total récupéré

Tableau 22-5 Modèle financier

Kone - DFS Financial Model vs 1s.xlsx																					
Description	Unit	LOM Total	Yr-3	Yr-2	Yr-1	Yr1	Yr2	Yr3	Yr4	Yr5	Yr6	Yr7	Yr8	Yr9	Yr10	Yr11	Yr12	Yr13	Yr14	Yr15	Yr16
Pre-Production Capex	\$M	(543.9)	(22.7)	(173.2)	(348.0)																
Sustaining Capex	\$M	(291.7)				(31.7)	(33.8)	(33.0)	(30.9)	(29.1)	(49.0)	(8.0)	(7.3)	(3.8)	(24.6)	(27.5)	(4.0)	(3.7)	(0.0)	(3.8)	(1.5)
Revenue	\$M	4,889.9				401.5	511.8	452.1	394.8	416.6	380.0	291.4	416.9	426.9	213.1	212.9	210.4	207.5	204.1	150.1	
Selling Costs	\$M	(14.4)				(1.2)	(1.5)	(1.3)	(1.2)	(1.2)	(1.1)	(0.9)	(1.2)	(1.3)	(0.6)	(0.6)	(0.6)	(0.6)	(0.6)	(0.4)	
Royalties	\$M	(317.8)				(26.1)	(33.3)	(29.4)	(25.7)	(27.1)	(24.7)	(18.9)	(27.1)	(27.7)	(13.8)	(13.8)	(13.7)	(13.5)	(13.3)	(9.8)	
Op Cost Mining	\$M	(836.9)			(38.8)	(83.1)	(92.3)	(89.7)	(89.4)	(96.0)	(96.0)	(100.1)	(98.6)	(49.8)	(0.6)	(0.6)	(0.6)	(0.6)	(0.6)	(0.6)	
Op Cost Process Fixed	\$M	(257.8)				(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(17.4)	(13.7)	
Op Cost Process Variable	\$M	(1,036.8)				(54.9)	(67.5)	(67.2)	(69.1)	(67.3)	(67.5)	(67.6)	(67.5)	(67.5)	(77.1)	(77.1)	(77.1)	(77.0)	(77.1)	(55.2)	
G&A	\$M	(150.0)				(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(10.1)	(8.0)	
Operating Profit	\$M	2,315.0				208.7	289.6	236.9	181.9	197.4	163.1	76.3	194.9	252.9	93.4	93.2	90.9	88.3	85.0	62.5	
Net Cash Flow before tax	\$M	1,479.4				177.1	255.8	203.9	151.0	168.3	114.0	68.4	187.6	249.1	68.8	65.7	86.9	84.5	84.9	58.8	(1.5)
NPV Pre Tax	\$M	991.7																			
IRR Pre Tax	\$M	39.6%																			
Depreciation	\$M	(769.4)				(208.7)	(150.3)	(132.3)	(137.9)	(30.0)	(32.8)	(27.3)	(21.3)	(15.9)	(10.5)	(1.5)	(0.4)	(0.2)	(0.1)	(0.2)	
Other Sustaining / Closure	\$M	(88.6)				(0.6)	(2.5)	(3.1)	(2.5)	(3.1)	(2.5)	(6.6)	(3.2)	(24.6)	(27.1)	(3.9)	(3.7)	(3.7)	(3.7)	(1.5)	
Taxable Profit	\$M	1,457.0					138.7	102.1	40.9	165.0	127.1	46.6	167.0	233.8	58.3	64.7	86.6	84.3	84.8	58.6	(1.5)
Tax	\$M	(364.6)						(34.7)	(25.5)	(10.2)	(41.2)	(31.8)	(11.6)	(41.7)	(58.5)	(14.6)	(16.2)	(21.6)	(21.1)	(21.2)	(14.7)
Net Cash Flow after tax	\$M	1,114.8				177.1	255.8	169.2	125.5	158.1	72.8	36.6	176.0	207.3	10.3	51.1	70.7	62.9	63.8	37.6	(16.1)
NPV Post Tax	\$M	746.2																			
IRR After Tax		34.8%																			
Cash Cost	\$/pay oz	838				764	690	757	858	837	909	1,176	847	647	894	895	904	915	929	929	
AISC	\$/pay oz	933				908	814	892	1,002	967	1,134	1,238	894	680	1,097	1,120	953	962	948	988	
Payback Period	yrs	2.7																			

Description
Pre-production CAPEX
Sustaining CAPEX
Revenue
Selling costs
Royalties

Description
CAPEX en préproduction
CAPEX réinvestissement
Recettes
Frais de vente
Redevances

Op cost mining	Charges d'exploitation de l'extraction
Op cost process fixed	Charges d'exploitation fixes : traitement
Op cost process variable	Charges d'exploitation variables : traitement
G&A	Dépenses générales et administration
Operating profit	Bénéfice d'exploitation
Net cash flow before tax	Trésorerie nette avant impôt
NPV pre tax	VAN avant impôt
IRR pre tax	TRI avant impôt
Depreciation	Amortissement
Other sustaining / closure	Autres réinvestissement / fermeture
Taxable profit	Bénéfice imposable
Tax	Impôt
Net cash flow after tax	Trésorerie nette après impôt
NPV post tax	VAN après impôt
IRR post tax	TRI après impôt
Cash cost	Coût au comptant
AISC	Coût de production total
Payback period	Période de recouvrement

22.2.9 Résumé financier

Les résultats du modèle financier sont résumés dans le Tableau 22-5.

Les recettes générées par domaine apparaissent sur la Figure 22-2.

Une ventilation du total des coûts nominaux est illustrée sur la Figure 22-3 et le Tableau 22-6 présente la ventilation des coûts nominaux de la LOM et des coûts unitaires par tonne traitée.

Tableau 22-6 Modèle financier résumé @ 1 600 \$

Description	Unités	LOM
Tonnage d'alimentation	Mt	161,1
Stériles rocheux	Mt	145,7
Total extrait	Mt	306,7
Ratio de découverte	D/M	0,90
Teneur alimentation traitée (moyenne)	g/t	0,66
Récupération d'or (moyenne)	%	89,3 %
Production d'or	x 1000 oz	3 059
Production annuelle d'or (moyenne)	x 1000 oz/an	207
Coût d'investissement en préproduction	MUSD	(544)
Coût de réinvestissement de maintien	MUSD	(292)
Coût total capital	MUSD	(836)
Recettes nettes	MUSD	4 890
Frais de vente	MUSD	(14)
Redevances	MUSD	(318)
Total charges d'exploitation	MUSD	(2 281)
BAIIDA	MUSD	2 315
Impôt	MUSD	(365)
Flux net de trésorerie après impôt	MUSD	1 115
VAN _{5 %} après impôt	MUSD	746
TRI	%	34,8 %
Coûts nominaux	USD/oz payée	838
Coût de production total (AISC)	USD/oz payée	933

Figure 22-2 Recettes générées par type de matériau

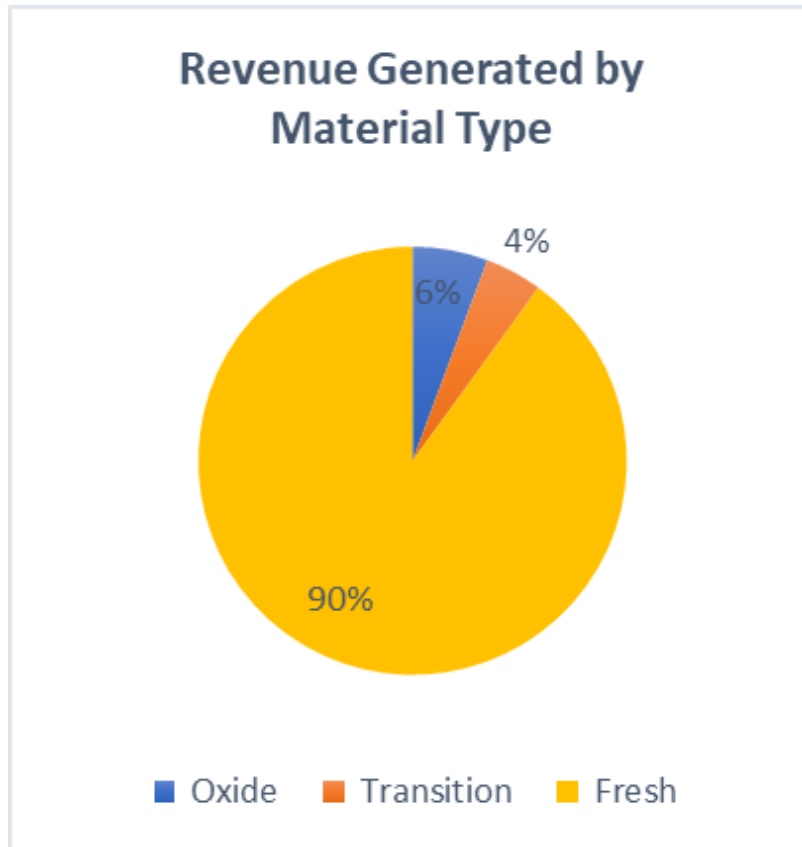


Figure 22-3 Ventilation des frais d'exploitation

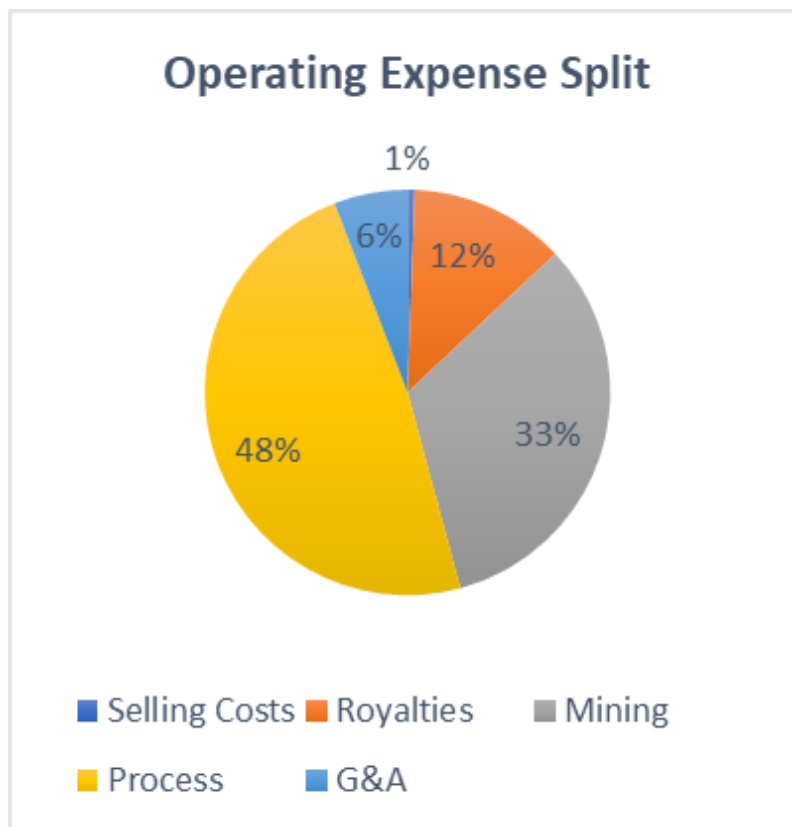


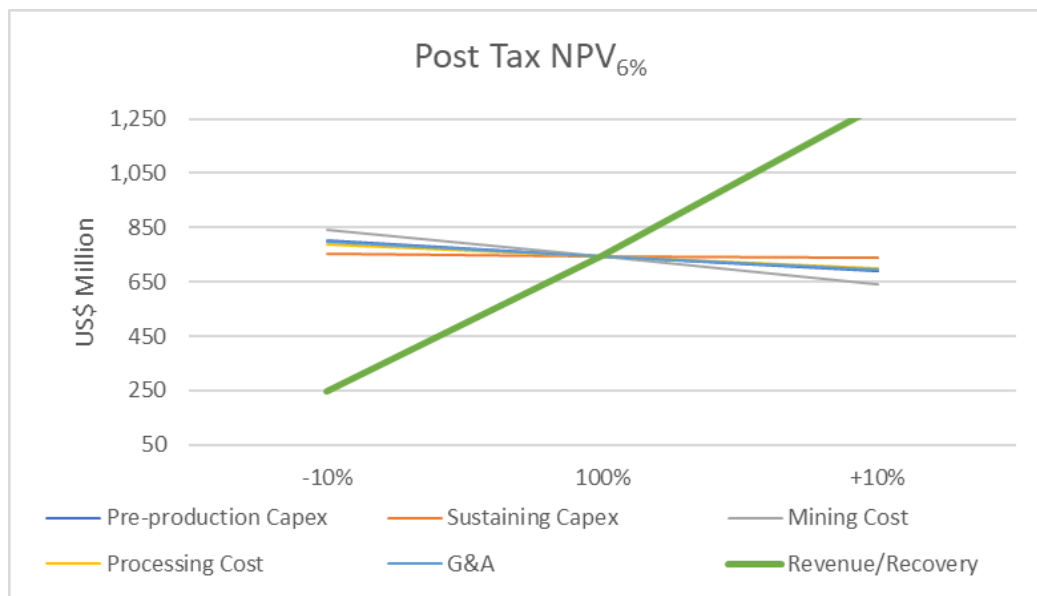
Tableau 22-7 Résumé des coûts nominaux et des coûts unitaires

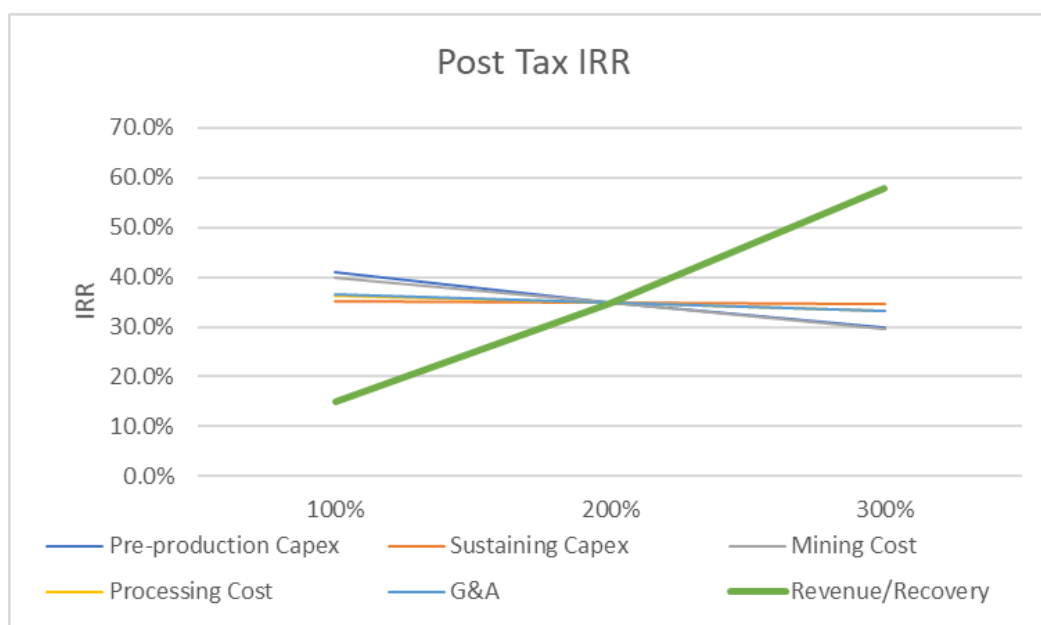
Description	LOM (\$/oz)	LOM (\$/t traitée)
Extraction	261	4,95
Traitement	424	8,04
Dépenses générales et administratives	49	0,93
Redevances	104	1,97
Total coûts nominaux	838	15,89
Réinvestissement de maintien	77	1,46
Fermeture	19	0,35
Total coûts de réinvestissement	933	17,71

22.2.10 Sensibilités de paramètres uniques

La Figure 22-4 représente les sensibilités changeantes de VAN_{7%} et de TRI après impôt pour une variation de paramètre unique sur les recettes, les frais de préproduction, les coûts de réinvestissement de maintien, l'extraction, l'usine, les frais généraux et administration, ainsi que les recettes / récupération de l'or. La Figure 22-4 représente également la sensibilité du TRI après impôt par rapport à des paramètres pour lesquels la VAN est le plus sensible pour ce qui est des recettes / récupération.

Figure 22-4 Sensibilité de la VAN et du TRI après impositions





Post tax NPV_{6%}
 Post tax IRR
 Pre-production CAPEX
 Sustaining CAPEX
 Mining cost
 Processing costs
 G&A
 Revenue / recovery

VAN_{6%} après impôt
 TRI après impôt
 CAPEX en préproduction
 CAPEX réinvestissement
 Frais de l'extraction
 Frais de traitement
 Dépenses générales et administration
 Recettes / récupération

Le Tableau 22-8 représente la sensibilité de la VAN et du TRI au cours de l'or et le taux d'actualisation.

Tableau 22-8 Sensibilité de la VAN et du TRI

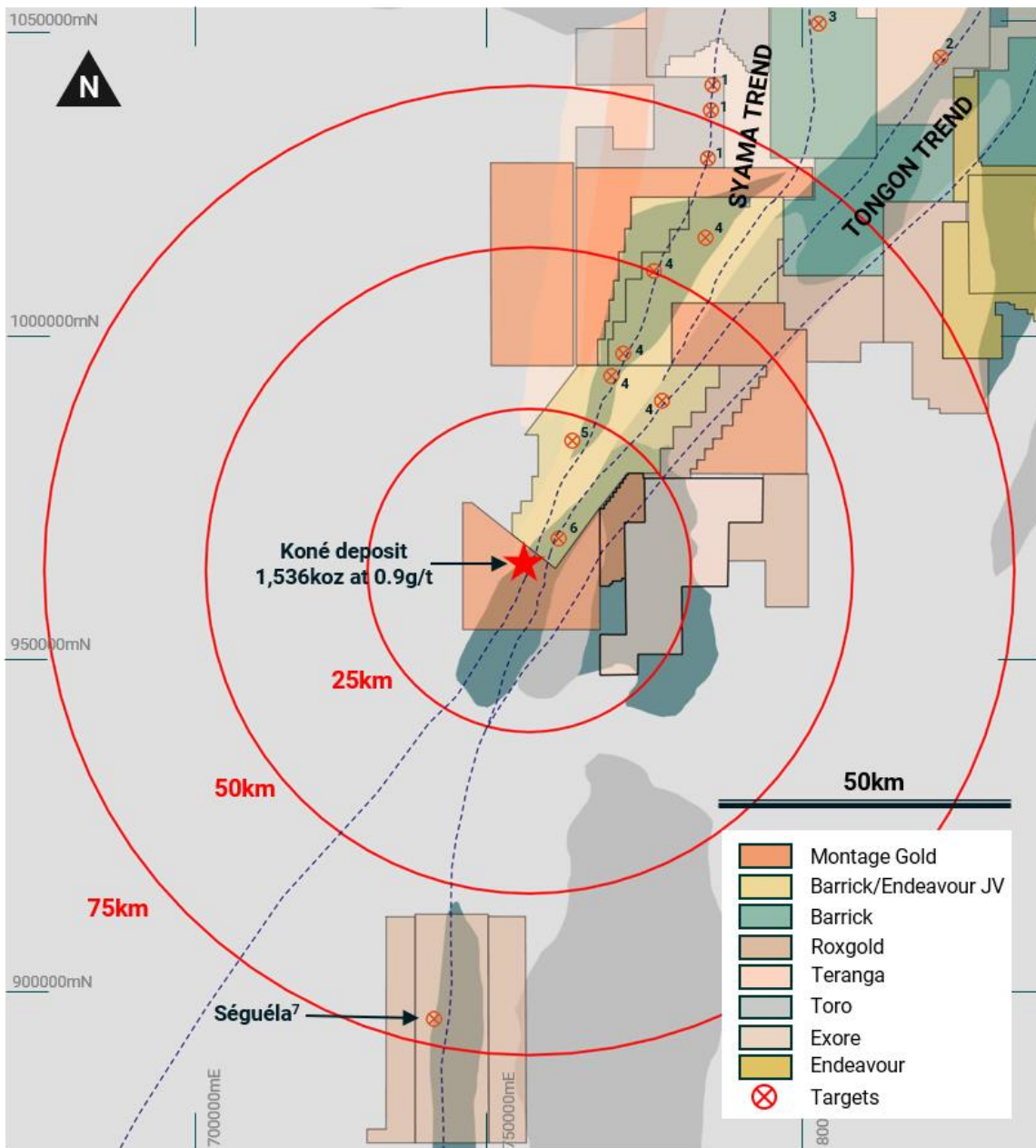
Cours de l'or	1,400	1,500	1,600	1,650*	1,700	1,850	2,000
VAN _{5%}	417	582	746	799	881	1,043	1,367
TRI	21,8 %	28,3 %	34,8 %	37,0 %	40,3 %	47,0 %	60,9 %
Coût au comptant	825	831	838	858	861	869	884
Coût de production total (AISC)	920	927	933	953	957	964	979
Recouvrement	3,8	3,1	2,7	2,5	2,4	2,1	1,8

* Résultats moyens sur trois ans (31 décembre 2021)

23 TITRES MINIERS ADJACENTS

La Figure 23-1 montre les titres miniers détenus par d'autres sociétés dans la région du Projet de Koné. Cette figure a été fournie par le cadastre minier du Ministère des Mines et de la Géologie (Ministère des Mines de la Côte d'Ivoire, 2020). Juste au nord du permis de recherche de Koné se trouve la coentreprise de Mankono, détenue par Barrick Gold et Endeavour Mining. À l'est du Permis de recherche de Koné se trouve le permis de recherche de Dianra, détenu par Teranga Gold Corp.

Figure 23-1 Titres miniers adjacents



Source : Montage août 2020

24 AUTRES DONNEES ET INFORMATIONS PERTINENTES

Aucune information ou explication supplémentaire n'est requise pour rendre ce rapport intelligible et sincère.

25 INTERPRETATION ET CONCLUSIONS

25.1 Contexte géologique et état de l'évaluation

L'estimation des ressources minérales Indiquées du gisement de Koné est dérivée de 102 249 mètres de forages (54 703,4 m de carottage au diamant et 45 545,3 m de RC). Le gisement a été testé par des cheminements généralement espacés de 50 m, avec des trous espacés en général de 50 m, parfois 25 m, s'étendant jusqu'à des profondeurs verticales comprises entre 60 m et 560 m.

La manipulation, l'échantillonnage, le transport, l'analyse, la diagraphie géologique et le stockage des échantillons, ainsi que la documentation des résultats analytiques, sont conformes à l'expérience de l'auteur en matière de bonnes pratiques standard de l'industrie.

L'auteur de ce rapport considère que les mesures de contrôle qualité adoptées pour le forage et l'exploration à Koné ont établi que l'échantillonnage était représentatif et exempt de tout biais, ou de tout autre facteur qui pourrait avoir une incidence importante sur sa fiabilité.

L'auteur de ce rapport considère que les mesures de contrôle qualité adoptées pour l'échantillonnage et les analyses ont établi que le sous-échantillonnage de terrain et les essais sont représentatifs et exempts de tout biais, ou de tout autre facteur qui pourrait avoir une incidence importante sur la fiabilité de l'échantillonnage et des analyses. L'auteur estime que les procédures de préparation des échantillons, de sécurité et d'analytiques adoptées pour le forage de Koné constituent une base adéquate pour les estimations de Ressources minérales.

Les estimations des ressources minérales comprennent des ressources minérales Indiquées de 225 Mt titrant 0,59 g/t pour 4,27 Moz et des ressources minérales inférées de 22 Mt titrant 0,45 g/t pour 0,32 Moz, toutes deux à 0,20 g/t de seuil de coupure.

Il ne semble pas y avoir d'autres facteurs (y compris environnementaux, concernant la délivrance de permis ou le titre, légaux, fiscaux, socio-économiques, commerciaux ou politiques) qui pourraient avoir une incidence importante sur les estimations de ressources.

25.1.1 Traitement des minéraux et tests métallurgiques

Un programme extensif de tests de comminution a été réalisé sur toutes les études, comprenant 65 tests JK Tech SMC, 67 essais d'indice de Bond pour broyeur à boulets (« ballmill work index »), 17 essais d'indice d'abrasion (« abrasion index »), 12 essais d'impact à faible énergie de Bond pour déterminer l'indice de Bond avec concasseurs (« crusher work index ») et 130 échantillons de variabilité de la lixiviation, en utilisant les conditions optimales dérivées de l'analyse économique préliminaire (AÉP/PEA).

Le Tableau 25-1 résume les résultats des tests de comminution. La zone où prédomine la minéralisation fraîche est modérément dure en termes de résistance au broyage et au concassage SAG, mais tendre en ce qui concerne la résistance au broyage à boulets, et elle présente une abrasivité moyenne.

Tableau 25-1 Essais de comminution

Ore Type	Deposit % Tonnes	JK Tech SMC A x b			Ballmill Work Index		Abrasion Index		Crusher Work Index	
		No Samples	Relative Density	JK SMC A x b	No Samples	Bond BWi kwhrs/t	No Samples	Bond Aig	No Samples	Bond CWi kwhrs/t
Fresh	87.4	53	2.75	31.3	54	11.4	10	0.419	11	17.0
Trans	5.5	9	2.69	76.5	9	7.8	4	0.152	1	8.5
Oxide	7.0	3	1.57	*	4	3.9	3	0.115		
Total	100.0	65	2.66	34.0	67	10.7	17	0.383	12	15.4

* Oxide Data - Off JK Tech Scale

Les essais métallurgiques ont compris les minéralisations de type Oxyde, Transition et Frais, et les résultats indiquent que tous les types de matériaux se prêtaient à une lixiviation en cuve CIP directe au cyanure.

La concentration par gravité a été évaluée, mais non retenue en raison de la faible granulométrie de l'or observé.

Les récupérations d'or prévues ont été estimées sur la base des grades de résidus prédits pour des taux d'alimentation moyens, une perte de solution de 0,01 g et une perte par fines de charbon de 0,15 %. Le Tableau 25-2 estime les récupérations d'or en fonction des teneurs moyennes des gisements, qui sont bonnes, si l'on considère les faibles teneurs de tête. Les consommations de cyanure sont toutes de faibles à très faibles, et les consommations de chaux sont faibles pour la zone où prédomine la minéralisation fraîche (88 %), mais plus élevées pour les zones moins dominantes de transition (5 %) et d'oxyde (7 %).

Tableau 25-2 Résumé des essais métallurgiques

# Samples	Domain	Tonnes Processed (x 000)	Total Average Au Recovery,%	kgs/t NaCN	kgs/t CaO
53	South HW Fresh	124,107	89.10	0.26	0.55
12	North HW Fresh	469	78.13	0.37	0.43
13	FW Fresh	17,337	87.65	0.23	0.45
17	South Transition	7,894	91.23	0.18	0.99
5	North Transition	387	88.06	0.35	0.75
21	South Oxide	9,807	93.79	0.18	2.50
9	North Oxide	917	94.17	0.13	2.79

Les récupérations d'or élevées, les faibles consommations de réactifs et la résistance moyenne faible au

broyage	Samples	Échantillons
	Domain	Domaine
	Tonnes processed	Tonnes traitées
	Total average Au recovery	Total récupération moyenne Au
	South HW Fresh	Frais éponte supérieure Sud
	North HW Fresh	Frais éponte supérieure Nord
	North Transition	Transition Nord
	South Transition	Transition Sud
	North Oxide	Oxyde Nord
	South Oxide	Oxyde Sud

représentent des conditions économiques favorables pour le traitement.

25.1.2 Exploitation

Il a été démontré que l'exploitation du gisement de Koné est réalisable avec des méthodes classiques de fosses à ciel ouvert, et qu'il contient des matériaux viables économiquement, selon les paramètres économiques et physiques considérés. En utilisant les informations géotechniques disponibles et une série d'optimisations de fosse et de calendriers d'extraction, l'étude a montré que le Projet peut soutenir une usine de traitement de 5 Mtpa pendant un peu plus de 15 ans. Dans un tel scénario, l'alimentation estimée du concasseur est de 161,1 millions de tonnes, à une teneur en or de 0,66 g/t. Il s'agit entièrement de matériaux Indiqués.

Grâce à la mise en œuvre d'une stratégie de teneur-seuil de coupure élevé, du traitement de matériaux supérieurs à 0,5 g/t et du stockage des matériaux de qualité inférieure, l'exploitation minière se termine en 10 ans, le reste des matériaux de qualité inférieure étant stocké pour être traité à la fin de la vie de la mine, la valeur nette actuelle du Projet a été considérablement augmentée.

25.1.3 Traitement

L'usine de traitement est basée sur un diagramme métallurgique conçu pour une récupération optimale des métaux précieux. Le diagramme choisi se base sur des opérations qui ont fait leurs preuves dans l'industrie. Les essais métallurgiques exécutés à ce jour ont confirmé que l'or de Koné se prête à une récupération par des techniques classiques de cyanuration et d'adsorption sur charbon actif.

Les critères essentiels de conception de l'usine sont les suivants :

- Rendement nominal de 11,0 Mtpa avec un broyage à 80 % passant (P_{80}) 75 μm
- Disponibilité globale de l'usine de traitement de 91,3 %, soutenue par la sélection d'équipement de réserve dans les domaines critiques, équipements fournis par un fournisseur fiable, et connexion à une centrale au GNL située sur le site.
- Contrôle suffisamment automatisé pour minimiser la nécessité d'une interface opérateur continue, mais qui permet le contournement et le contrôle manuel, si et quand c'est nécessaire.

25.1.4 Hydrologie

Sous réserve de l'approbation finale des autorités gouvernementales, l'eau proviendra de la rivière Marahoué voisine, du dénoyage des fosses et d'un champ de captage supplémentaire. L'évaluation hydrologique du bassin versant indique que le débit de la rivière sera supérieur à la demande totale d'eau pendant 7 mois de l'année

Les simulations préliminaires du modèle numérique des eaux souterraines ont conclu que le dénoyage des fosses nécessitera un enlèvement de l'ordre de 3 000 à 6 000 m^3/jour (de 35 l/sec à 70 l/sec).

L'eau prélevée dans la rivière, l'eau de dénoyage et le supplément d'eau provenant d'un champ de captage seront pompés dans une installation de stockage d'eau (WSF) extérieure à la rivière, adjacente à l'usine de traitement. Le ruissellement de surface de la zone minière, de l'aire à tout venant et des tas de stockage s'écoulera par gravité jusqu'à la WSF. La WSF aura une capacité d'environ 7,2 Mm³ et permettra l'accumulation d'eau pendant la saison humide, et un tirage progressif pendant la saison sèche. De plus, l'eau sera recyclée du parc à résidus au bassin d'eau de procédé.

Les besoins en eau de traitement, en eau potable et en eau pour le rabattement des poussières seront de l'ordre de 30 000 m³/jour. Le bilan hydrique du site indique qu'une quantité d'eau suffisante sera disponible pour la durée de vie de la mine, en tenant compte de la WSF projetée, de la prise d'eau de rivière, de l'eau de dénoyage et de l'eau supplémentaire captée.

25.1.5 Électricité

Un contrat BOOT (construction, propriété, opération et transfert) est l'arrangement commercial privilégié pour l'alimentation de la centrale électrique et une centrale hybride GNL/solaire a été évaluée comme la centrale électrique préférée. KGC gèrera la centrale électrique après signature d'un contrat de 5 ans.

La demande maximum de l'usine de Koné est estimée à 44,8 MW, une demande annuelle moyenne de 37 MW et une consommation d'énergie prévue de 303 GWh/an. La ferme solaire produira 22,7 MW d'énergie solaire, qui sera couplée à un système de stockage en batteries (BESS) de 8,8 MW. La production solaire fournira 16 % de la demande.

Le coût en capital de départ de cette centrale hybride GNL/solaire est estimé à 138 millions de dollars US, avec cinq remboursements annuels de 20 millions de dollars et un paiement de 38 M\$ la sixième année. Le coût d'exploitation est estimé à 0,0998 \$/kWh. L'intégration de systèmes d'énergie solaire photovoltaïque avec stockage par batteries devrait permettre de faire une économie de l'ordre de 23 000 tonnes/an d'émissions de CO₂ par rapport à une centrale GNL autonome.

25.1.6 Environnement et obtention des Permis

Il n'y a pour le moment aucune objection au développement du Projet. Le Projet a conclu la collecte des données de référence et a commencé la rédaction de l'ESIA, qui informera les plans de gestion de l'environnement. Ce sera un processus continu, considérant que la Côte d'Ivoire est le pays le plus biodiversifié d'Afrique de l'Ouest. La réserve forestière classée de Toudian est une réserve forestière protégée, touchée par le Projet et adjacente à celui-ci. Au sud-ouest de Koné se trouve la réserve forestière classée de Yarani, et à l'est se trouve la réserve forestière classée de Kani-Bandama Rouge ; ni l'une ni l'autre ne sont directement touchées par l'empreinte du Projet. Les critères de protection de chacune de ces forêts seront évalués au cours du processus d'évaluation d'impact.

Le Projet est situé relativement près des communautés de Batogo, Fadiadougou et Manabri, mais suffisamment isolé pour que les impacts environnementaux sur ces communautés restent mineurs. Montage Gold fournit un soutien aux communautés locales et les géologues d'exploration s'impliquent fréquemment avec les populations locales. Les enquêtes préliminaires indiquent que la communauté locale est positive à l'égard de l'entreprise. L'entreprise enregistre tous les contacts avec les communautés locales par le biais de registres mensuels, y compris l'assistance fournie. Un plan de gestion environnementale a été élaboré pour les travaux d'exploration, qui est conçu pour être élaboré tout au long de la durée du Projet et utilisé pour éclairer l'évaluation d'impact et le Plan de gestion environnementale et sociale (PGSE) subséquent. Le PGSE comprendra des détails sur le domaine d'impact, les objectifs visant à réduire les impacts négatifs ou à améliorer les impacts positifs, les cibles spécifiques adoptées pour atteindre ces objectifs et la définition des responsabilités pour la mise en œuvre du programme. Une documentation sera tenue avec précision pendant l'exploration, afin de surveiller toutes les activités et implications. Tous les programmes d'exploration seront sous le contrôle et la responsabilité d'un représentant qualifié désigné de l'entreprise et vérifiés pour s'assurer que les exigences sont respectées.

Montage Gold s'engage à gérer les impacts de ses opérations, en conformité avec les meilleures pratiques internationales reconnues. Le Projet vise à se conformer aux exigences environnementales et sociales des normes de performance de la SFI (Société financière internationale) à ses directives en matière de santé et de sécurité environnementales, des principes du Conseil international des métaux et de l'exploitation minière et des Principes de l'Équateur, lorsqu'ils sont pertinents.

26 RECOMMANDATIONS

26.1.1 Géologie

Les programmes de forage de ressources et de définition sur le Projet de Koné, conformément au programme de travail prévu par Montage doivent refléter les éléments suivants :

- La minéralisation de Koné est ouverte en profondeur et le long de la direction de couche et, selon l'opinion de l'auteur, des forages additionnels sont justifiés pour définir les limites d'une minéralisation potentiellement économique.
- Une section de la ressource minérale Indiquée devrait être forée jusqu'à un niveau de confiance plus élevé, représentant les premières années de production.
- L'exploration à l'échelle du district devrait continuer d'étudier le potentiel de gisements satellites dont les ressources pourraient être transportées par camion à Koné, dans le but de renforcer l'économie du Projet.

26.1.2 Exploitation

Dans le cadre de l'examen géotechnique, SRK Consulting (UK) Ltd a recommandé le développement d'un modèle structural en 3D du gisement pour aider à la prédiction spatiale des structures à l'échelle locale/rampe significatives pour l'analyse géotechnique. Étant donné la nature compétente de la masse rocheuse, les structures pourraient avoir une influence sur la stabilité globale de la pente de la fosse, en fonction de leur orientation par rapport à la pente. Des études plus poussées devraient tenir compte des données de géophysique et de la cartographie sur le terrain pour aider à caractériser les zones de défaillance potentielles.

26.1.3 Essais métallurgiques

Les garanties de dimensionnement et de performance associées à l'installation des cylindres de broyage haute pression nécessiteront des tests supplémentaires en laboratoire et à l'échelle pilote par le vendeur.

26.1.4 Eau

Un programme complet de surveillance de l'eau sera poursuivi afin de surveiller les eaux de surface et les eaux souterraines, de fournir des données de référence et de quantifier l'impact de la mine sur les ressources en eau locales.

Développer davantage la compréhension de la mobilité du cyanure et d'autres éléments une fois les résidus déposés dans la fosse :

- Évaluer comment la concentration et la spéciation du cyanure peuvent changer en raison de son mélange avec les entrées d'eau de surface et les eaux souterraines
- Étalonner les modèles existants pour prédire d'autres produits de décomposition du cyanure.

Il est recommandé d'installer trois piézomètres autour de la Fosse Sud, et deux autour de la Fosse Nord, équipés de capteurs pour surveiller le niveau des eaux souterraines en continu. Les données sont essentielles pour étalonner le modèle numérique des eaux souterraines. Il est recommandé de mettre à jour annuellement le modèle de dénoyage de la fosse.

26.1.5 Parc à résidus et gestion de l'eau

Pour faire progresser la conception jusqu'à la prochaine phase de l'étude, il est recommandé d'inclure les activités suivantes dans le cadrage de l'étude de faisabilité définitive :

- Étendre la topographie pour inclure les zones qui pourraient être impactées par une rupture de barrage
- Condamnation des empreintes des infrastructures
- Inspections du site par le directeur de Projet KP, si la COVID-19 le permet.
- Mise à jour de la conception basée sur les conclusions des études ci-dessus.

26.1.6 Approvisionnement en courant électrique

D'autres options pour la chaîne d'approvisionnement en GNL, y compris stockage du gaz, seront explorées dans la prochaine phase.

26.1.7 Environnement

En lançant le processus d'évaluation d'impact à un stade précoce, les résultats ont pu être utilisés pour améliorer la conception, maximisant les avantages de l'étude, sans encourir de coûts excessifs. À l'appui du Plan de gestion environnementale et sociale, il est recommandé de poursuivre les activités suivantes :

- Surveillance continue de la présence de la faune dans la zone du Projet
- Surveillance des impacts pour chacune des réserves forestières classifiées
- Enregistrement de l'engagement avec la collectivité, y compris partage de l'information ainsi qu'initiatives de soutien et développement de l'infrastructure
- Maintien d'une procédure de règlement des différends, pour identifier et anticiper sur les problèmes potentiels.

27 BIBLIOGRAPHIE

- i. Abbott, J. and Bosc, R. 2020. Amended and restated NI 43-101 Technical Report for the Morondo Gold Project Côte D'Ivoire. Report prepared by MPR Geological Consultants and Arethuse Geology SARL for Montage Gold Corporation
[Rapport technique - NI 43-101 après modification et ajustement pour le Projet d'or de Morondo en Côte d'Ivoire. Rapport technique préparé par MPR Geological Consultants et Arethuse Geology SARL pour Montage Gold Corporation]
- ii. ALS, 2018 Metallurgical Testwork conducted upon Gold Ore Composites from the Morondo Gold Mine for Red Back Mining CDI SARL. Report No. A18882. Report prepared by ALS Global for Red Back Mining.
[Essais métallurgiques réalisés pour la SARL Red Back Mining CDI sur composites de minerai d'or provenant de la mine d'or de Morondo. Rapport n° A18882. Rapport préparé par ALS Global pour Red Back Mining]
- iii. Baratoux, L., et al, 2011, Juvenile Paleoproterozoic crust evolution during the Eburnean orogeny (2.2 2.0 Ga), wester Burkina Faso, Precambrian Research, vol. 191, pp. 18 45
[Évolution de la croûte du Paléoprotérozoïque juvénile pendant l'orogénèse de l'Éburnien (2,2 – 2,0 Ga) dans l'ouest du Burkina Faso ; recherches sur le Précambrien]
- iv. Ministère des Mines et de la géologie de la Côte d'Ivoire – Portail du cadastre minier de la Côte d'Ivoire, extrait le 28 août 2020. <http://portals.landfolio.com/CoteDivoire/FR/>
- v. Côte d'Ivoire, Post-Conflict Environmental Assessment, UNEP, 2015.
[Programme des Nations Unies pour l'Environnement – Évaluation environnementale post-conflit]
- vi. Côte d'Ivoire Geology and Groundwater
[Géologie et eaux souterraines de la Côte d'Ivoire]
- vii. Duckworth, G. Preliminary Technical Assessment for the Koné Gold Project , Côte d'Ivoire NI 43-101 Technical Report. Report prepared by Lycopodium for Montage Gold Corporation
[Évaluation technique préliminaire du Projet aurifère de Koné en Côte d'Ivoire (NI 43-101) – Rapport technique préparé par Lycopodium pour Montage Gold Corporation]
- viii. Dudley, N. (Editor) (2008). Guidelines for Applying Protected Area Management Categories. Gland, Switzerland: IUCN. x + 86pp. WITH Stolton, S., P. Shadie and N. Dudley (2013). IUCN WCPA
[Directives pour l'application des catégories de la gestion des zones protégées. Union internationale pour la conservation de la nature - Centre de surveillance de la conservation de la nature (IUCN-WCPA — Gland, Suisse). Pratiques d'excellence pour la reconnaissance des zones protégées et l'affectation de catégories de la gestion et types de gouvernance]
- ix. EITI.org, 2019. Côte d'Ivoire Overview, <https://eiti.org/cote-divoire#overview>, accessed 23 Jan 2109
[Initiative pour la transparence des industries extractives (ITIE) – Vue d'ensemble sur la Côte d'Ivoire] <https://eiti.org/cote-divoire#overview>]
- x. Endeavour Mining Corporation, Ity Mine, Côte d'Ivoire. Technical report, Coffey, 20015.
[Endeavour Mining Corporation – Mine d'Ity, Côte d'Ivoire, Rapport technique]
- xi. Endeavour Mining Corporation, Technical Report Mineral Resource and Reserve Update for the Agbaou Gold Mine Côte d'Ivoire, West Africa. 2014.

- [Endeavour Mining Corporation – Mise à jour du rapport technique sur la ressource et la réserve minérales de la mine d'or d'Agbaou en Côte d'Ivoire en Afrique de l'Ouest]*
- xii. Goldfarb, R.J, et al, 2017, West Africa, the World's Premier Paleoproterozoic Gold Province, Economic Geology, vol. 112, pp. 123 143
[Afrique de l'Ouest, Première province mondiale de l'or paléoprotérozoïque]
- xiii. Caractérisation des aquifères de socle pour l'amélioration de la productivité des forages d'hydraulique villageoise dans le bassin versant du Bandama blanc amont (Nord de la Côte d'Ivoire) OUEDRAOGO Moussa(1,2), PESSEL Marc(1), DURAND Véronique(1), MARLIN Christelle(1), SAVANE Issiaka(2) (1) UMR 8148 GEOPS, CNRS, Université Paris-Sud, 91405 Orsay, France, (2) Laboratoire de Géosciences et Environnement (LGE), Université NANGUI ABROGOUA, 02 BP 801 Abidjan 02, Côte d'Ivoire.
- xiv. OreWin, The Kakula 2016 Preliminary Economic Assessment has been prepared for Ivanhoe Mines Limited (Ivanhoe) by OreWin Pty Ltd (OreWin); Amec Foster Wheeler E&C Services Inc, and MDM (Technical) Africa Pty Ltd (MDM) (collectively Amec Foster Wheeler); and SRK Consulting (South Africa) Pty Ltd (SRK) as the Report Contributors.
[Évaluation économique préliminaire préparée pour Ivanhoe Mines Limited (Ivanhoe)]
- xv. Outotec, Koné Thickening Report, No 3215103TQ1, January 2021
[Rapport sur l'épaississement à Koné, janvier 2021]
- xvi. Rapport du bilan-évaluation du programme national d'hydraulique villageoise, mai 1999
- xvii. SGS Lakefield Report, Recovery of Gold from Koné Project Samples, No 17236-1, March 2021
- xviii. Stuart, H. and Abbott, J., 2021, NI 43-101 Technical Report for the Morondo Gold Project Côte d'Ivoire.
[Récupération de l'or sur des échantillons du Projet de Koné, mars 2021]
- xix. Stuart, H. and Abbott, J., 2021, NI 43-101 Technical Report for the Morondo Gold Project Côte d'Ivoire.
[Rapport technique pour le Projet d'or de Morondo en Côte d'Ivoire]
- xx. Technical Report and Preliminary Economic Assessment on the Enchi Gold Project, WSP, 2015
[WSP – Rapport technique et évaluation économique préliminaire sur le Projet d'or d'Enchi], 2015]
- xxi. UNEP-WCMC (2019). Protected Area Profile for Côte d'Ivoire from the World Database of Protected Areas, January 2019. Available at: www.protectedplanet.net UNEP-WCMC (2019).
[UNEP-WCMC – Profil de zone protégée pour la Côte d'Ivoire, extrait de la base de données mondiale des zones protégées, janvier 2019. Disponible sur: www.protectedplanet.net]
- xxii. USAID Country Profile, Property Rights and Resource Governance, Côte d'Ivoire
[USAID – Profil de pays. Droit foncier et gouvernance pour ressources, Côte d'Ivoire]

28 PAGE DE DATE ET DE SIGNATURE