



RESSOURCES ROBEX INC.

Projet Nampala MALI
Étude de faisabilité

Rapport technique
NI 43-101

volume 1

NOVEMBRE 2011

Bumigeme

**615, boulevard René-Lévesque Ouest, Bureau 750
Montréal (Québec) Canada H3B 1P5**

Téléphone : (514) 843-6565 * Courriel : fbaril@bumigeme.com

TABLE DES MATIÈRES

Page

VOLUME 1

1. RÉSUMÉ.....	1
1.1 INTRODUCTION	1
1.2 LOCALISATION ET INFRASTRUCTURES (SECTION 5.0)	1
1.3 CONTEXTE GÉOLOGIQUE, MINÉRALISATION ET TYPE DE GISEMENT (SECTION 7.0)	1
1.4 RÉSERVES MINÉRALES ET MÉTHODES D'EXPLOITATION (SECTIONS 15 ET 16)	2
1.5 MÉTHODES DE RÉCUPÉRATION (SECTION 17)	4
1.6 INFRASTRUCTURES	5
1.7 RÉSUMÉ DE L'ANALYSE ÉCONOMIQUE	6
1.8 CONCLUSIONS	6
2. INTRODUCTION.....	8
3. RECOURS À D'AUTRES EXPERTS	9
4. DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DU TERRAIN	11
4.1 COORDONNÉES.....	11
5. ACCESSIBILITÉ, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES ET GÉOGRAPHIE PHYSIQUE.....	13
5.1 LOCALISATION / ACCÈS.....	13
5.2 CLIMAT / TOPOGRAPHIE / HYDROGRAPHIE / FAUNE.....	13
5.3 POPULATION / SERVICE / INFRASTRUCTURES	13
5.4 SYSTÈME DE POSITIONNEMENT ET CARTE GÉOGRAPHIQUE	14
6. HISTORIQUE.....	15
6.1 PNUD.....	15
6.2 BHP MINERALS (BHP).....	16
6.3 GEO SERVICE INTERNATIONAL - NEWMONT MINING	17
6.4 GEO SERVICE INTERNATIONAL ET GOLDEN STAR RESOURCES	17
7. CONTEXTE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALISATION	19
7.1 CONTEXTE RÉGIONAL.....	19
7.2 CONTEXTE LOCAL	20
7.3 VOLCANO-SÉDIMENTAIRES	20

TABLE DES MATIÈRES
(suite)

	Page
7.4 TONALITE.....	20
7.5 STRUCTURES.....	21
7.6 MINÉRALISATION.....	22
8. TYPES DE GÎTES MINÉRAUX	24
9. TRAVAUX D'EXPLORATION	25
10. FORAGES	26
10.1 GEO SERVICE INTERNATIONAL ET ROBEX.....	26
10.2 ROBEX.....	26
11. PRÉPARATION, ANALYSE ET SÉCURITÉ DES ÉCHANTILLONS	28
11.1 MÉTHODOLOGIE ANTÉRIEURE À 2009.....	28
11.2 MÉTHODOLOGIES APPLICABLES AUX TRAVAUX 2009-2011.....	28
11.3 AVIS TECHNIQUE	29
12. VÉRIFICATION DES DONNÉES.....	30
12.1 QAQC DES SONDAGES	30
12.1.1 Travaux antérieurs à 2009.....	30
12.1.2 Travaux de 2009.....	30
12.1.3 Travaux postérieurs à 2009.....	31
12.2 VISITE DU LABORATOIRE.....	40
12.3 RESTRUCTURATION DE LA BASE DE DONNÉE DES SONDAGES	40
12.4 AVIS TECHNIQUE	40
12.5 VÉRIFICATION DES DONNÉES PAR MET-CHEM.....	40
12.5.1 Visite De Site - Introduction	40
12.5.2 Vérifications par Met-Chem	41
12.5.3 Échantillons de vérification par Met-Chem	42
12.5.4 Doubles d'analyse de l'or par COREM (2009).....	47
12.5.5 Analyses de l'argent par COREM (2009)	49
12.5.6 Audit du laboratoire ALS à Bamako.....	50
12.5.7 Vérifications par Met-Chem des résultats de la campagne de forage de 2011.....	50
12.5.8 Conclusions et recommandations.....	52

TABLE DES MATIÈRES
(suite)

	Page
13. ESSAIS DE TRAITEMENT DES MINÉRAIS ET ESSAIS MÉTALLURGIQUES	54
13.1 ESSAIS GRAVIMÉTRIQUES	54
13.2 ESSAIS DE CYANURATION STANDARDS	56
13.3 ÉTUDES MINÉRALOGIQUES	59
13.4 POTENTIEL ACIDOGÈNE	60
14. ESTIMATION DES RESSOURCES MINÉRALES	61
14.1 PRÉMISSE.....	61
14.2 RÉSULTATS DU CALCUL	64
14.3 COMMENTAIRES MET-CHEM	66
15. ESTIMATION DES RÉSERVES MINÉRALES.....	67
15.1 SOMMAIRE.....	67
15.2 MODÈLE DE BLOCS (RESSOURCES).....	67
15.3 PARAMÈTRES ÉCONOMIQUES, DE DESIGN ET OPÉRATIONNELS	68
15.4 TENEUR DE COUPURE, DILUTION ET RÉCUPÉRATION	69
16. MÉTHODES D'EXPLOITATION.....	70
16.1 MÉTHODES DE MINAGES	70
16.1.1 Résumé de la méthode de minage.....	70
16.2 DESIGN DE LA FOSSE ET DE LA HALDE À STÉRILES ET MINÉRAI BASSE TENEUR	71
16.3 PLANIFICATION MINIÈRE.....	72
16.4 ÉQUIPEMENTS DE PRODUCTION	79
16.5 MAIN-D'ŒUVRE	81
16.6 INFRASTRUCTURES ET SERVICES DES OPÉRATIONS À CIEL OUVERT.....	83
16.7 GÉOTECHNIQUE	83
16.8 HYDROGÉOLOGIE.....	83
17. MÉTHODES DE RÉCUPÉRATION.....	83
17.1 SCHÉMA DE PROCÉDÉ DE L'USINE DE TRAITEMENT	84
17.2 CARACTÉRISTIQUES DU MINÉRAI	84
17.3 TRANSPORT DU MINÉRAI.....	85
17.4 DÉBOURBAGE, TAMISAGE	86
17.5 CONCASSAGE ET BROUAGE	86

TABLE DES MATIÈRES
(suite)

	Page
17.6 LIXIVIATION ET CIL	87
17.7 LAVAGE À L'ACIDE, ÉLUTION.....	89
17.8 RÉGÉNÉRATION DU CHARBON.....	90
17.9 ÉLECTROLYSE ET RAFFINAGE	91
17.10 RÉACTIFS	91
17.11 AIR.....	93
17.12 EAU.....	93
18. INFRASTRUCTURES DU PROJET	94
18.1 PRÉPARATION DU SITE ET DES ROUTES.....	94
18.2 ÉNERGIE ÉLECTRIQUE	94
18.3 BÂTIMENTS CONNEXES.....	94
18.4 STOCKAGE DE CARBURANT.....	95
18.5 ALIMENTATION EN EAU	96
18.6 PARC À REJETS.....	96
18.7 BASE VIE	96
18.8 FOSSE SEPTIQUE	97
18.9 COMMUNICATIONS	97
19. ÉTUDE DE MARCHÉ ET CONTRATS.....	98
20. ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, PERMIS ET CONSÉQUENCES SOCIALES SUR LA COLLECTIVITÉ.....	99
21. COÛTS D'INVESTISSEMENT ET COÛTS OPÉRATIONNELS	100
21.1 COÛT D'INVESTISSEMENT	100
21.1.1 Mine.....	100
21.1.2 Usine de traitement.....	100
21.1.3 Infrastructure et services	102
21.1.4 Résumé des coûts en capitaux Capex	103
21.2 COÛTS D'OPÉRATIONS.....	104
21.2.1 Mine.....	104
21.2.2 Usine de traitement.....	104
21.2.3 Administration générale et services.....	111
21.2.4 Coût d'opération total - Concentrateur, mine, administration et services	114

TABLE DES MATIÈRES
(suite)

	Page
22. ANALYSE ÉCONOMIQUE	115
22.1 CAS DE BASE	115
22.2 ANALYSE DES VARIANTES	115
22.2.1 TRI vs coût d'opération.....	115
22.2.2 TRI vs Prix de l'or	116
22.2.3 TRI vs coût d'investissement.....	117
22.3 COMMENTAIRES SUR L'ANALYSE ÉCONOMIQUE.....	117
23. TERRAINS ADJACENTS.....	118
24. AUTRES DONNÉES ET RENSEIGNEMENTS PERTINENTS	119
25. INTERPRÉTATION ET CONCLUSIONS	120
26. RECOMMANDATIONS DES CONSULTANTS.....	121
27. RÉFÉRENCES.....	123

LISTE DES TABLEAUX

	Page
Tableau 1 Résultat d'analyses de standards	31
Tableau 2 Analyses des doubles de terrain; statistiques de base	44
Tableau 3 Analyses des doubles de terrain, par Met-Chem; résultats complets.	44
Tableau 4 Résultats des analyses des doubles par COREM	48
Tableau 5 Résultats des teneurs intersectées dans les paires de sondages jumelés.....	51
Tableau 6 Résultats d'analyses des Standards certifiés.....	52
Tableau 7 Résultat des essais par concentration gravimétrique	55
Tableau 8 Distribution de l'or dans les rejets de l'essai n° 1	56
Tableau 9 Résultats de cyanuration, série n°1	57
Tableau 10 Résultats de cyanuration, série n°2	57
Tableau 11 Résultats de cyanuration, série n°3	58
Tableau 12 Résultats de cyanuration, série 4, échantillons de forages.....	59
Tableau 13 Paramètres de classification	62
Tableau 16 Estimation des réserves minières	67
Tableau 17 Détails de la planification minière.....	73
Tableau 18 Équipements miniers requis par période.....	80
Tableau 19 Main-d'œuvre - Mine	82

LISTE DES TABLEAUX
(suite)

	Page
Tableau 20	Caractéristiques du minerai 84
Tableau 21	Critères de conception clés..... 85
Tableau 22	Critères de conception pour débouillage, tamisage 86
Tableau 23	Critères de conception pour concassage, broyage..... 87
Tableau 24	Critères de conception du circuit CIL 88
Tableau 25	Conception de la section lavage à l'acide 90
Tableau 26	Conception de la section élution 90
Tableau 27	Liste des bâtiments connexes..... 95
Tableau 28	Coûts de capital et de remplacement..... 101
Tableau 29	Résumé des coûts en capitaux du concentrateur 102
Tableau 30	Résumé de l'investissement en capital pour les infrastructures et services . 103
Tableau 31	Résumé des coûts du Capex 103
Tableau 32	Résumé des coûts d'opération du concentrateur..... 104
Tableau 33	Détails des coûts d'opérations de la mine..... 105
Tableau 34	Besoins en main d'œuvre du concentrateur 106
Tableau 35	Besoins en personnel de laboratoire..... 107
Tableau 36	Besoins en personnel de maintenance 107
Tableau 37	Besoins en personnel expatrié..... 108
Tableau 38	Résumé des besoins en main-d'œuvre pour le concentrateur 108
Tableau 39	Résumé des consommables et coûts d'entretien de l'usine 109
Tableau 40	Coût total d'énergie 111
Tableau 41	Résumé - Coût total administration générale et services..... 111
Tableau 42	Personnel administratif..... 112
Tableau 43	Personnel - Cité minière..... 113
Tableau 44	Coûts d'opération des services 113
Tableau 45	Coût hébergement et voyages du personnel 114
Tableau 46	Résumé des coûts d'opération..... 114
Tableau 47	Cas de base 115
Tableau 48	TRI vs Variation des coûts d'opération 116
Tableau 49	TRI vs Prix de l'Or 116
Tableau 50	TRI vs Variation des coûts d'Investissement 117

LISTE DES FIGURES

	Page
Figure	Compilation géologique et localisation des travaux.....22
Figure 2	Localisation des sondages – Zone 100A Nampala23
Figure 3	Échantillons vs Standards32
Figure 4	Résultat des analyses des « blanks »,32
Figure 5	Résultat de l'analyse des duplicatas.....33
Figure 6	Résultat des analyses de standards.....34
Figure 7	Résultat des analyses des « blanks »35
Figure 8	Résultat de l'analyse de duplicata36
Figure 9	Section transversale (1234200N), vue plan.....63
Figure 10	Section transversale (1234200N), vue 3D.....63
Figure 11	Fosse de Nampala (Vue en plan).....70
Figure 12	Fosse de Nampala (Vue en section)71

VOLUME 2

LISTE DES ANNEXES

ANNEXE 1	:	LISTE DES ÉCHANTILLONS RC
ANNEXE 2	:	PRÉPARATION DES COMPOSITES
ANNEXE 3	:	RÉSULTATS DES ESSAIS GRAVIMÉTRIQUES
ANNEXE 4	:	ESSAIS DE CYANURATION ET ÉTUDE MINÉRALOGIQUE
ANNEXE 5	:	RAPPORT MET-CHEM – EXPLOITATION MINIÈRE
ANNEXE 6	:	ÉTUDES GÉOTECHNIQUES
ANNEXE 7	:	ÉTUDES HYDROGÉOLOGIQUES
ANNEXE 8	:	SCHÉMA DU PROCÉDÉ DE TRAITEMENT
ANNEXE 9	:	AMÉNAGEMENT DE L'USINE
ANNEXE 10	:	ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES
ANNEXE 11	:	PLAN SOMMAIRE DE DÉPLACEMENT
ANNEXE 12	:	PERMIS ENVIRONNEMENTAL
ANNEXE 13	:	« LISTE DES ÉQUIPEMENTS DU CONCENTRATEUR
ANNEXE 14	:	« SPREADSHEET » DE L'ANALYSE FINANCIÈRE

1. RÉSUMÉ

1.1 INTRODUCTION

Bumigeme a été mandaté par Ressources Robex inc. (Robex) pour réaliser une étude de faisabilité du site aurifère de Nampala (propriétaire à 100 %) au Mali. Met-Chem a été mandaté pour la partie Mine et M. Jacques Marchand, ingénieur géologue, pour la partie Géologie.

L'objectif principal de ce rapport est de déterminer, outre l'estimation des réserves minérales, la viabilité tant technique, économique, qu'environnementale et sociale du projet. SGS a été mandaté pour effectuer des essais de cyanuration ainsi qu'une étude minéralogique, ACTEngineering-SARL a été mandaté pour réaliser une étude géotechnique et hydrogéologique, et une étude d'impact environnemental et social a été complétée par le Bureau d'ingénieurs en développement durable, environnement et assainissement (BIDDEA).

1.2 LOCALISATION ET INFRASTRUCTURES (SECTION 5.0)

Le projet Nampala, partie du permis Mininko, se localise dans le sud du Mali, région de Sikasso, Afrique de l'Ouest. Il se situe plus précisément à 300 km au sud de la capitale Bamako et de son aéroport international et à proximité du village de Nampala. L'aéroport international de Sikasso Dignagan, à Sikasso, se localise à environ 90 km à l'ouest du gisement. La propriété est facilement accessible par les routes.

1.3 CONTEXTE GÉOLOGIQUE, MINÉRALISATION ET TYPE DE GISEMENT (SECTION 7.0)

Le gisement Nampala, se localise dans la partie sud du craton sud-africain. Deux unités volcano-sédimentaires, séparées par une unité intrusive d'âge birimien sont identifiées dans la région : la formation de Bougouni-Kékoro, à l'ouest, composée majoritairement de quartzite et, à l'est la formation de la Bagoé, composée de roches volcaniques felsiques à intermédiaires comprenant quelques intercalations de basalte et de métasédiments (litharénites quartzifères et shales).

Le gisement fait partie intégrante de la formation de la Bagoé du groupe birimien (protérozoïque inférieur). Cette formation se compose de shales pélitiques et d'arénites. Un système de failles/fractures reconnu dans la région et essentiellement interprété par photos aériennes possède une orientation préférentielle NE et occasionnellement NO et NS. Leurs intersections pourraient avoir joué un rôle dans l'emplacement des minéralisations aurifères de la région.

La minéralisation aurifère se retrouve dans un système filonien à quartz dont l'orientation des filons principaux est NNE avec un pendage abrupt vers l'ONO. Ces filons sont compris dans une unité sédimentaire composée d'arénites et localement dans une tonalite adjacente à l'ouest. La zone est limitée à l'est par une séquence d'argilite comportant des bandes avec du graphite et de la pyrite.

La minéralisation est reconnue sur 800 m de long par environ 300 m de large jusqu'à une profondeur de 350 m. La zone reste ouverte en profondeur et en extension latérale vers le sud.

Le gisement de Nampala s'apparente à un dépôt de type aurifère mésothermal filonien à quartz-carbonate. Il se localise dans des arénites affectées par un accident géologique orienté NE en bordure d'un intrusif intermédiaire comportant des composantes basiques.

Le gisement de Nampala sera exploité de manière conventionnelle à ciel ouvert avec des camions hors-route et des excavatrices. Étant donné la friabilité de la couche de saprolite (oxyde), le forage et le sautage ne seront pas requis pour l'exploitation de cet horizon. Cependant, un tracteur à chenilles (bulldozer) à été prévu pour briser la carapace riche en fer qui recouvre la saprolite en surface.

1.4 RÉSERVES MINÉRALES ET MÉTHODES D'EXPLOITATION (SECTIONS 15 ET 16)

Les réserves minières ont été estimées avec une fosse habillée (opérationnelle) qui comprend les voies de circulation, les bermes et les espaces minimaux de travail. Celle-ci a été dessinée en se basant sur une fosse économique. La limite économique de la fosse a été créée à partir du module « EPIT Optimizer » du logiciel de planification minière MineSight™. Un prix de l'or à 1 250 \$ US/oz, une récupération usine de 88 % et un coût d'opération total de 13,00 \$ US/tonne de minerai ont été utilisés dans le calcul de la fosse économique. Une fosse opérationnelle (habillée) a ensuite été conçue, basé sur ces limites économiques pour estimer les réserves.

Les réserves minérales pour le projet Nampala sont estimées à 17,3 Mt avec une teneur en or de 0,704 g/t, dont 12,1 Mt sont de catégories prouvées (70 %), et 5,2 Mt de catégorie probable (30 %), basé sur une teneur de coupure de 0,3 g/t Au. Le rapport de découverte moyen est de 0,55 tonne de stériles à 1,0 tonne de minerai. Les réserves sont basées sur le modèle de blocs des

Ressources Robex inc.
Projet Nampala
Rapport technique – NI 43-101

1. Résumé

ressources mesurées et indiquées estimées par M. Jacques Marchand, géologue consultant. Les ressources de catégories inférées du modèle de ressources n'ont pas été utilisées dans l'estimation des réserves. Le tableau ci-dessous présente le détail des réserves minérales de Nampala. Ces réserves incluent 2 % de dilution.

Catégorie	Minerai (t)	Au (g/t)
Minerai		
Prouvé	12 175 000	0,77
Probable	5 176 000	0,55
TOTAL	17 351 000	0,70
Stériles	9 511 000	
Rapport de découverte	0,55	

La production minière de Nampala a été établie à un taux de production de 5 200 tonnes de minerai haute teneur (au-dessus de la teneur de coupure mine établie à 0,4 g/t), soit une production annuelle de 1 805 000 tonnes de minerai, basé sur 350 jours effectifs d'opération pendant une période de 8 ans. Ce minerai haute teneur sera acheminé directement à l'usine tandis que le minerai basse teneur (entre 0,3 et 0,4 g/t Au) sera placé sur une halde à minerai basse teneur. La halde basse teneur sera reprise et usinée à la fin de l'exploitation de la fosse au même taux de 5 200 tonnes par jour pendant une période additionnelle de 2 ans. Le minerai sera transporté par camion jusqu'au concasseur, situé à proximité du concentrateur qui est au nord-ouest de la fosse. Il est prévu que les équipements miniers soient achetés, opérés et entretenus par Robex.

L'opération de la fosse Nampala nécessitera un maximum de 5 camions, 1 excavatrice hydraulique et 1 chargeur sur roues pour opérer adéquatement.

L'effectif total de la main-d'œuvre pour les opérations de la mine, l'entretien, la supervision et l'ingénierie avoisinera 55 personnes par année durant la vie de la mine.

Le coût du capital pour la mine en production est estimé à 5,3 M de dollars US pour les équipements de production, services et auxiliaires. Un montant additionnel de 3 M de dollars US sera nécessaire au cours des 10 années de production totale pour l'addition de camions de production, de chargeurs et le remplacement des camionnettes.

Le coût moyen d'opération de la mine a été estimé à 1,57 \$ US/t minée, ou 2,44 \$ US/t de minerai (incluant le stérile).

1.5 MÉTHODES DE RÉCUPÉRATION (SECTION 17)

Basé sur les essais métallurgiques réalisés au laboratoire de l'université McGill et à SGS Lakefield, un schéma de procédé pour le traitement de 5 200 t/pj de saprolite a été élaboré. Ce schéma de procédé a été développé en essayant de minimiser les coûts d'investissement en équipements.

La conception de l'usine proposée est établie sur la technologie bien connue de charbon en lixiviation (CIL). L'usine de traitement devra comprendre un circuit de débouillage, concassage, et broyage, et un autre circuit pour la cyanuration en présence de charbon. Un système d'élution de type Zadra est utilisé pour la récupération de l'or et du charbon. L'usine comprend également une section pour la préparation des réactifs et leur stockage, la distribution de l'eau, de l'air ainsi que les infrastructures.

Dû au nombre limité d'essais effectués jusqu'à présent, Bumigeme a assumé certains critères de conception basés sur l'expérience industrielle. Ces critères de conception seront validés et vérifiés par de nouveaux essais en voie de réalisation.

Plusieurs améliorations peuvent être apportées à l'usine dans le futur. Ces améliorations concernent l'ajout d'un circuit de séparation par gravité, vu que les essais métallurgiques montrent qu'une partie de l'or peut être récupérée par gravité. Aussi l'ajout d'un épaisseur pour mieux contrôler la densité de la pulpe avant la lixiviation et le circuit CIL pourrait être envisagé.

Toutes ces améliorations peuvent faire augmenter la capacité de l'usine jusqu'à 6 000 t/j

1.6 INFRASTRUCTURES

Avant d'être opérationnel, le site de Nampala requiert le développement d'infrastructures nécessaires au fonctionnement de l'usine de traitement, de la mine, des installations pour l'hébergement et de la restauration des employés sur le site.

Ainsi la préparation du site et des routes pour accéder au camp, à l'usine, et à la carrière devra être envisagée. Des pistes principales de type latérite permettront de relier la carrière, le parc à résidus, l'usine de traitement et le camp.

En général l'énergie sera fournie par des génératrices à diesel pour tout le site.

L'usine de traitement sera construite sur une superficie approximative de 2 640 m² (220 m long x 120 m large). Les bâtiments connexes comprennent les bureaux administratifs, le garage avec pont roulant, l'atelier et l'entrepôt, le laboratoire d'analyse, la salle des génératrices et des MCC et la salle des compresseurs. Le site sera doté d'un réfectoire, de vestiaires et d'un dispensaire.

Pour sécuriser le site, une clôture sera installée et toutes les entrées seront contrôlées.

Pour les besoins du projet en produits pétroliers (diesel, essence), des cuves de stockage seront installées sur le site par un fournisseur qui en assurera aussi la gestion. L'eau de procédé sera recyclée du parc à rejets. L'eau fraîche sera fournie à partir de puits de forage. Une quantité de plus de 2 000 m³/j sera nécessaire comme eau d'appoint pour l'usine de traitement.

Le site retenu par Bumigeme pour le parc à rejets aura une superficie de 680 000 m². Il a été choisi en se basant sur la proximité et sur la topographie des lieux. Des essais géotechniques ont montré que le sol est imperméable une fois compacté, et que les fuites par percolation sont minimales. La hauteur initiale de la digue est estimée à 7 m et doit être augmentée après 3 ans d'opération.

Un camp pour 50 personnes situé à 2,5 km de l'usine sera construit pour l'hébergement des employés. Ce camp sera doté de toutes les commodités nécessaires incluant une cuisine et une salle de sport et de loisirs. La gestion de la base vie sera contractée à un professionnel. Un système d'égouts sera installé pour collecter l'eau usée, qui sera dirigée vers des fosses septiques construites près des sites de l'usine de traitement et de la base vie.

Un système de communication sera installé sur tout le site de la mine pour assurer la communication entre les employés dans le périmètre de la mine (usine, camp, mine). Un réseau de radiocommunication peut être prévu à cet effet.

Une connexion aux opérateurs de téléphonie mobile sera nécessaire pour communiquer en dehors de cette zone.

Une liaison Internet reliant par VSAT le site de Nampala, est prévue.

1.7 RÉSUMÉ DE L'ANALYSE ÉCONOMIQUE

Le projet Nampala, avec des ressources de 17,35 M tonnes métriques, à 0,70 g/mt et une capacité de traitement de 5 200 mt/j sur une période de 10 ans, est techniquement réalisable et financièrement rentable pour un prix de l'or de 1 000 \$ US/oz. Le TRI est de 24,81 %, la VAN avant impôt est de 46,49 M \$ US avec un taux d'actualisation de 5 % et une période de remboursement de la mise de fond de 3,31 années. Pour le cas de base, Bumigeme a retenu le prix de l'or à 1 250 \$ US/once et ce scénario montre un TRI de 46,45 % et une VAN avant impôt de 113,6 M \$ US à un taux d'actualisation de 5 %. La période de remboursement est approximativement de 2,0 années.

À 900 \$ US/once, le projet montre un rendement (TRI) de 14,46 %, une VAN avant impôt de 19,62M \$ US et une période de remboursement de 4.36 années.

1.8 CONCLUSIONS

Le projet Nampala renferme un peu plus de 17,3 M tonnes métriques de minerai exploitable à une teneur moyenne de 0,70 g/t Au ou 345 400 oz récupérables à un taux de découverte de 0,55 tonnes de stériles par tonne de minerai. Ces réserves sont basées sur le modèle de ressources élaboré en août 2011 et pourraient augmenter avec les résultats des forages en cours et des extensions connues du gisement mais non-encore modélisées. L'exploitation du gisement actuel, au taux de production de 5 200 tonnes par jour, s'échelonne sur une période minimale de 10 ans durant laquelle plus de 27 Mt de matériel (minerai + stérile) sera extrait de la fosse.

Le projet Nampala est relativement simple et facile d'opération et ne représente pas de difficultés particulières. En fait, la technique de traitement par cyanuration utilisée dans ce projet est très répandue et bien maîtrisée partout dans le monde. Nous croyons que le projet Nampala a plus d'avantages que d'inconvénients concernant le risque :

- Considérant que les ressources connues du projet Nampala représentent seulement une fraction des ressources identifiées sur le site par Robex, les avantages du projet sont importants.
- La possibilité d'acheter de bons équipements usagés et la réduction des coûts d'opération créent un défi excitant pour améliorer la rentabilité de ce projet.

2. INTRODUCTION

Bumigeme a été mandatée par Ressources Robex inc. pour faire une étude de faisabilité du site de Nampala. Met-Chem a été mandatée pour la partie mine et M. Jacques Marchand, ingénieur géologue, pour la partie géologie.

L'objectif principal de ce rapport est de déterminer, outre l'estimation des réserves minérales, la viabilité tant technique, économique, qu'environnementale et sociale du projet. Des essais de cyanuration et une étude minéralogique ont été effectués par SGS, une étude géotechnique et une étude hydrogéologique ont été réalisées par ACTEngineering-SARL et une étude d'impact environnemental et social a été complétée par le Bureau d'ingénieurs en développement durable, environnement et assainissement (BIDDEA).

Tous les coûts sont exprimés en dollars US, le taux de change étant de 1,00 \$ US = 1,00 \$ CA.

3. RECOURS À D'AUTRES EXPERTS

M. Jacques Marchand, ingénieur géologue et personne qualifiée en regard du règlement 43-101, est auteur et directement responsable des sections suivantes :

- Section 6 : Historique
- Section 7 : Contexte géologique et minéralisation
- Section 8 : Types de gîtes minéraux
- Section 11 : Préparation, analyse et sécurité des échantillons
- Section 12 : Vérification des données
- Section 14 : Estimation des ressources minérales
- Section 23 : Terrains adjacents

Met-Chem, firme qualifiée en regard au Règlement 43-101, est auteur et directement responsable des sections suivantes :

- Section 15 : Estimation des réserves minérales
- Section 16 : Méthode d'exploitation
- Section 21 : Coûts d'investissement et coûts opérationnels - Mine

Bureau d'ingénieurs en développement durable, environnement et assainissement (**BIDDEA**), regroupement qualifié en regard du règlement 43-101, est auteur et directement responsable de la section suivante :

- Section 20 : Études environnementales, permis et conséquences sociales ou sur la collectivité

BERTHE Adama Ibrahima

Ingénieur Génie rural, DEA Irrigation et Directeur ACTEngineering, personne qualifiée en regard du Règlement 43-101 :

- Responsable de l'étude géotechnique

Bumigeme inc., firme qualifiée en regard du règlement 43-101, est auteur et directement responsable des rubriques suivantes :

- Section 1 : Résumé
- Section 2 : Introduction
- Section 13 : Essais de traitement de minerais et essais métallurgiques
- Section 17 : Méthodes de récupération
- Section 18 : Infrastructures du projet
- Section 19 : Étude de marché et contrats
- Section 21 : Coûts d'investissement et coûts opérationnels – Concentrateur
- Section 22 : Analyse économique
- Section 25 : Interprétation et conclusions
- Section 26 : Recommandations

4. DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DU TERRAIN

Le permis de Mininko fut d'abord détenu par Géo Service International. Ensuite par un joint venture (JV) entre Ressources Robex inc. et la société Geo Service International (GSI). Par la suite GSI fut achetée par Robex.

La convention du permis de Mininko, signée le 11 août 2000, a une durée de 30 ans. On y retrouve tout l'aspect financier relatif au permis. Les coûts estimatifs donnent un montant à dépenser de six cent millions (600 000 000) FCFA.

Le permis de Mininko a été octroyé le 29 novembre 2000 à la société Géo Service International (GSI) par arrêté N°00-3318/MMEE-SG. Le permis fut renouvelé deux fois dont l'arrêté du dernier renouvellement a été signé le 12 juillet 2007 sous le N°07-1776 /MM-SG. Le permis renouvelé couvre une superficie de 62 km².

Les limites du permis sont définies par les points de coordonnées Adindan Mali suivantes :

4.1 COORDONNÉES

POINT A : Intersection du méridien 060°18'30" O avec le parallèle 110°10'00" N.

De A vers B suivant le parallèle 110 10'00" N

POINT B : Intersection du méridien 060 17'00" O avec le parallèle 110 10'00" N

De B vers C suivant le méridien 060 17'00" O

POINT C : Intersection du méridien 060 17'00" O avec le parallèle 110 09'30" N

De C vers D suivant le parallèle 110 09'30" N

POINT D : Intersection du méridien 060 15'00" O avec le parallèle 110 09'30" N

De D vers E suivant le méridien 060 15'00" O

POINT E : Intersection du méridien 060 15'00" O avec le parallèle 110 10'30" N

De E vers F suivant le parallèle 110 10'30" N

POINT F : Intersection du méridien 060 11'00" O avec le parallèle 110 10'30" N

De F vers G suivant le méridien 060 11'00" O

- POINT G : Intersection du méridien 060 11'00" O avec le parallèle 110 07'30" N
De G vers H suivant le parallèle 110 07'30" N
- POINT H : Intersection du méridien 060 12'00" O avec le parallèle 110 07'30" N
De H vers I suivant le méridien 060 12'00" O
- POINT I : Intersection du méridien 060 12'00" O avec le parallèle 110 07'00" N
De I vers J suivant le parallèle 110 07'00" N
- POINT J : Intersection du méridien 060 13'00" O avec le parallèle 110 07'00" N
De J vers K suivant le méridien 060 13'00" O
- POINT K : Intersection du méridien 060 13'00" O avec le parallèle 110 04'30" N
De K vers L suivant le parallèle 110 04'30" N
- POINT L : Intersection du méridien 060 18'00" O avec le parallèle 110 04'30" N
De L vers M suivant le méridien 060 18'00" O.
- POINT M : Intersection du méridien 060 18'00" O avec le parallèle 110 6'30" N
De M vers N suivant le parallèle 110 06'30" N
- POINT N : Intersection du méridien 060 19'00" O avec le parallèle 110 06'30" N
De N vers O suivant le méridien 060 19'00" O
- POINT O : Intersection du méridien 060 19' 00"O avec le parallèle 110 09' 00" N.
De O vers P suivant le parallèle 110 09' 00" N
- POINT P : Intersection du méridien 060 18'30" O avec le parallèle 110 09'00" N
De P vers A suivant le méridien 060 18'30" O

5. ACCESSIBILITÉ, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES ET GÉOGRAPHIE PHYSIQUE

5.1 LOCALISATION / ACCÈS

Le permis de Mininko est situé à environ 300 km au sud-est de Bamako. On y accède facilement par la grande route qui relie Bamako à Abidjan en empruntant des routes secondaires au niveau des villages de Niéna, Toila ou Kogolikoro. Il est localisé dans le coin SE de la carte de Massigui (feuillet 1 :200 000; n° NC-29-XXIV) et couvre une superficie de 125 km². Il est relativement facile de s'y déplacer en utilisant les nombreuses routes de latérite et le réseau de petites routes secondaires qui serpentent le permis.

5.2 CLIMAT / TOPOGRAPHIE / HYDROGRAPHIE / FAUNE

Le climat est caractéristique de la zone sahélienne avec une saison sèche de novembre à juin et des pluies relativement abondantes de juillet à septembre. Les températures varient normalement de 18°C la nuit à 45°C le jour entre août et juillet.

Le relief est généralement plat et l'altitude moyenne est de 320 à 350 m. Seuls quelques plateaux latéritiques à pentes abruptes s'élèvent à 20 - 30 m au-dessus de la plaine d'érosion environnante.

La végétation est aussi caractéristique de la savane arbustive sahélienne avec des acacias, karités, ficus, baobab, etc.; de grands arbres dans les zones inondables (fromagers, manguiers) et des forêts galeries à palmiers et lianes le long des marigots. La faune locale est plutôt rare; dans la grande région elle comporte des phacochères, singes, antilopes et certaines variétés de serpents (vipères, mambas, etc.).

5.3 POPULATION / SERVICE / INFRASTRUCTURES

La zone du permis est relativement peuplée. Les populations sont concentrées dans de petites agglomérations et villages. La population vit essentiellement d'agriculture, d'élevage et d'orpillage. De nombreux orpailleurs viennent de l'étranger. Les services de transport existent dans la zone grâce à un réseau de routes latéritiques praticables en toute saison. Il existe des Centres de Santé communautaires (CSCOM) à Finkolo et à Djikouna qui assure la santé des populations.

5.4 SYSTÈME DE POSITIONNEMENT ET CARTE GÉOGRAPHIQUE

Le permis est localisé sur la feuille topographique de Massigui de coordonnées géographiques dont le datum est Adindan Mali. Le positionnement des travaux depuis 2009 a été effectué à l'aide d'un GPS.

Datum : WGS 84 Zone 29

Déclinaison magnétique actuelle : 4° 47' Ouest

Élévation de l'ellipsoïde WGS 84 : 28,59 m = > 100 m sur le GPS = 71 m
ortométrique (niveau moyen de la mer)

Azimut de la grille UTM : 0° 32' 27,6".

6. HISTORIQUE

L'existence de l'exploitation de l'or dans la région sud du Mali est indiquée par la présence de travaux historiques à Syama, Tabakoroni, Nampala, etc. Les premiers travaux géologiques remontent au début du XX^e siècle et sont principalement le fait des géologues de l'Afrique Occidentale Française (AOF) et du Soudan français. Les premières synthèses et cartes géologiques datent des années '60 et sont attribuables au BRGM.

En 1964-65, la SONAREM (maintenant Office Nationale de la Recherche Géologique et des Mines –ORGM-), en collaboration avec l'assistance technique de l'Union soviétique, effectua une campagne d'exploration dans le sud du Mali qui avait pour cible les dépôts d'or alluvionnaires. Cette campagne permit de délimiter une vaste zone d'anomalies, où le socle était potentiellement minéralisé entre Dekorobougou et Koba au nord, Banifing au sud et la rivière Bagoé à l'ouest.

Entre 1980 et 1991, le Programme des Nations Unies pour le Développement (PNUD) finança un programme d'exploration géologique dans la région de la rivière Bagoé (projet Or Bagoé, MLI/79/003). L'objectif principal de ce programme était d'effectuer la prospection géochimique de la zone d'anomalies identifiée par la SONAREM en 1965. Récemment, le BRGM, par le biais du projet Sysmin, a édité des cartes de synthèse, compilation et interprétation au 1 : 200 000.

6.1 PNUD

1981 : Le PNUD a effectué une campagne de géochimie du sol régional à la maille de 1 000 x 200 m, une anomalie aurifère de 16 km² comprenant 4 sites y est définie et les teneurs sont comprises entre 50 et 140 ppb Au.

1982 : L'anomalie définie en 1981 est couverte par une géochimie de sol semi-détaillé de 200 x 200 m. Cette géochimie définit une forte anomalie au sud du village de Nampala. Vers la fin de l'année une géochimie détaillée sur une grille de 50 m x 50 m est effectuée sur une surface de 1 km² dans la zone de l'anomalie.

1983 : L'anomalie géochimique est couverte par un levé géophysique VLF qui révèle de nombreuses structures conductrices d'orientation nord.

- 1985 : Une seconde campagne de géochimie de sol régionale de 1 000 m 200 m est effectuée dans la même zone, elle confirme l'anomalie de Nampala définie en 1981.
- 1987 : Une campagne complémentaire de géochimie du sol régional de 1 000 x 200 m est effectuée sur les côtés sud, est et nord de l'anomalie originale de Nampala.
- Dans le but de comprendre la roche encaissante, 22 anciens puits sont réhabilités, échantillonnés et décrits.
- Un sondage carotté vertical est complété; Nams1 (87,4 m).
- 1988 : Deux sondages verticaux sont complétés; Nams2 (86,9m) et Nams3 (136,2 m).
- 1990-1991 : Deux sondages carottés verticaux Nams4 (33,75 m), Nams5 (35 m) et un sondage carotté incliné 294/-45°; Nams6 (260 m) sont complétés.

6.2 BHP MINERALS (BHP)

- 1993 : BHP complète 109 trous de tarière sur 4 lignes de sondages espacées de 200 m l'une de l'autre. Les trous de tarière sur les lignes sont espacés de 20 m. Au total 1 333 m ont été forés avec une profondeur moyenne de 12,2 m par trou. Les trous complètent 5 m dans la saprolite. Les échantillons sont pris dans des intervalles composés de 2 m, mais seulement les deux premiers échantillons de surface et les deux derniers échantillons dans la saprolite sont analysés pour Au.
- Un levé géophysique VLF-EM est effectué sur les lignes des tarières ainsi que sur deux lignes au nord.
- À la suite de ses travaux, BHP estime la ressource à 2,3 t d'or à une teneur de 2,1 g/t Au pour les 20 premiers mètres.

Déclaration : L'auteur n'a pas effectué le travail requis pour classer les ressources faisant l'objet de cette estimation de ressources minérales.

6.3 GEO SERVICE INTERNATIONAL - NEWMONT MINING

2001 : GSI, en collaboration avec Newmont, complète 20 000 m de sondages RAB et de sondages AC. Le programme est concentré sur l'anomalie de Nampala. Les sondages sont exécutés systématiquement sur une grille de 200 x 50 m ou de 400 x 100 m et couvrent une surface de 5 km².

6.4 GEO SERVICE INTERNATIONAL ET GOLDEN STAR RESOURCES

2003 : Établissement de la carte géomorphologique à l'aide des photos aériennes et de photos Landsat afin de réaliser une carte précise des régolites.

En novembre 2003 une campagne de géochimie de sol détaillée, 400 x 200 m, est complétée sur l'ensemble du permis Mininko afin de pouvoir réduire la superficie, selon la convention. Au total, 2 544 échantillons sont analysés incluant les échantillons de contrôle.

En décembre 2003 une campagne détaillée de géochimie de sol est faite sur les zones anormales. Au total, 262 échantillons sont pris selon des mailles de 200 x 100 m et dans certains cas de 50 x 20 m.

Deux tranchées, totalisant une longueur linéaire de 150 m, sont creusées sur l'anomalie de Gladie.

2004 : De février à mars 2004, 36 sondages RC cumulant 4 189 m sont faits et 5 sondages sont prolongés sur 526 m en carotté. Tous les trous, à l'exception d'un, ont été forés selon la direction Est (azimut 090°) avec une inclinaison de - 50°. Pour les échantillons de RC, la première série d'analyses provient de composés de trois mètres. Après réception des résultats, les intervalles ayant plus de 200 ppb sont réanalysés au mètre.

En mars 2004, un levé géophysique PP, couvrant une surface de 1,2 x 1,0 km, est exécuté par Sagax sur la zone principale de Nampala.

En octobre RSG Global produit un calcul de la ressource du gîte Nampala. Un total de 9,49 Mt inférées est estimé à une teneur de 1,2 g/t Au, soit 370 000 onces avec une teneur de coupure de 0,6 g/t Au

Déclaration : L'auteur n'a pas effectué le travail requis pour classer les ressources faisant l'objet de cette estimation de ressources minérales.

7. CONTEXTE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALISATION

7.1 CONTEXTE RÉGIONAL

La région de Mali-Sud est constituée de plusieurs séquences volcano-sédimentaires (birrimiennes) recoupées par diverses phases intrusives granitoïdes d'âge éburnéen.

La région de Massigui (feuille NC-29-XXIV au 1:200 000) comprend deux séries volcano-sédimentaires séparées par une unité intrusive orientée NNE. L'unité volcano-sédimentaire à l'ouest se compose de quartzite provenant de la formation de Bougouni-Kékoro. L'unité à l'est, qui est la partie nord de la formation de la Bagoé, se compose de roches volcaniques felsiques à intermédiaires avec quelques rares intercalations de basalte et de métasédiments (litharénite quartzifère et shale). Aucune trace du socle ancien n'a été mise en évidence dans cette région.

La formation de la Bagoé est une unité supracrustale orientée NNE qui se prolonge sur plusieurs centaines de kilomètres en Côte d'Ivoire et qui disparaît sous le bassin de Taoudenni au nord. Cette formation se divise en trois unités distinctes d'un point de vue lithologique: le membre Est se compose de shales pélitiques; le membre Ouest, de métavolcanites, et le membre Central, de litharénite quartzifère. La transition entre ces différents membres est décrite comme étant graduelle.

La région comprend deux groupes d'intrusifs. Le premier groupe, de composition intermédiaire (diorites à quartz, mozonites à quartz, granodiorites), est daté à 2074 ± 9/- 8 Ma, ce qui correspond à la période de déformation principale (Liégeois et al. 1991). Le second groupe, d'affinités plutôt granitiques (monzogranite, leucogranite potassique), est daté à 2091 ± 33 Ma, âge équivalent à la mise en place des roches volcaniques à l'échelle régionale (roches volcaniques de Tin Fouga datées à 2098 Ma, Liégeois et al. 1991).

Il est possible que cet assemblage de faciès, caractéristique du sud du Mali, ait pu initialement se développer dans un environnement d'arcs volcaniques, les ensembles intra-arcs reposant sur une plaque océanique subduée. Parallèlement, la structure régionale est caractérisée par une chaîne d'avant-pays (c.-à-d. chevauchement de Syama et conglomérat-mélange sous-jacent).

7.2 CONTEXTE LOCAL

Le permis de Mininko se situe en totalité dans l'unité de shales pélitiques et des arénites de la formation de la Bagoé appartenant au supergroupe birrimien (protérozoïque supérieur). La nature très friable des sédiments fait que la roche n'affleure pratiquement pas en surface. Des blocs de granodiorites ou de diorites, localement présents, indiquent la présence de petits stocks intrusifs (4-5 km de diamètre en surface) recoupant les sédiments encaissants. Des dykes et des stocks de dolérites sont aussi présents. La foliation régionale est orientée NS avec un pendage subvertical.

La géologie de Mininko est connue presque exclusivement du fait de l'existence de forages RAB, AC et carottés.

7.3 VOLCANO-SÉDIMENTAIRES

La séquence volcano-sédimentaire des environs de Nampala est constituée d'un assemblage de litharénites – grès – silstones.

La litharénite est caractérisée par une texture gréseuse avec des fragments lithiques anguleux à sub-anguleux et une abondance de particules fines plus foncées. Les grains de plagioclases sont fréquemment saussuritisés et la matrice (20 – 40 %) est argileuse et partiellement recristallisée en chlorite et en séricite.

Le grès est généralement massif et interlité avec les lits silteux. Le grès se compose essentiellement de quartz et de feldspath avec un faible pourcentage de fragments lithiques et mafiques partiellement recristallisés en chlorite.

Le siltstone est généralement bien classé et bien lité, à un angle faible par rapport au forage, ce qui implique un litage à fort pendage dans la zone de Nampala. Le litage est accentué par la chloritisation de biotite en feuillets initialement développée dans le plan de litage.

7.4 TONALITE

Deux faciès de roches intrusives sont présents. Le faciès le plus fréquent est une tonalite, très riche en quartz, dans laquelle les feldspaths plagioclases y ont une orientation préférentielle. Une variante de composition mafique à intermédiaire « lamprophyre » se retrouve au pourtour de la tonalite. La tonalite, en roche fraîche, présente un lessivage et des altérations en silice, chlorite et séricite. De la pyrite, de l'arsénopyrite et de l'or sont associés à ces altérations.

La tonalite est constituée par un faciès finement à moyennement grenu, et par un faciès « quartzifère » grossièrement grenu. Ces deux faciès sont constitués de l'assemblage minéralogique suivant : amphibole, plagioclase, chlorite, biotite, sphène, minéraux opaques et une faible quantité de quartz dans la diorite, qui s'accroît dans la diorite quartzifère. La chlorite remplace parfois les amphiboles sous forme de pseudomorphes.

Les amphiboles sont présentes sous deux formes : une forme prismatique partiellement chloritisée et une forme aciculaire. La biotite est dérivée de l'amphibole aciculaire. Le plagioclase est partiellement altéré en séricite alors que la chlorite provient de l'altération de l'amphibole et de la biotite.

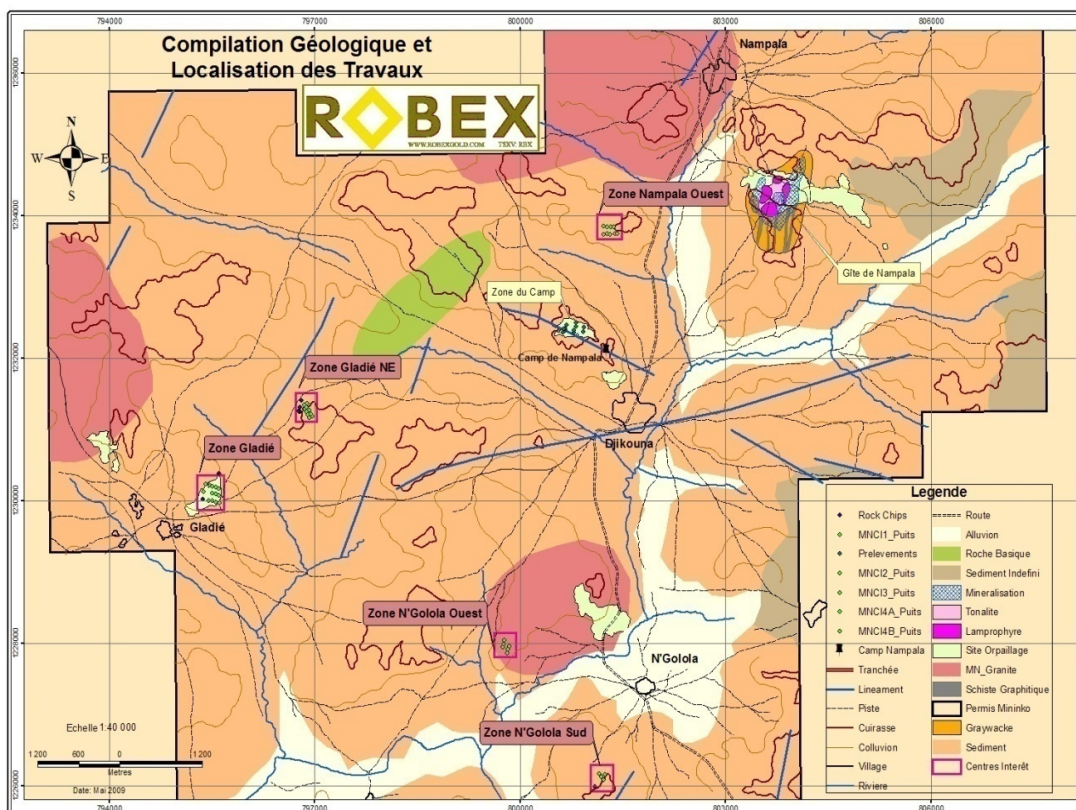
L'étude de quelques lames minces du faciès mafique montre des porphyroblastes mafiques et de la biotite rouge cuivrée dans une pâte fine et semble indiquer qu'il s'agit d'une vogèsite qui est un lamprophyre syénitique composé de phénocristaux de hornblende dans une pâte d'orthoclases et de hornblendes.

7.5 STRUCTURES

Une analyse des linéaments aéro-photographiques de la zone du permis de Mininko a permis de mettre à jour la présence d'un système de failles/fractures dont les orientations préférentielles sont essentiellement NE et occasionnellement NO et NS. L'intersection de ces structures définit des « corridors » de faiblesses structurales possiblement d'extension régionale. L'intersection des structures ou des corridors de structures pourrait jouer un rôle dans la mise en place et dans l'emplacement des minéralisations aurifères dans la région.

Différents levés de géophysique effectués par la SONAREM et par BHP Minerals (Mali) ont permis la détermination d'anomalies VLF orientées NS qui ont été interprétées comme étant des zones de failles. Les forages ont recoupé des zones de micaschiste associées à la minéralisation, qui pourraient représenter des zones de cisaillement. L'orientation NS du contact tonalite-métasédiments dans la cible de Nampala pourrait impliquer que la mise en place de l'intrusion soit contrôlée structuralement (voir figure 1).

Figure 1
Compilation géologique et localisation des travaux



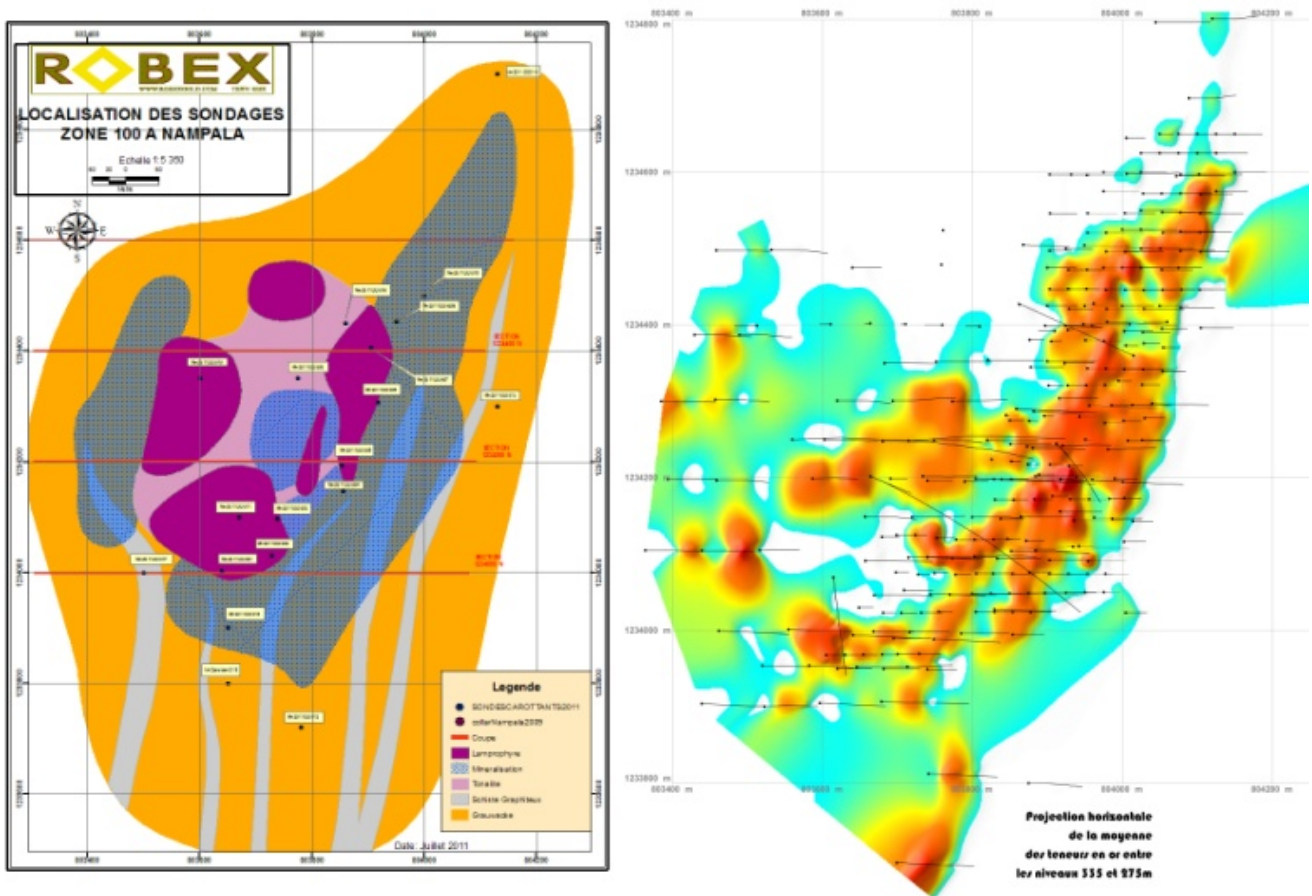
7.6 MINÉRALISATION

Le gîte aurifère de Nampala est une zone filonienne à quartz qui est essentiellement reconnue en sondages. Les filons principaux sont orientés NNE et ont un pendage abrupt vers l'ONO. On y perçoit plusieurs filons en échelon comportant des filonnets conjugués entre les filons principaux. L'or apparaît libre et très finement grenu.

La minéralisation se rencontre principalement dans une unité sédimentaire de type arénite et parfois dans la tonalite adjacente à l'ouest. La zone est limitée à l'est par une séquence d'argilite comportant des bandes avec graphite et pyrite.

Cette minéralisation est reconnue sur 800 m de long par environ 300 m de large, et ce, jusqu'à une profondeur de 350 m. La zone est ouverte en profondeur de même qu'en extension latérale vers le sud (voir figure 2).

Figure 2
Localisation des sondages – Zone 100 A Nampala



8. TYPES DE GÎTES MINÉRAUX

Le gîte de Nampala s'apparente à un dépôt aurifère mésothermal filonien à quartz-carbonate. Il se localise dans des arénites affectées par un accident géologique orienté NE en bordure d'un intrusif intermédiaire comportant des composantes basiques.

9. TRAVAUX D'EXPLORATION

Entre 2005 et 2011, outre les forages, Robex n'a entrepris aucun travail d'exploration sur le terrain. Les travaux de bureau consistant essentiellement en compilations des travaux antérieurs et en calculs de la ressource.

10. FORAGES

10.1 GEO SERVICE INTERNATIONAL ET ROBEX

2005-2006 : Un programme de forages de 9 665 m est complété dans un périmètre comprenant le gîte Nampala. Le programme comprenait 86 sondages AC et RC totalisant 9 037 m et 2 sondages carottés totalisant 628 m.

2006-2007 : Au total 6 221 m ont été forés et répartis sur 56 trous. Les forages étaient répartis de la manière suivante :

- Nampala 34 trous (3 748 m)
- Mininko NW 10 trous (1 135 m)
- N'golola 12 trous (1 338 m).

En juin 2007 RSG Global (maintenant Coffey Mining) produit un rapport conforme au règlement 43-101 incluant une estimation de la ressource du gîte Nampala par la méthode du krigeage. La ressource inférée totale comprend 26 872 Mt à une teneur de 0,9 g/t Au soit 760 000 onces, la teneur de coupure est de 0,5 g/t Au. Ce calcul inclut la carapace latéritique, la saprolite et la roche saine jusqu'à une profondeur de 500 m et est composé de trois zones adjacentes (100, 200 et 300).

Déclaration : L'auteur n'a pas effectué le travail requis pour classer les ressources faisant l'objet de cette estimation de ressources minérales.

10.2 ROBEX

2009 : Genivar recompile le modèle de ressource de RSG pour positionner les trous en fonction de la maille 25 x 25 m sur la partie saprolitique du gîte Nampala. Pour la zone 100, il est mentionné que, entre la surface et la roche fraîche (85 m), 8,4 Mt à une teneur de 0,95 g/t Au représentent 256 000 onces d'or, en utilisant une coupure de 0,5 g/t Au.

La partie latéritique du gîte de Nampala est forée dans le but de resserrer la maille de sondage à 25 x 25 m selon la recommandation de RSG. Un total de 119 sondages RC/AC est foré pour un métrage total de 8 033 m.

2010 : J. Marchand produit un addendum au calcul de la ressource 2007 de RSG en incluant les forages de 2009. Ce calcul montre que la zone 100 du gîte Nampala contient entre 0 et 85 m de profondeur, 7,6 Mt à une teneur de 1 g/t Au, soit 244 045 onces d'or en utilisant une coupure de 0,4 g/t Au.

Déclaration : L'auteur a effectué le travail requis pour classer les ressources faisant l'objet de cette estimation de ressources minérales. La référence est donnée à l'Item 27 « Références ».

À la périphérie nord du gîte Nampala, 73 sondages AC totalisant 4 855 m sont forés. Ces forages délimitent l'extension nord du gîte sur 200 m supplémentaires.

2011 : Dans le périmètre du gîte Nampala, un total de 19 sondages carottés sont forés pour une longueur totale de 5 000 m. De ce nombre 8 sondages (2 080 m) sont dédiés au jumelage de sondage AC selon la recommandation de RSG, 4 sondages (386 m) sont pour les études géotechniques.

11. PRÉPARATION, ANALYSE ET SÉCURITÉ DES ÉCHANTILLONS

11.1 MÉTHODOLOGIE ANTÉRIEURE À 2009

L'auteur se réfère au rapport de RSG Global en 2007 (Wolfe, 2007). Les descriptions de la méthodologie et de la sécurité sont conformes aux standards courants de l'industrie.

11.2 MÉTHODOLOGIES APPLICABLES AUX TRAVAUX 2009-2011

Voici un condensé du manuel détaillé de procédures :

Procédure pour les sondages RC

- Positionnement par GPS, alignement par boussole et inclinaison au clinomètre, par le technicien ou par le géologue, selon la fiche du programme établie.
- Déblaiement et nettoyage de la zone de collet.
- Échantillonnage de chaque mètre depuis le cyclone, dans des sacs de jute (fibre de verre) préalablement numérotés (sondage/intervalle), nettoyage du cyclone.
- Transport par le technicien jusqu'au lieu de traitement.
- Si l'échantillon est mouillé, il y a séchage sur une pellicule de plastique.
- Quartage de l'échantillon pour obtenir un échantillon de 2 kg (un témoin peut aussi être prélevé en surplus), dépôt dans un sac de plastique numéroté (numéro d'analyse), insertion d'une étiquette d'analyse numérotée, remisage, entrée des données d'échantillonnage dans la fiche d'analyse.
- Prise d'un cutting (petite quantité de matériel lavée pour description géologique) dans la partie rejetée. Remisage du rejet dans les sacs d'échantillonnage.
- Nettoyage du séparateur.
- Dépôt du cutting sur une table à cuttings (damier numéroté par mètre), observation géologique et entrée des données sur la fiche de description géologique. À la fin du trou, prise d'une photo de la table et remisage des cuttings dans une boîte à cuttings numérotée (numéro du trou).

- Les échantillons pour analyses sont regroupés, à tous les 20 échantillons, un standard (teneur élevée) ou un standard (teneur faible) ou un « blank » ou un témoin est inclus. Une fiche d'envoi est produite pour chaque envoi. Les échantillons sont transportés au laboratoire en camion par le personnel de Robex ou selon le cas, pris en charge sur le terrain par le personnel du laboratoire.
- Les rejets sont remisés dans des sections spécialement aménagées près du camp.
- Les cuttings sont remisés dans des conteneurs près du camp.
- Les fiches de description géologique et d'échantillonnage sont reproduites quotidiennement dans un fichier numérique de type tableur spécialement formaté pour ce travail. Les données de ces fichiers sont ensuite incluses dans une base de données terrain, spécifique à chaque géologue, puis après vérification des résultats d'analyses, incluses à la base de données du projet.
- Chaque trou est relevé au GPS et scellé par une dalle de ciment gravée (numéro du trou et direction du sondage) après le départ de la sondeuse.
- L'ensemble du travail est sous la responsabilité directe du géologue en charge et sous la supervision du chef de projet.
- Ce manuel est remis au géologue de projet avant chaque campagne.

11.3 AVIS TECHNIQUE

L'auteur est d'avis que les procédés techniques et la sécurité relative à l'échantillonnage employés depuis le début de l'implication de Robex dans l'exploration du gîte Nampala, sont adéquats et sont conformes à la procédure courante actuelle de l'industrie.

12. VÉRIFICATION DES DONNÉES

12.1 QAQC DES SONDAGES

12.1.1 Travaux antérieurs à 2009

Pour les travaux antérieurs à 2009 le contrôle de qualité a été fait par RSG Global.

12.1.1.1 QAQC interne du laboratoire

L'analyse des standards certifiés montre un très bon résultat.

Les « blanks » ne montrent pas d'anomalie temporelle et varient de manière marginale autour de la limite de détection inférieure.

Les duplicatas présentent un indice de précision dans une limite acceptable.

12.1.1.2 QAQC de Robex

L'analyse des standards certifiés montre un très bon résultat. Cependant une analyse est rapportée contaminée.

L'analyse des standards maison de Robex, constituée de matériel homogénéisé provenant des RC, montre une grande variabilité et de l'inconsistance.

L'analyse des « blanks » montre une variabilité marquée et la teneur en or est supérieure à la limite de détection (5 ppb).

L'analyse des pulpes par un second laboratoire montre un biais pour les teneurs supérieures à 5 g/t Au. Le résultat global est considéré adéquat.

L'analyse des duplicatas montre un résultat marginalement acceptable pour les sondages carottés et pour les sondages RC. Ces derniers ont cependant une meilleure répétabilité que les carottés.

La conclusion mentionne que les procédures utilisées par Robex sont adéquates. Les analyses se situent dans les limites acceptables pour ce type de dépôt aurifère, mais l'utilisation de standard maison doit être abandonnée.

12.1.2 Travaux de 2009

Nous n'avons pas fait de vérification systématique de ces travaux, cependant certains sondages ont été jumelés avec des sondages carottés en 2011.

12.1.3 Travaux postérieurs à 2009

12.1.3.1 Sondage RC 2010

- Standard

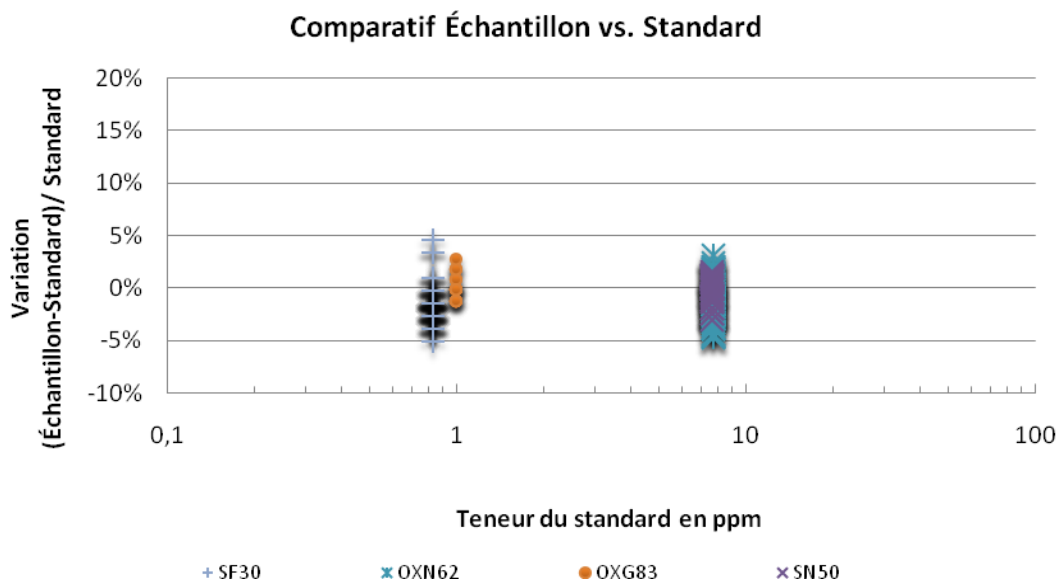
Le résultat des analyses de standards montre les caractéristiques suivantes.

Tableau 1
Résultat d'analyses de standards

Standard	Valeur	Nombre	Moyenne	SKEW	STD	CV	Pc	Moyenne Diff.	STD diff.	>2*STD2+MD	Nb
SF30	0,832	99	0,820	0,95	0,01	1,71 %	3,4 %	-1,45 %	1,70 %	5,1 %	5
OXN62	7,706	124	7,606	0,31	0,13	1,75 %	3,5 %	-1,30 %	1,74 %	1,6 %	2
OXG83	1,002	18	1,003	0,75	0,01	1,20 %	2,4 %	0,13 %	1,23 %	0,0 %	0
SN50	7,685	38	7,671	-0,55	0,10	1,25 %	2,5 %	-0,18 %	1,27 %	0,0 %	0

- Nous avons modifié la teneur du standard SN50 de 8,685 à 7,685 g/t Au puisqu'il apparaît évident qu'il y a eu une erreur de retranscription manuelle. Nous avons retiré 9 échantillons dénommés SF30, il s'avérait évident qu'ils appartenaient à un autre standard ayant 0,99 g/t Au.
- Tous les échantillons montrent une variation inférieure à $\pm 10\%$.
- Différence systématique de la moyenne, aucune.
- Distribution légèrement biaisée, aucune.
- Déviation standard plus importante, aucune.
- Coefficient de variation élevé, aucun.
- Aucune dérive temporelle et variation systématique n'est relevée, la majorité des variations semble liée au standard lui-même (voir figure 3)

Figure 3
 Échantillons vs Standards

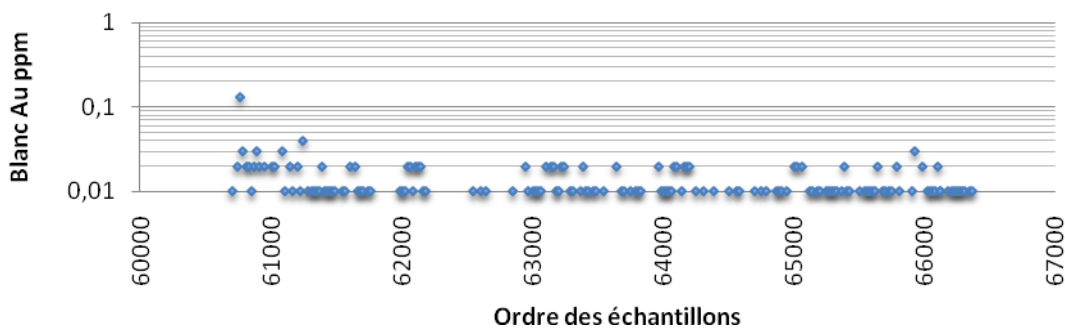


- « Blank »

Le résultat des analyses des « blanks », présente les relations suivantes (figure 4).

Figure 4
 Résultat des analyses des « blanks »,

	Nombre	Moyenne	SKEW	STD	>2*STD2+MD	Nb
« Blank »	285	0,014	8,11	0,01	16,1%	46



La distribution est biaisée vers les teneurs supérieures ce qui dénote une valeur moyenne inférieure au seuil de détection.

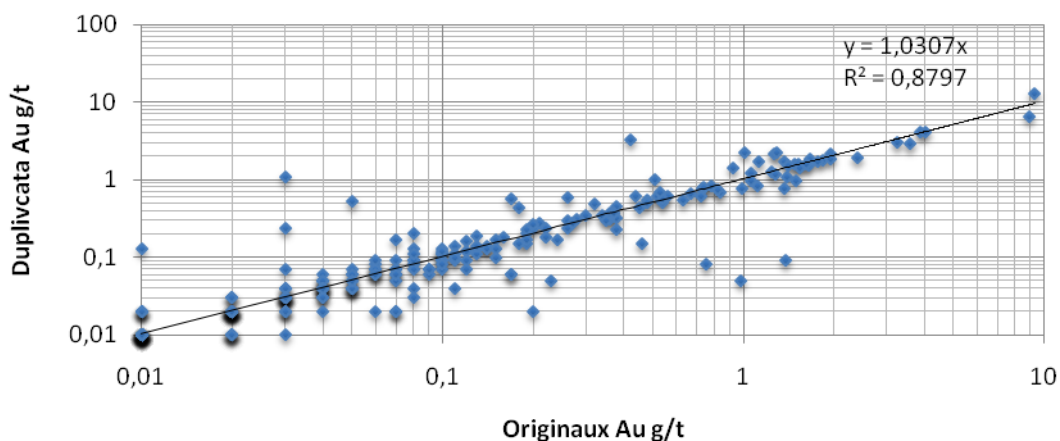
Aucune dérive temporelle n'est apparente, cependant 16 % des échantillons (46) ont des teneurs supérieures à 2 fois l'écart type. Le « blank » est homogène.

- Duplicatas terrain

Le résultat de l'analyse des duplicatas montre les relations suivantes (voir figure 5).

Figure 5
Résultat de l'analyse des duplicatas

	Nb	Pearson	m	STD	Hard 30%	Pc	Moyenne Diff.	>2*STD2+MD	Nb
Double	264	0,938	1,03	0,33	84,50%		-2,23%	3,5%	10



Les teneurs sous le seuil de détection (0,01 g/t Au) ont été retirées pour le calcul statistique.

Aucune dérive temporelle n'est apparente, les 2 populations sont similaires, il n'y a pas de biais, 3,5 % des échantillons (10) ont des teneurs supérieures à 2 fois l'écart type.

On observe que 85 % des analyses sont à l'intérieur du 30 % de HARD (demi-différence absolue relative à la moyenne), ce qui implique une très bonne précision et que la minéralisation est homogène sur 1 m de matériel recueilli.

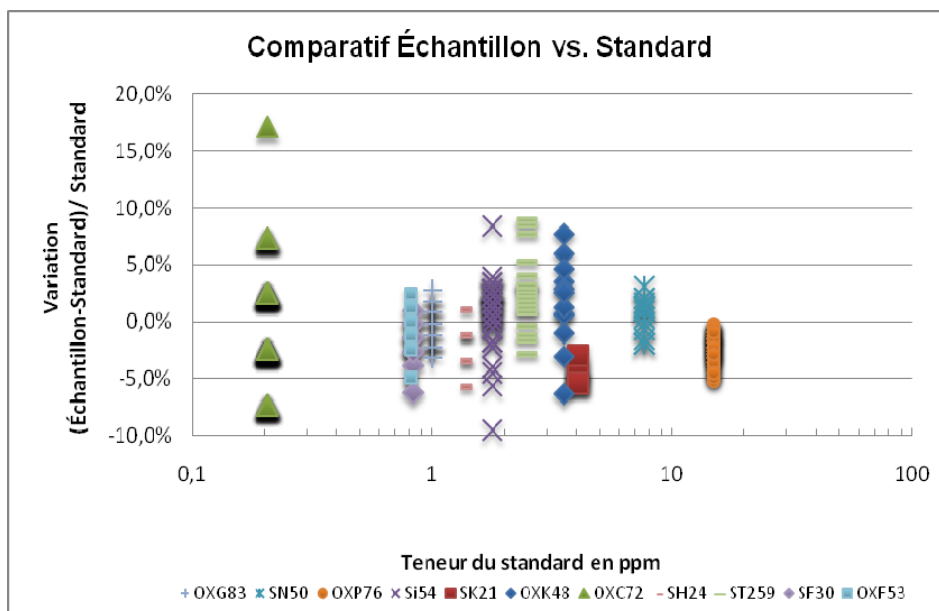
12.1.3.2 Sondage carotté 2011

- Standard

Le résultat des analyses de standards montre les caractéristiques suivantes (voir figure 6).

Figure 6
Résultat des analyses de standards

Standard	Valeur	Nombre	Moyenne	SKEW	STD	CV	Pc	Moyenne Diff.	STD diff.	>2*STD2+MD
OXG83	1,002	25	0,999	0,09	0,02	1,63 %	3,3 %	-0,32 %	1,66 %	0,0 %
SN50	7,685	14	7,727	-0,36	0,12	1,50 %	3,0 %	0,55 %	1,56 %	0,0 %
OXP76	14,980	73	14,636	-0,39	0,19	1,28 %	2,6 %	-2,30 %	1,26 %	0,0 %
Si54	1,780	58	1,796	-1,30	0,05	2,53 %	5,1 %	0,92 %	2,58 %	1,7 %
SK21	4,048	7	3,861	1,16	0,03	0,90 %	1,8 %	-4,61 %	0,93 %	0,0 %
OXK48	3,557	12	3,614	-0,54	0,13	3,65 %	7,3 %	1,61 %	3,87 %	0,0 %
OXC72	0,205	63	0,204	0,59	0,01	5,07 %	10,1 %	-0,27 %	5,09 %	1,6 %
SH24	1,326	7	1,297	-0,28	0,03	2,09 %	4,2 %	-2,18 %	2,21 %	0,0 %
ST259	2,480	19	2,545	0,48	0,08	3,08 %	6,2 %	2,61 %	3,25 %	0,0 %
SF30	0,832	9	0,816	-0,76	0,02	2,09 %	4,2 %	-1,98 %	2,18 %	0,0 %
OXF53	0,810	9	0,798	0,05	0,02	2,42 %	4,8 %	-1,51 %	2,53 %	0,0 %



Nous avons modifié la teneur du standard SN50 de 8,685 à 7,685 g/t Au puisqu'il apparaît évident qu'il y a eu une erreur de retranscription manuelle. Pour la même raison, les échantillons 68881 et 69201 ont été modifiés.

Tous les échantillons sauf un (OXC72) montrent une variation inférieure à $\pm 10\%$.

Différence systématique de la moyenne, SK21, ST259, OXP76, SH24.

Distribution légèrement biaisée, SI54, SK21.

Déviatoin standard plus importante, OXP76.

Coefficient de variation élevé, OXC72.

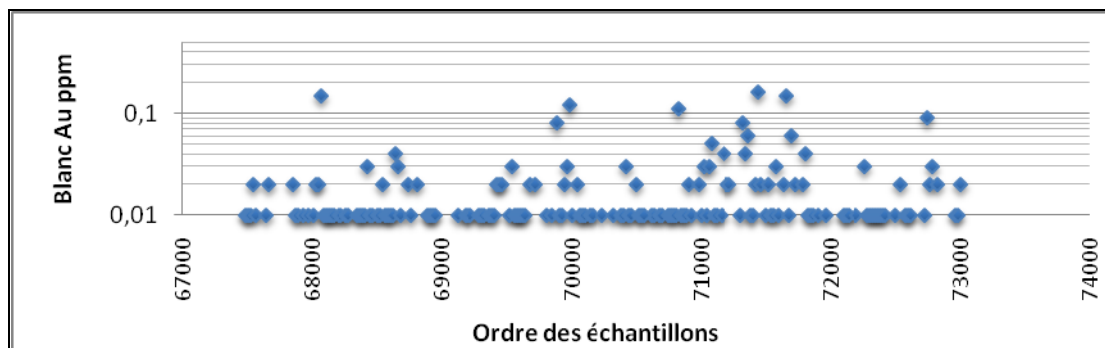
Aucune dérive temporelle et variation systématique n'est relevée, la majorité des variations semblent liée au standard lui-même.

- « Blank »

Le résultat des analyses des « blanks », présente les relations suivantes (voir figure 7).

Figure 7
Résultat des analyses des « blanks »

	Nombre	Moyenne	SKEW	STD
« Blank »	189	0,019	4,23	0,02



La distribution est biaisée vers les teneurs supérieures ce qui dénote une valeur moyenne inférieure au seuil de détection.

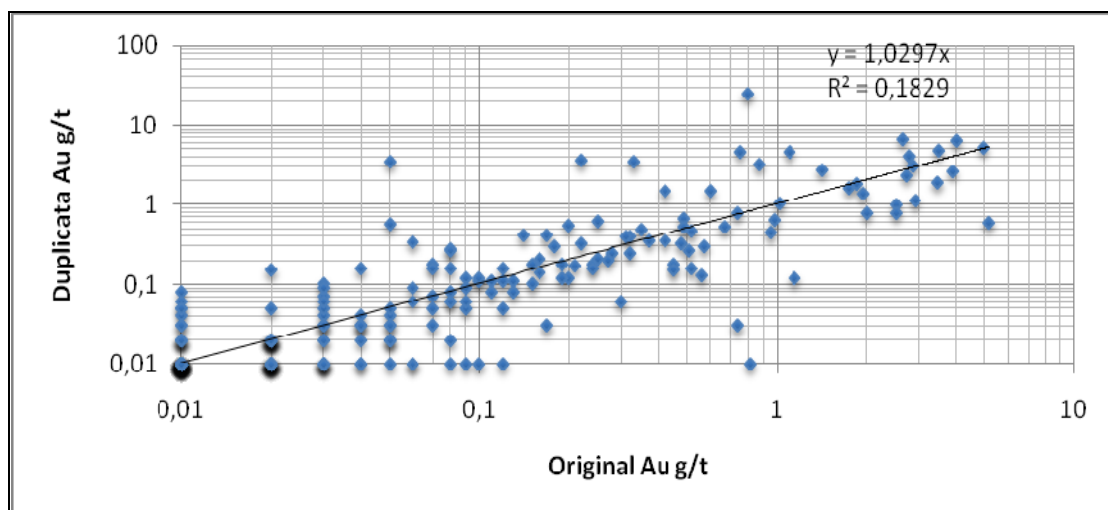
Aucune dérive temporelle n'est apparente, cependant 30 % des échantillons (56) ont des teneurs supérieures à 2 fois l'écart type. Le « blank » n'est pas homogène.

- Duplicatas terrain

Le résultat de l'analyse des duplicatas montre les relations suivantes (voir figure 8).

Figure 8
Résultat de l'analyse de duplicata

	Nb	Pearson	m	STD	Hard 30%	Pc	Moyenne Diff.
Double	238/299	0,422	1,03	0,68	58,70 %		-7,09 %



Les teneurs sous le seuil de détection (0,01 g/t Au) ont été retirées pour le calcul statistique.

Aucune dérive temporelle n'est apparente, les 2 populations sont similaires, il n'y a pas de biais, 4,2 % des échantillons (10) ont des teneurs supérieures à 2 fois l'écart type.

Seulement 59 % des analyses sont à l'intérieur du 30 % de HARD (demi-différence absolue relative à la moyenne), ce qui implique une faible précision.

La minéralisation n'est pas homogène sur 1 m de carottes.

Note

Dans l'ensemble, les sondages carottés montrent une plus grande hétérogénéité et variabilité de l'échantillon. Le sondage AC, de par sa nature et dans le matériel saprolitique du gîte Nampala, produit un échantillon très bien uniformisé.

12.1.3.3 Jumelage des sondages RC par des sondages carottés

L'auteur a supervisé 8 sondages carottés qui doublent les sondages RC selon une maille qui couvre l'ensemble de la partie superficielle connue du gîte.

Mn2011dd001

Ce sondage devait doubler le sondage Mn2004ac506, cependant il a plutôt investigué le sondage Mn2009rc001, nous croyons qu'il y a inversion de leurs positions. Ce dernier n'a pas de minéralisation ce qui correspond à la partie supérieure du sondage carotté. Par contre, la partie minéralisée du sondage carotté correspond au début de la zone minéralisée dans le sondage Mn2004ac506.

Sondage	Intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2004ac506	39-69	30	1,01	
Mn2011dd001	90-120	30	0,74	-27 %

Mn2011dd002

Ce sondage a effectivement doublé le sondage Mn2009ac008. Les sections minéralisées/stériles concordent de façon satisfaisante.

Sondage	Intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2009ac008	38-52	14	0,64	
Mn2011dd002	36-50	14	0,44	-32 %
Mn2009ac008	61-80	19	0,86	
Mn2011dd002	70-89	19	1,12	30 %

Mn2011dd003

Ce sondage a effectivement doublé le sondage Mn2004ac521. Les sections minéralisées/stériles concordent de façon satisfaisante.

Sondage	Intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2004ac521	14-111	97	1,08	
Mn2011dd003	11-105	97	1,20	12 %

Mn2011dd004

Ce sondage a effectivement doublé le sondage Mn2005ac537. Les sections minéralisées/stériles concordent de façon satisfaisante sauf pour l'intervalle 86-99 m.

Cette différence nous apparaît le résultat d'un décalage de 15 m pour cet intervalle suite à une brusque translation verticale de la zone minéralisée. De fait, l'intervalle 86-108 m du Mn2005ac537 correspondrait au 101-144 m du Mn2011dd004, ce qui impliquerait une diminution de 25 % de la teneur. Cette variation est en adéquation avec l'ensemble des sections comparées.

Sondage	Intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2005ac537	4-39	35	0,41	
Mn2011dd004	4-39	35	0,59	45 %
Mn2005ac537	52-82	30	1,21	
Mn2011dd004	52-82	30	1,17	-2 %
Mn2005ac537	86-99	14	4,68	
Mn2011dd004	86-99	14	0,38	-92 %
Mn2005ac537	101-108	7	2,39	
Mn2011dd004	101-108	7	2,41	1 %

Mn2011dd005

Ce sondage a effectivement doublé le sondage Mn2004ac511. Les sections minéralisées/stériles concordent de façon satisfaisante. Le sondage de la section 22-33 m montre de petites structures minéralisées dans le sondage Mn2011dd005 qui sont absentes dans l'AC. Pour l'intervalle minéralisé 40-58 m il n'y a pas d'analyse dans l'AC.

Sondage	Intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2004ac511	6-40	34	0,36	
Mn2011dd005	6-40	34	0,50	38 %
Mn2004ac511	61-103	42	1,67	
Mn2011dd002	61-103	42	1,00	-40 %

Mn2011dd006

Ce sondage a effectivement doublé le sondage Mn2009ac092. Les sections minéralisées/stériles concordent de façon satisfaisante.

Sondage	Intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2009ac092	19-58	39	0,93	
Mn2011dd006	13-52	39	1,21	31 %
Mn2009ac092	68-81	13	0,59	
Mn2011dd006	63-76	13	0,63	6 %

Mn2011dd007

Ce sondage a effectivement doublé le sondage Mn2004ac534. Les sections minéralisées/stériles concordent de façon satisfaisante.

Sondage	intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2004ac534	41-96	55	0,78	
Mn2011dd007	39-94	55	0,92	18 %

Mn2011dd008

Ce sondage a effectivement doublé le sondage Mn2010ac016. Les sections minéralisées/stériles concordent de façon satisfaisante. Le sondage carotté a eu des problèmes de récupération.

Sondage	intervalle	Métrage	Au g/t	Différence
Mn2011ac016	18-62	44	1,74	
Mn2011dd008	16-60	44	0,99	-43 %

De par la nature même de l'échantillon prélevé, le sondage carotté montre une plus grande hétérogénéité que le sondage AC. La nature du matériel à comparer montre cependant une bonne homogénéité pour les sections minéralisées prises dans leur ensemble. Aussi, les comparaisons sont faites sur l'ensemble des sections minéralisées du sondage et non pas une à une.

Une autre source d'erreur est la distance latérale et en profondeur entre les comparés.

Le comparatif par zone montre une répétabilité satisfaisante, la différence se retrouvant majoritairement dans l'intervalle ± 50 %.

12.2 VISITE DU LABORATOIRE

L'auteur a visité le laboratoire ALS Chemex de Bamako. Ce laboratoire est celui utilisé pour la majorité des analyses incluses dans la base de données des sondages. Cette visite a permis de constater que ce laboratoire est conforme aux procédures actuelles de l'industrie.

12.3 RESTRUCTURATION DE LA BASE DE DONNÉE DES SONDAGES

L'auteur a recompiled l'information concernant les sondages en utilisant les données originales et nous avons validé cette information pour les paramètres communs à l'aide des logiciels Map Info/Discover.

Cette compilation sert de base au modèle géologique et minéralogique du gîte Nampala.

L'auteur a vérifié de façon systématique les résultats d'analyses à l'aide des certificats originaux lorsque disponibles.

12.4 AVIS TECHNIQUE

L'auteur est d'avis que, malgré certaines inconsistances qui représentent moins de 10 % de l'ensemble, les données sont adéquates pour l'utilisation dans le calcul d'une réserve minérale.

12.5 VÉRIFICATION DES DONNÉES PAR MET-CHEM

12.5.1 Visite De Site - Introduction

Une visite du projet Nampala a été effectuée entre les 12 et 17 avril 2011, par Yves A. Buro, ing., Ingénieur géologue principal chez Met-Chem Canada inc., à titre de *Personne qualifiée* indépendante.

Les principales observations et recommandations qui découlent de la visite sont consignées dans un rapport interne émis le 17 avril 2011. Celles qui ont un lien avec l'estimation des ressources sont reprises dans ce chapitre, et sont complétées par les résultats des vérifications faites par Met-Chem.

12.5.2 Vérifications par Met-Chem

a) Visite de terrain – Collets de sondages

Le collet d'une vingtaine de sondages a été relevé sur le terrain à l'aide d'un GPS portable. Ces coordonnées correspondaient à celles qui ont été saisies dans la banque de données.

Les collets des sondages jumelés de 2011 ont été observés sur le terrain; la distance entre les collets des paires de sondages est de 3 m, ce qui est un peu élevé.

b) Visite de terrain – Examen de carotte et de copeaux de sondages

L'examen de copeaux témoins de quelques sondages destructifs, à circulation inverse (« Reverse Circulation », « RC ») archivés dans les boîtes en plastique à cet effet n'a pas relevé d'erreurs dans les descriptions ou les métrages notés dans les banques de données.

Les descriptions des lithologies et des contacts, ainsi que les mesures de profondeur de la carotte dans les quatre premiers sondages carottés de 2011 correspondent aux observations faites par Y. Buro.

De l'argile (kaolin) est présente en quantité dans la partie saprolitique de la carotte des sondages examinés. Cette argile provient certainement de l'altération météorique des feldspaths présents dans le graywacke et la tonalite, et se retrouve communément dans les gisements en Afrique de l'Ouest. La présence de graphite a été observée dans la zone minéralisée.

c) Examen de la banque de données

Des vérifications ponctuelles de la banque de données ont été faites au bureau de Robex à Bamako. La banque de données finale utilisée pour l'estimation des ressources a été vérifiée par Met-Chem avant de préparer le modèle 3D. La comparaison des résultats d'une série de certificats originaux du laboratoire avec les entrées dans la banque de données n'a révélé aucune erreur.

Une forte déviation, quelquefois extrême, de certains sondages a été notée. Cependant, les mesures dans les sondages carottés de 2011 montrent qu'ils ont subi très peu de déviation.

d) Géologie - Revue

Les descriptions de la géologie et les résultats d'analyses des campagnes de forage exécutées jusqu'en 2007 ont été vérifiés par Met-Chem. Le fait que des contacts principaux entre les unités lithologiques aient pu être tracés en plan et sections transversales par Met-Chem montre que les descriptions des lithologies étaient globalement correctes. Seule l'identification comme un lamprophyre d'une unité entourant le massif de tonalite est probablement erronée.

La minéralisation en or forme des bandes d'orientation nord-est associées aux sédiments à l'est d'un intrusif felsique, et se trouve en partie à l'intérieur de l'intrusif. L'unité décrite comme lamprophyre ne contient pratiquement pas de minéralisation. Des sédiments graphiteux au contact ouest de la tonalite contiennent de la minéralisation en or qui est moins bien développée que dans le reste du gîte.

12.5.3 Échantillons de vérification par Met-Chem

a) Collecte et analyses

56 échantillons ont été choisis pour servir de vérification des teneurs dans le gisement de Nampala. Les doubles de terrain de sondages destructifs à circulation inverse aux couteaux (« Air Core », « AC ») ou RC analysés antérieurement par ALS Minerals Laboratory, Bamako, ont été ré-analysés par le laboratoire SGS Mali à Bamako. La même méthode d'analyse a été utilisée par les deux laboratoires (pyro-analyse sur des prises de 30 g).

Les échantillons couvraient des valeurs en or variant de 0,14 à 24,50 g/t Au, soit la quasi totalité de la gamme des teneurs retrouvées dans le modèle ayant servi à l'estimation des ressources du gîte de Nampala. Les échantillons furent sélectionnés de manière à obtenir une couverture géographique générale du gîte, en direction et profondeur, et proviennent de sondages forés en 2009, 2010 et 2011.

Des échantillons de 2 kg furent préparés par division au séparateur à lame des copeaux de RC et AC prélevés dans les sacs originaux (« grands volumes »). Neuf échantillons de contrôle furent insérés dans la séquence des 56 échantillons de vérification. Ces échantillons consistaient en des blancs, standards et doubles intercalés à raison de 1 de chaque sur 20 échantillons de terrain (lots du laboratoire), en suivant la méthode utilisée par Robex. Deux standards de Rocklabs, Nouvelle Zélande, ont été utilisés :

- Si54, à valeur certifiée de 1,780 g/t Au (+/- 0.011); matrice sulfurée;
- OxP76 titrant 14.98 g/t Au (+/- 0.08); matrice oxydée.

L'utilisation de standards à matrice différente de celle des échantillons de terrain est à éviter.

Tous les échantillons ont été préparés lors de la présence de Y. Buro au camp de Robex et transportés par ses soins au laboratoire de SGS à Bamako, afin d'assurer la validité et l'intégrité des échantillons recueillis.

e) Résultats

L'évaluation de la qualité des résultats d'analyse des 56 doubles de terrain s'est faite par le test de la différence relative pour l'analyse des rejets d'échantillons originaux par un second laboratoire. Le test montre que plus du tiers (35,7%) des échantillons, plutôt que le 10% couramment accepté comme seuil, montrent une variabilité trop élevée et ne passent donc pas le test. Cependant, les résultats n'affichent pas de biais évident entre les deux laboratoires et la moyenne des deux populations (1,58 et 1,48 g/t Au) est relativement proche (6,4% de différence). Les paramètres statistiques de base ont été calculés et sont présentés dans le tableau 2.

Tableau 2
Analyses des doubles de terrain; statistiques de base

Paramètres	Analyses originales Au1 (g/t Au)	Secondes analyses Au2 (g/t Au)
Nombre d'échantillons	56	56
Moyenne	1,58	1,48
Médiane	0,78	0,85
Maximum	24,50	23,30
Minimum	0,14	0,12
Écart-type	3,34	3,10
Corrélation	0,978	

Ces résultats indiquent que la variabilité de ces échantillons de la minéralisation de Nampala n'est pas exceptionnellement basse mais demeure assez typique des gîtes en Afrique de l'Ouest.

Les résultats complets d'analyses des échantillons originaux et doubles sont fournis dans le tableau 3 et illustrés par la figure 9.

Tableau 3
Analyses des doubles de terrain, par Met-Chem; résultats complets.

Sondage	De (m)	À (m)	N° Échant. Au1	Original Au1 (g/t Au)	Vérification Au2 (g/t Au)	N° Échant. Lab.
Mn2010ac021	32	33	62376	0,65	0,79	0001
Mn2010ac021	33	34	62377	0,88	0,98	0002
Mn2010ac021	34	35	62378	0,43	0,18	0003
Mn2010ac021	35	36	62379	0,94	1,12	0004
Mn2010ac021	37	38	62382	3,88	4,16	0005
Mn2010ac021	38	39	62384	1,72	1,61	0006
Mn2010ac021	39	40	62385	0,26	0,36	0007
Mn2010ac022	63	64	62511	0,25	0,34	0008
Mn2010ac022	64	65	62512	0,14	0,12	0009
Mn2010ac022			BLANC		<0,01	0010
Mn2010ac022	65	66	62513	4,05	0,63	0011
Mn2010ac022	66	67	62514	1,14	1,06	0012

Ressources Robex inc.
Projet Nampala
Rapport technique - NI 43-101

12. Vérification des données

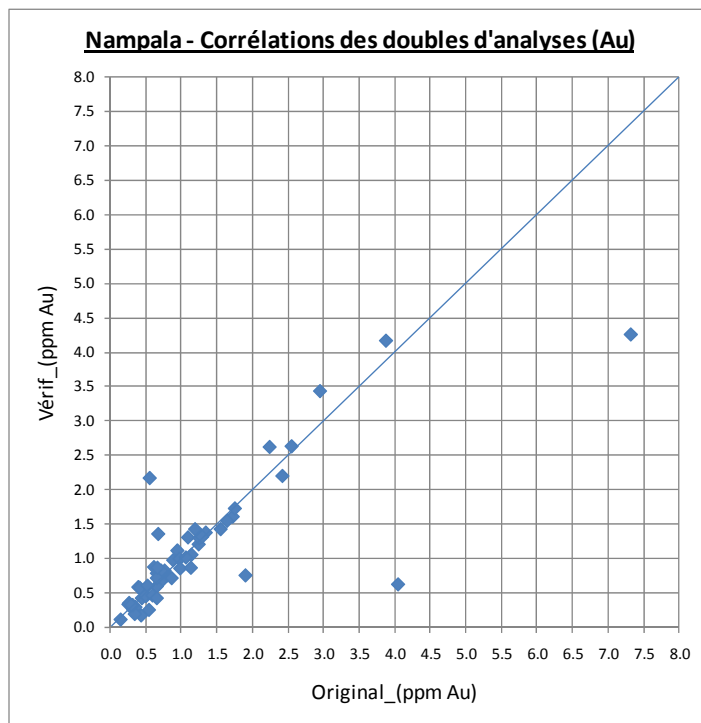
Sondage	De (m)	À (m)	N° Échant. Au1	Original Au1 (g/t Au)	Vérification Au2 (g/t Au)	N° Échant. Lab.
Mn2010ac022	67	68	62515	0,80	0,76	0013
Mn2010ac022	68	69	62516	0,32	0,26	0014
Mn2011ac020	20	21	64253	0,35	0,30	0015
Mn2011ac020	21	22	64254	2,24	2,62	0016
Mn2011ac020	22	23	64255	0,44	0,43	0017
Mn2011ac020			OXF76		5,94	0018
Mn2011ac020	23	24	64256	2,42	2,20	0019
Mn2011ac020			DOUBLE de 64256		2,01	0020
Mn2011ac020	24	25	64257	0,97	1,00	0021
Mn2011ac020	25	26	64258	0,50	0,46	0022
Mn2011ac020	26	27	64259	1,06	1,02	0023
Mn2011ac020	27	28	64260	1,09	1,31	0024
Mn2011ac042	45	46	65976	0,34	0,20	0025
Mn2011ac042	46	47	65977	0,98	0,86	0026
Mn2011ac042	47	48	65978	0,49	0,47	0027
Mn2011ac042	48	49	65979	1,34	1,38	0028
Mn2011ac042	49	50	65980	0,70	0,66	0029
Mn2011ac042			BLANC		<0,01	0030
NRC09002	78	79	52279	1,64	1,55	0031
NRC09002	79	80	52280	1,24	1,21	0032
NRC09002	80	81	52282	1,25	1,30	0033
NRC09003	6	7	52294	0,76	0,83	0034
NRC09003	7	8	52295	0,31	0,33	0035
NRC09003	8	9	52296	0,71	0,83	0036
NRC09003	9	10	52297	1,19	1,43	0037
NRC09003			Si54		1,79	0038
NRC09003	10	11	52298	0,65	0,60	0039
NRC09003			DOUBLE de 52298		0,60	0040
NRC09003	82	83	52384	0,59	0,47	0041
NRC09003	83	84	52385	1,29	1,32	0042

Ressources Robex inc.
Projet Nampala
Rapport technique - NI 43-101

12. Vérification des données

Sondage	De (m)	À (m)	N° Échant. Au1	Original Au1 (g/t Au)	Vérification Au2 (g/t Au)	N° Échant. Lab.
NRC09003	84	85	52386	1,13	0,87	0043
NRC09003	85	86	52387	1,90	0,76	0044
NRC09003	86	87	52388	0,54	0,26	0045
NRC09003	87	88	52389	0,65	0,43	0046
NRC09004	7	8	52413	0,39	0,59	0047
NRC09004	8	9	52414	0,41	0,58	0048
NRC09004	9	10	52415	0,61	0,88	0049
NRC09004			BLANC		<0,01	0050
NRC09004	10	11	52416	0,52	0,61	0051
NRC09004	11	12	52417	0,29	0,33	0052
NRC09004	12	13	52418	2,95	3,43	0053
NRC09004	13	14	52419	1,55	1,43	0054
NRC09004	14	15	52420	0,65	0,72	0055
NRC09004	15	16	52422	0,86	0,72	0056
NRC09065	25	26	57620	2,55	2,63	0057
NRC09065			OX76		15,00	0058
NRC09065	26	27	57622	24,50	23,30	0059
NRC09065			DOUBLE de 57622		48,20	0060
NRC09065	28	29	57625	7,33	4,25	0061
NRC09065	32	33	57629	0,67	1,36	0062
NRC09066	14	15	57699	0,66	0,87	0063
NRC09066	15	16	57700	1,75	1,73	0064
NRC09066	16	17	57702	0,55	2,17	0065

Figure 9
Résultats d'analyses des doubles de terrain, par Met-Chem



Les échantillons de contrôle insérés dans le lot ont fourni les résultats suivants :

- une des trois analyses de standards a généré une teneur de 5,94 g/t Au, ce qui est inacceptable puisque que la valeur certifiée est de 14,98 g/t Au;
- le même échantillon analysé trois fois a donné une valeur de 48,20 g/t Au (reprise du laboratoire) alors que l'original et le duplicata titraient 23,30 et 24,50 g/t Au;
- les trois analyses de blanc étaient en dessous de la limite de détection, ce qui indique absence de contamination ou d'interversion d'échantillons dans ce lot.

12.5.4 Doubles d'analyse de l'or par COREM (2009)

Les résultats d'un lot de 30 échantillons envoyés par Robex à COREM en février 2009 pour ré-analyse pour l'or et analyses de l'argent ont aussi été utilisés par Met-Chem pour vérifier la reproductibilité des analyses. Il semble que ces échantillons étaient des quarts de carotte, et ce type de double produit généralement une variabilité supplémentaire causée par la différence de volume par rapport à l'échantillon original (demi carotte). Dans ce cas, 5 échantillons sur

30, soit 16,6%, excèdent une différence relative de 30%, ce qui est un peu élevé mais acceptable. Les moyennes des deux populations sont proches.

Le graphique de dispersion (figure 14); coupé à 8 g/t Au, un échantillon ignoré) illustre les résultats contenus dans le tableau 4 qui présente les résultats complets.

Tableau 4
Résultats des analyses des doubles par COREM

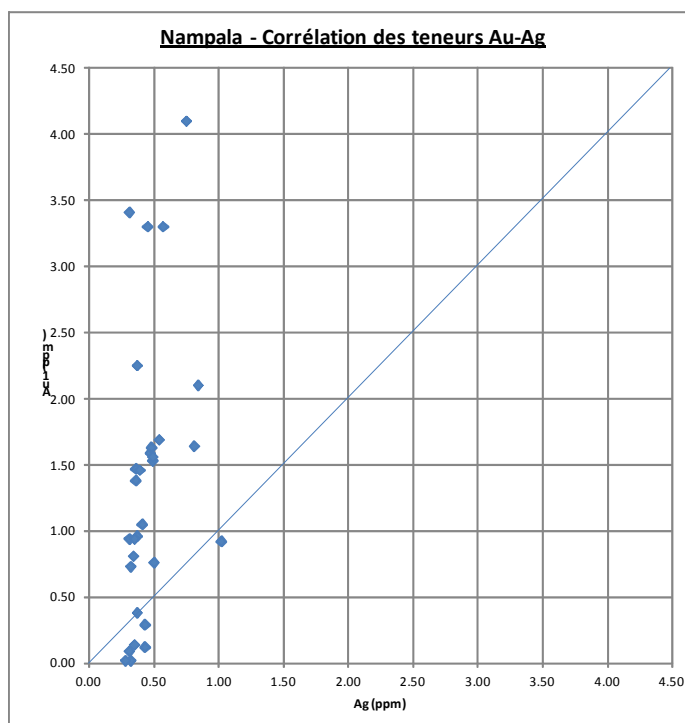
No Échantillon	Analyse Au1 (g/t Au)	Analyse Au2 (g/t Au)	Analyse Ag (g/t Ag)
203479	1,53	1,27	0,49
203440	1,59	1,36	0,47
203441	1,63	1,78	0,48
203442	0,94	0,96	0,31
203443	3,30	1,74	0,45
203444	1,56	1,69	0,49
203445	4,10	4,62	0,75
203449	0,96	0,92	0,37
203450	1,47	1,37	0,36
203451	0,76	0,71	0,50
203452	0,14	0,06	0,35
203453	0,73	0,75	0,32
203457	1,46	1,49	0,39
203458	1,05	1,00	0,41
203459	2,25	2,37	0,37
203460	0,94	0,89	0,35
203461	3,41	3,59	0,31
203463	2,10	2,26	0,84
203464	1,64	1,69	0,81
203465	1,38	1,42	0,36
203466	0,92	0,92	1,02
203467	1,69	2,14	0,54
203468	0,02	0,02	0,32
203469	3,30	3,85	0,57

No Échantillon	Analyse Au1 (g/t Au)	Analyse Au2 (g/t Au)	Analyse Ag (g/t Ag)
203470	0,29	0,27	0,43
203471	0,81	0,62	0,34
203473	0,38	0,25	0,37
203476	0,09	0,02	0,31
203477	0,12	0,08	0,43
203478	0,02	0,02	0,28
Moyenne	1,35	1,33	0,46

12.5.5 Analyses de l'argent par COREM (2009)

Les teneurs en argent de ces mêmes 30 échantillons varient entre 0,28 et 1,02 g/t (tableau 4) indépendamment des teneurs en or (Au 1) qui s'étalent entre 0,02 et 4,10 g/t (figure 14). La moyenne de teneur en argent s'élève à 0,46 g/t. Les teneurs en argent de ces échantillons varient indépendamment de celles de l'or.

Figure 10
 Résultats des analyses de l'argent sur les doubles, par COREM
 (Ligne de corrélation = 1 :1).



12.5.6 Audit du laboratoire ALS à Bamako

Le laboratoire ALS de Bamako, utilisé par Robex comme laboratoire principal, a été visité par Y. Buro le 14 avril 2011. Le directeur du laboratoire, Monsieur Jeff Gyamera, nous a conduits à travers toutes les installations.

Le laboratoire ALS bénéficie d'une réputation mondiale, est accrédité et géré par des systèmes interne et externe de qualité. Un responsable s'occupe uniquement du contrôle de la qualité. Les échantillons sont suivis par des codes de barres et par le système de gestion de l'information de laboratoire LIMS. Tous les locaux ont été trouvés dans un bon état de propreté et ventilation. Une énorme quantité d'échantillons provenant de nombreux clients étaient en attente de préparation et analyse.

Aucune situation qui pourrait compromettre la qualité des analyses n'a été remarquée par Met-Chem au cours de cette visite.

12.5.7 Vérifications par Met-Chem des résultats de la campagne de forage de 2011

a) Sondages jumelés

- Une portion des huit sondages carottés jumelés forés en 2011, représentant environ 900 m, a servi à valider l'information fournie par les sondages AC et RC dans la portion oxydée du gîte qui fait l'objet de l'estimation des ressources. Le pourcentage de sondages carottés forés pour valider les résultats précédents par rapport au métrage total utilisé dans la modélisation du gîte de Nampala (proche de 25 000 m) est en-dessous des quantités couramment utilisées dans l'industrie qui s'élèvent en moyenne à 10%. Ces sondages carottés ont été placés à 3 m du collet du sondage qu'ils vérifient, ce qui est un peu élevé et contribue à décroître la corrélation des teneurs en or entre les deux sondages.

Les résultats d'analyses dans les paires de sondages sont présentés dans le tableau 5 et soulèvent les remarques suivantes :

- Le sondage jumelé DD001 a intersecté la zone minéralisée avec un décalage et une différence de longueur d'environ 50 m par rapport au sondage original. J. Marchand interprète cette différence par l'inversion de position des sondages qui fait que le DD001 a jumelé le sondage 2009RC001 plutôt que le AC506. Une autre explication peut se trouver dans le fait que les sondages DD001 et AC506 ont démarré avec une différence d'azimut de 2,5 degrés,

sont à une distance qui augmente de 3 m au collet à 13 m vers le bas. Le décalage vertical observé serait expliqué par le fort pendage des zones minéralisées. Y. Buro a constaté sur le terrain que le repère en ciment du AC506 se trouve à côté du sondage carotté;

- les valeurs éparpillées dans la partie supérieures des sondages AC511 et DD005 sont mal corrélées; en outre, les analyses de l'intervalle 40-58 m (à l'intérieur de sédiments de 28 à 84 m) du sondage RC511 manquent;

Les teneur et longueur de certaines zones minéralisées sont confirmées par les sondages carottés, alors que d'autres, dans les sondages DD001, 004, 005 et 008 ne se corrélaient pas bien avec les données antérieures. Si on ignore les zones mal ou non reproduites par les sondages carottés, la teneur en or moyenne pondérée des zones qui se retrouvent dans les deux sondages de chaque paire est proche (1,15 et 1,01 g/t Au; tableau 5).

De manière générale, Met-Chem estime que les corrélations entre les résultats des paires de sondages jumelés sont inégales, mais similaires à celles qu'on peut attendre dans le cas de gîtes d'or en Afrique de l'Ouest. Ceci corrobore les résultats mentionnés dans ce rapport par J. Marchand qui a calculé des variations dans les teneurs moyennes en or des intervalles minéralisés appariés allant de +45% à -92%.

Tableau 5
Résultats des teneurs intersectées dans les paires de sondages jumelés

Sondage original (destructif)			Sondage jumelé (carotté)		
Numéro du sondage	Intervalle (m)	Teneur moyenne (g/t Au) (*)	Teneur moyenne (g/t Au) (*)	Intervalle (m)	Numéro du sondage
2004AC506	44-117	1,23	0,74	90-120	2011dd001
2009AC008	37-52	0,63	0,58	39-49	2011dd002
	61-79	0,90	1,12	70-89	
2004AC521	19-111	1,10	1,20	11-108	2011dd003
2005AC537	0-17	0,52	0,60	3-17	2011dd004
	52-108	2,07(**)	1,14	57-109	
2004AC511	60-115	1,57	0,89	54-106	2011dd005
2009AC092	17-78	0,75	0,89	12-84	2011dd006
2004AC534	41-98	0,74	0,91	40-94	2011dd007
2011AC016	50-56	0,40	1,36	30-60	2011dd008
TOTAL	450	1.15	1.01	430	

(*) moyennes calculées pour les teneurs de 0,30 g/t Au et plus

(**) une valeur de 26,80 g/t Au ignorée.

b) Système de qualité de Robex – Programme de 2011

Met-Chem a exécuté un examen indépendant partiel des résultats des échantillons de contrôle utilisés dans la campagne de forage de 2011, en utilisant des critères quelquefois légèrement différents.

Six (6) blancs sur 285 dépassent légèrement la teneur de 2 fois la limite de détection, ce qui est excellent. Une valeur de 0,13 g/t Au peut provenir d'une interversion entre un échantillon de terrain et un blanc.

Les quelques vérifications par Met-Chem confirment que les résultats obtenus pour les Standards certifiés utilisés par Robex ont bien contrôlé l'exactitude des analyses fournies par le laboratoire. Le tableau 6 résume les observations de Met-Chem.

Tableau 6
Résultats d'analyses des Standards certifiés

STANDARD	SF30	OXG83	OXN62 (SN50)
Nombre	107	18	162
Valeur déclarée	0,832	1,002	7,706
Moyenne des analyses	0,835	1,003	7,621
Analyses hors normes (*)	8	0	6

(*) *moyenne plus 2 écarts-types*

Un test de la différence relative sur 284 doubles de terrain de RC et AC des campagnes de 2010 et 2011 montre que le 40% des analyses de moins de 15ppb Au dépassent 20%, ce qui est élevé mais typique pour les basses teneurs en or. Pour les analyses de plus de 15ppb Au, un peu plus de 20% ne passent pas le test, ce qui est élevé, mais dans les normes des gisements d'or en Afrique de l'Ouest.

12.5.8 Conclusions et recommandations

Certains manquements aux pratiques techniques éprouvées ont été relevés lors de la visite de la propriété par Met-Chem. Cependant, aucune erreur importante qui pourrait influencer de manière sensible les résultats de l'estimation des ressources n'a été constatée.

Les principales recommandations découlant de la visite du projet se résument comme suit :

- effectuer des tests de détermination de la densité in-situ des différents types de roches, pour utilisation dans l'estimation des ressources;
- conserver le reste des échantillons de terrain (copeaux de sondages AC et RC) au complet, ou une prise de 5 ou 10 kg, pour audits futurs, en plus des pulpes du laboratoire;
- peser les sacs de copeaux de AC et RC pour estimer la récupération dans les prochains programmes de forage; les échantillons pour lesquels la récupération est basse doivent donc être identifiés dans les banques de données;
- faire les descriptions de la carotte et des copeaux directement dans un ordinateur, plutôt que de saisir l'information manuellement et la transcrire sur des fichiers Excel, ce qui limite les risques d'erreurs;
- tester l'exactitude du laboratoire à l'aide de standards dont les valeurs sont proches de la teneur de coupure du gisement et du mode; utiliser des standards qui ont la même matrice que les échantillons du projet.

Au vu des résultats de l'examen des données du projet Nampala, Met-Chem estime que l'information de base est de qualité suffisante pour servir à l'estimation des ressources minérales du gîte de Nampala.

**13. ESSAIS DE TRAITEMENT DES MINERAIS
ET ESSAIS MÉTALLURGIQUES**

Deux campagnes distinctes d'essais métallurgiques ont été réalisées pour déterminer le procédé de traitement du gisement de Nampala. En 2010, des essais préliminaires sur la concentration par gravimétrie ont été effectués à l'université McGill, et, en 2010-2011, des essais préliminaires de cyanuration ont été effectués au laboratoire SGS Lakefield.

Les échantillons furent préparés principalement à partir de forage à circulation inversée (RC). Quatre cent soixante et un (461) échantillons, prélevés à 1 m chacun, furent pesés et analysés au laboratoire ALS de Bamako.

Les échantillons furent placés dans 23 sacs et envoyés au Canada (voir annexe 1).

13.1 ESSAIS GRAVIMÉTRIQUES

Les essais de concentration par gravimétrie ont été réalisés à l'université McGill sous la supervision de M. Florent Baril, ingénieur en traitement de minerais chez Bumigeme. Neuf composés (9) de 40 à 45 kg chacun, avec une teneur moyenne de 1,25 -1,35 g/t Au, furent préparés à partir des 461 échantillons dans le laboratoire McGill, voir annexe 2 pour le détail dans la préparation des composés. Ces composés furent tamisés à -1,7 mm et utilisés pour les essais gravimétriques.

Pour connaître la distribution de l'or, un échantillon de 600 g fut prélevé à partir du composé n°1 et divisé en 12 fractions à l'aide d'un Ro-Tap et chaque fraction fut analysée pour l'or. Les résultats montrent que 60,08 % de l'or se trouve dans la fraction inférieure à 38 µm.

La fraction -1,7 mm des composés n°s1, 2 et 3 fut utilisée pour les trois (3) essais gravimétriques dans un concentrateur Falcon de 3,5" de diamètre. Le concentrateur Falcon fut sélectionné à cause de son excellente réputation à traiter l'or fin.

L'essai n°4 fut réalisé avec le composé n° 4 dans un concentrateur Knelson. Cet essai fut réalisé avec une alimentation préparée à partir de la fraction -1,7 mm du composé n°4 et aussi de la fraction +1,7 mm du même composé broyé à 850 µm.

L'annexe 3 résume les résultats de ces essais.

Les résultats présentés dans le tableau 7 montrent que la récupération de l'or par gravimétrie varie de 14,50 % pour l'essai 4 à 22,95 % pour l'essai 1. Ces résultats confirment que la concentration gravimétrique seule ne convient pas au traitement du gisement de Nampala.

Tableau 7
Résultat des essais par concentration gravimétrique

Essai n°	Produits	Poids (g)	Analyse Au (g/mt)	Unité	Distribution (%)
1	Alimentation	33 400,00			
	Concentré	116,56	* 97,8	11 399,57	22,95
	Rejets	<u>33 283,44</u>	<u>1,15</u>	<u>38 275,96</u>	<u>77,05</u>
		33 400,00	1,49	49 675,53	100,00
2	Alimentation	33 079,00			
	Concentré	164,67	47,30	7 788,89	15,11
	Rejets	<u>32 914,33</u>	<u>1,33</u>	<u>43 776,06</u>	<u>84,89</u>
		33 079,00	1,56	51 564,95	100,00
3	Alimentation	33 313,00			
	Concentré	343,01	21,20	7 271,81	15,64
	Rejets	<u>32 969,99</u>	<u>1,19</u>	<u>39 234,29</u>	<u>84,36</u>
		33 313,00	1,40	46 506,10	100,00
4	Alimentation	37 764,00			
	Concentré	103,42	56,80	5 874,26	14,50
	Rejets	<u>37 660,58</u>	<u>0,92</u>	<u>34 647,73</u>	<u>85,50</u>
		37 764,00	1,07	40 521,99	100,00

La distribution de l'or dans les rejets de l'essai n°1 confirme la finesse de l'or du gisement de Nampala, puisque 64,67 % de l'or de ces rejets se trouve dans la fraction -38 µm et est uniformément distribué dans les fractions supérieures (voir tableau 8).

Tableau 8
Distribution de l'or dans les rejets de l'essai n° 1

Fraction	Poids (g)	Analyse Au (g/tm)	Unité	Distribution (%)
+1,18 mm	6,41	1,91	12,24	2,11
-1,18 mm + 850 µm	9,43	2,21	20,84	3,59
-850 µm + 600 µm	12,45	1,74	21,66	3,73
-600µm + 425 µm	18,49	1,07	19,78	3,4
-425µm + 300 µm	23,3	0,71	16,54	2,84
-300µm + 212 µm	30,21	0,77	23,26	4
-212µm + 150 µm	26,65	0,82	21,85	3,76
-150µm + 106 µm	25,08	0,68	17,05	2,93
-106µm + 75 µm	25,26	0,67	16,92	2,91
-75µm + 53 µm	31,86	0,63	20,07	3,45
-53µm + 38 µm	22,34	0,68	15,19	2,61
-38 µm	<u>368,52</u>	<u>1,08</u>	<u>375,89</u>	<u>64,67</u>
	600,00	0,97	581,29	100
		Calc: 1,15		

13.2 ESSAIS DE CYANURATION STANDARDS

Les essais de cyanuration préliminaires ont été réalisés à SGS Lakefield. Un échantillon de trois (3) kilos tamisé à -1,7 mm a été préparé à partir des composés n° 2 à n° 9 et envoyé à SGS Lakefield. L'échantillon a une teneur moyenne de 1.139 g Au/t et il fut pesé et divisé en trois (3) lots de 1 kg chacun. Deux essais de cyanuration en bouteilles ont été réalisés; le premier sans broyage à un P₈₀ de 140 µm, tandis que le deuxième essai s'est déroulé avec un P₈₀ de 18 µm. Le temps de cyanuration a été de 48 heures avec des prélèvements à 6,5 et 24 heures.

Les essais ont été réalisés à 40 %, pH = 10,5-11 maintenu par l'ajout de la chaux, et avec une concentration de 1,0 g/L NaCN (voir annexe 4 pour plus de détails sur les conditions opératoires).

Le tableau 9 présente les résultats obtenus, où il est possible de remarquer que la finesse des grains a une influence sur la cinétique de l'extraction de l'or, mais non sur le taux de récupération. Elle est plus rapide avec l'échantillon broyé, mais le taux de récupération est pratiquement le même dans les deux cas. Le taux de récupération atteint 88,8 % en 48 heures pour l'échantillon sans broyage P₈₀ de 140 µm, alors qu'il est de 89,2 % pour un P₈₀ de 18 µm. La consommation de cyanure et de la chaux augmente avec la granulométrie de l'échantillon; elle est égale à 0,02 kg/t pour une finesse de 140 µm et atteint 0,33 pour une granulométrie de 18 microns.

Tableau 9
Résultats de cyanuration, série n°1

Essai	P ₈₀ , (µm)	Consommation réactifs (kg/t)		Extraction Au (%)			Rejets Au (g/t)	Teneur Au (g/t)
		NaCN	CaO	6,5 h	24 h	48 h		
CN-1	140	0,02	0,29	53	66	88,8	0,12	1,07
CN-2	18	0,33	1,29	67	76	89,2	0,13	1,21

Une deuxième série d'essais (tableau 10) a été réalisée avec la fraction -1.7 mm des composés 5 et 6, sous les mêmes conditions d'opération.

Tableau 10
Résultats de cyanuration, série n°2

Essai	Composé	Maille P ₈₀ , (µm)	Consommation réactifs (kg/t)		Extraction Au (%)				Rejets Au (g/t)	Teneur Au (g/t)	
			NaCN	CaO	6,5 h	24 h	36 h	48 h		Calc.	Normalisé
CN-3	Comp.5	170	0,01	1,30	77	85	--	86,3	0,17	1,26	1,29
CN-5		166	0,01	1,24	74	85	87,5	86,3	0,17	1,32	
CN-4	Comp.6	160	0,01	1,10	80	88	--	88,7	0,17	1,55	1,49
CN-6		134	0,01	1,09	83	89	90,3	88,7	0,14	1,44	
CN-7	Mélange comp. 5 et 6	91	0,28	1,44	83	85	--	89,3	0,15	1,40	1,32
CN-8		75	0,41	1,38	90	88	--	88,0	0,15	1,25	

Les résultats confirment une récupération de l'or variant de 86,3 à 88,7 % pour le cas du minerai non broyé et une faible consommation de cyanure. Après 30 heures, il apparaît qu'il n'y a pas d'amélioration notable dans l'extraction de l'or.

L'analyse granulométrique des rejets des essais CN-3 et CN-4 montre que plus de 52 % de l'or est contenu dans la fraction -38 µm (52,25 % pour CN-3 et 56,2 % pour CN-4).

La troisième série d'essais a été réalisée sur un composé préparé à partir des fractions grossières (+1,7 mm) des lots 7, 8, 9. Ce composé a été soumis à la lixiviation à des fractions granulométriques de tailles différentes variant de 901 à 155 microns. Les résultats (tableau 11) montrent que le broyage du composé grossier n'a aucun effet sur l'extraction de l'or et, en fait, les résultats sont similaires aux essais précédents (CN3, CN4, CN5 et CN6). Dans le cas de l'essai de CN-10, la récupération de l'or atteint est probablement due à la présence d'un peu d'or à grains grossiers.

Tableau 11
Résultats de cyanuration, série n°3

Essai	Composé	P ₈₀ , (µm)	Consommation des réactifs (kg/t)		Extraction Au (%)		Résidu Au (g/t)	Teneur Au (g/t)
			NaCN	CaO	24 h	48 h		Calc.
CN-9	Composé grossier	901	0,10	1,17	88	89,7	0,29	2,77
CN-10		327	0,11	0,97	70	95,4	0,36	7,91
CN-11		257	0,04	1,02	87	88,2	0,29	2,42
CN-12		155	0,06	0,84	85	90,2	0,29	2,96
CIL-1	Comp.5	94	0,39	0,53	-	89,9	0,14	1,38

Un essai avec charbon (CIL) à 15 g/l a été réalisé avec le composé 5 (P₈₀ de 94 µm) et a donné un taux de récupération de 89,9 % d'or pour un temps de cyanuration de 48 heures.

Une autre série d'essais métallurgiques est actuellement en cours au laboratoire AcmeMET à Vancouver. Ces essais ont été réalisés avec des composés de saprolite préparés à partir d'échantillons issus des forages carottés. Ces composés ont été broyés à 3 granulométries différentes, P₈₀ de 200, 100 et

75 microns. Des essais de cyanuration en bouteille ont été réalisés sous les conditions suivantes : 40 % solides, pH = 10,5 ajusté avec la chaux, 1 g/l NaCN. Les essais ont duré 48 h, avec des pré-échantillonnages pris à 4, 8, 12, 24, 36 heures pour la cinétique. Les résultats obtenus (voir tableau 12) confirment un taux de récupération variant de 87-89 % avec de faibles consommations de cyanure et de chaux.

Tableau 12
Résultats de cyanuration, série 4, échantillons de forages

Essai n°	Échantillon (ID)	P ₈₀ (µm)	Récupération Au 48 heures (%)	Addition Ca(OH) ₂ (kg/t)	Consommation NaCN (kg/t)
C1	Saprolite	199	89,2	6,57	0,43
C2	Saprolite	99	88,0	6,60	0,44
C3	Saprolite	84	87,3	6,46	0,31

13.3 ÉTUDES MINÉRALOGIQUES

Les fractions grossières des deux composés 5 et 6 (fraction +1,7 mm) furent soumises à une étude minéralogique pour voir la libération de l'or. Les objectifs de cette étude étaient d'identifier et de mesurer les grains d'or; de déterminer la libération de l'or et son association et de calculer la distribution dans chaque fraction et dans la fraction de pré concentration.

Une approche minéralogique et analytique globale, comprenant la pyroanalyse, la séparation par liquides lourds, les méthodes optiques microscopiques, y compris microscope binoculaire et microscope à lumière polarisée plane réfléchie, ont été utilisées pour réaliser cette étude. Des photomicrographies numériques représentatives ont été prises pour illustrer les caractéristiques minéralogiques de l'or et des minerais transporteurs.

Les résultats de l'étude sont résumés ci-dessous et sont largement pris du rapport de SGS Lakefield n°12463-002 MI5042-DEC10, intitulé « An investigation into Gold Mineral Liberation and Association Study of Two Composite Samples from the Nampala Deposit » (voir annexe 4)

Aucune trace d'or microscopique n'a été observée dans la fraction +6,7 mm ou dans la fraction -6,7+3,35 mm.

Des grains d'or ont été observés dans la fraction -3,35+1,7 mm, ces grains sont encapsulés dans l'oxyde de fer.

Un total de 193 grains d'or a été identifié dans la fraction -1,7 mm du composite 5, dont la granulométrie varie de 0,6 à 175 microns. Ces grains se trouvent généralement attachés, soit selon la fréquence (42,4 % des grains) ou selon la surface (53,6 %), alors que dans le cas du composé 6, 102 grains d'or ont été identifiés dans la fraction -1,7 mm, avec une granulométrie variant de 0,3 à 146 microns. Dans ce cas, ces grains se présentent encapsulés selon la fréquence (44,1 % des grains) ou selon la surface (84,1 %).

Parmi les grains d'or identifiés dans la fraction -1,7 mm, la majorité selon la fréquence se présente dans la fraction fine (< 10 microns), alors que selon la surface, la majorité se présente dans les fractions grossières (60 microns).

13.4 POTENTIEL ACIDOGÈNE

Une série d'essais a été effectuée pour évaluer le potentiel générateur d'acide du gisement de Nampala. Les essais de bilan statique de génération d'acide (essais ABA) et non générateur d'acide (essais NGA) ont été réalisés sur le composé 5. Les résultats obtenus indiquent que le composé 5 n'est pas générateur d'acide. Le rapport NP/AP est égal à 5,81 où NP est le potentiel neutralisant et AP est le potentiel acide. En général, l'échantillon est non générateur d'acide si ce rapport est > 3, Les échantillons ayant un tel rapport compris entre 1 et 3 peuvent être générateurs d'acide, et dans le cas de rapport < 1, les échantillons sont généralement générateurs d'acide.

14. ESTIMATION DES RESSOURCES MINÉRALES

14.1 PRÉMISSE

a) Hypothèse

- De départ présuppose qu'un gîte aurifère exploitable économiquement est présent dans la partie oxydée (saprolite, roche décomposée) du gîte Nampala.
- Que ce gîte pourrait être exploité par fosse à ciel ouvert par des méthodes peu coûteuses.
- Le gîte est défini comme suit : orientation nord-est et pendage subvertical vers l'ouest.

b) Méthodes

- Utilisation du Logiciel MineSight™ de Met-Chem.
- IDW avec un exposant 2 (conservateur) et construction de blocs unitaires.

c) Paramètres

- Nous incluons dans le calcul, tous les sondages RC, AC et carottés de la base de donnée des sondages et ce jusqu'au sondage Mn2011dd008;
- Nous incluons dans ce calcul les zones 100 et 200 telles que définies par RSG en 2007.
- La coupure d'enveloppe latérale est de 0,3 g/t Au. Cette teneur est choisie en tenant compte de la distribution naturelle dans les profils géologiques. Les contacts sont nets et facilement identifiables.
- Le volume correspondant à la partie superficielle (carapace et gravier) est retiré. Son interface avec la saprolite constitue le toit.
- Le plancher est délimité par l'interface entre la roche altérée (décomposée) et la zone de transition avec la roche non altérée.
- Les échantillons sont composés sur 3 m de carottes.

- Poids spécifique : 2,6 t/m³;
- Attitude de l'ellipse : azimuth 30, rotation 0, plongé 70 .
- Dimension des blocs unitaires : 10 x 10 x 10 m.

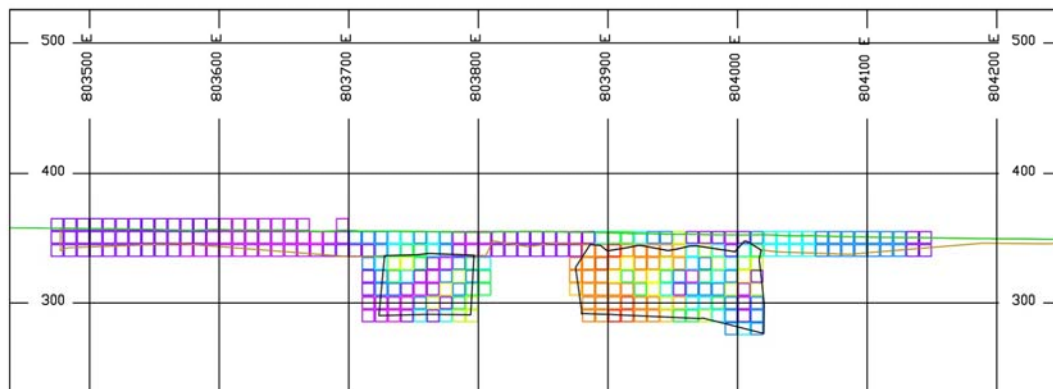
- Paramètres de classification :

Tableau 13
Paramètres de classification

Classification	Ellipse (m)	Composé (min.)	Composé (max.)	Comp./Sondage (max.)	Sondage (min.)
Mesurée	35 x 30 x 25	12	21	3	4
Indiquée	70 x 60 x 50	9	21	3	3
Présumée	140 x 120 x 100	3	21	3	1

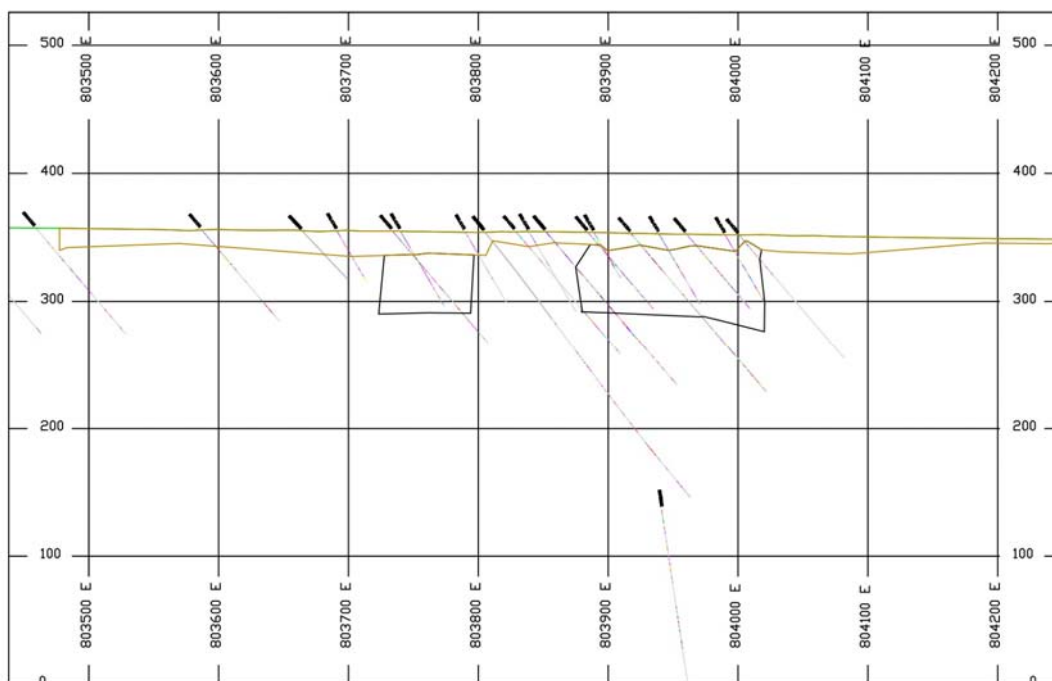
- d) Conformité aux articles 2.2, 2.3 et 2.4 du règlement 43-101.
- L'auteur a tenu compte de ces articles concernant les règles applicables à l'information sur les ressources minérales.
- e) La valeur métal
- La valeur métal n'est pas utilisée.
- f) Facteurs ayant une incidence sur l'estimation de la ressource :
- Les calculs sont réalisés avant la détermination du poids spécifique in situ réalisée par la firme géotechnique ACTEngineering-SARL.
 - D'autres aspects sont décrits dans la section portant sur des terrains à un stade avancé (Voir figure 11 ci-dessous).

Figure 11
Section transversale (1234200N), vue plan



Section 1234200N : classification des blocs et pourtour de la zone saprolitique minéralisée (voir figure 12)

Figure 12
Section transversale (1234200N), vue 3D



Section 1234200N; position des sondages et pourtour de la zone saprolitique minéralisée.

14.2 RÉSULTATS DU CALCUL

Voici le résultat du calcul (tableau 14) pour des composés de teneur sur 3 m à une teneur de coupure de 0,3 Au.

Tableau 14
Estimation de la ressource minérale (coupure 0,3g/t)

Cuirasse latéritique

Classification	Million de tonnes	Au (g/t)	Au (once Troy)
Mesurée			
Indiquée	2 666 248	0,480	41 103
Total (ind.-mes.)	2 666 248	0,480	41 103
Présumée	1 114 906	0,387	13 883

Saprolite

Classification	Million de tonnes	Au (g/t)	Au (once Troy)
Mesurée	11 963 458	0,751	28 8740
Indiquée	3 187 730	0,578	59 258
Total (ind.-mes.)	15 151 188	0,714	347 997
Présumée	321 100	0,564	5 827

Total oxydé

Classification	Million de tonnes	Au (g/t)	Au (once Troy)
Mesurée	11 963 458	0,751	288 740
Indiquée	5 853 978	0,533	100 360
Total (ind.-mes.)	17 817 436	0,679	389 100
Présumée	1 436 006	0,427	19 709

Voici le résultat du calcul (tableau 15) pour des composés de teneurs sur 3 m à une teneur de coupure de 0,4 g/t Au :

Tableau 15
Estimation de la ressource minérale (coupure 0,4g/t)

Cuirasse latéritique

Classification	Million de tonnes	Au (g/t)	Au (once Troy)
Mesurée			
Indiquée	1 549 366	0,573	28 538
Total (ind.-mes.)	1 549 366	0,573	28 538
Présumée	418 990	0,480	6 470

Saprolite

Classification	Million de tonnes	Au (g/t)	Au (once Troy)
Mesurée	10 418 018	0,810	271 169
Indiquée	2 306 512	0,665	49 306
Total (ind.-mes.)	12 724 530	0,783	320 474
Présumée	240 344	0,635	4 907

Total oxydé

Classification	Million de tonnes	Au (g/t)	Au (once Troy)
Mesurée	10 418 018	0,810	271 169
Indiquée	3 855 878	0,628	77 843
Total (ind.-mes.)	14 273 896	0,761	349 012
Présumée	659 334	0,537	11 377

L'auteur considère cette ressource comme représentative de la portion oxydée du gîte de Nampala. De plus, elle ne diverge pas de façon excentrique en regard des évaluations historiques de la ressource.

14.3 COMMENTAIRES MET-CHEM

Met-Chem croit que l'estimation des ressources faite par M. Jacques Marchand a été faite de manière professionnelle et rencontre les normes spécifiées par le NI 43-101. De plus, Met-Chem croit que l'interprétation géologique a été faite selon une méthodologie raisonnable et représentative de ce type de dépôt.

15. ESTIMATION DES RÉSERVES MINÉRALES

15.1 SOMMAIRE

Les réserves minérales pour le projet Nampala sont estimées à 17,3 Mt avec une teneur en or de 0,704 g/t, dont 12,1 Mt sont des catégories prouvées (70 %), et 5,2 Mt de catégorie probable (30 %), basé sur une teneur de coupure de 0,3 g/t Au. Le rapport de découverte moyen est de 0,55 tonne de stériles à 1,0 tonne de minerai. Les réserves sont basées sur les ressources mesurées et indiquées présentées en Section 14 du rapport. Les ressources de catégories inférées du modèle de ressources n'ont pas été utilisées dans l'estimation des réserves. Le tableau 16 ci-dessous présente le détail des réserves minérales de Nampala. Ces réserves incluent 2 % de dilution.

Tableau 16
Estimation des réserves minières

Catégorie	Minerai (t)	Or (g/t)
Minerai		
Prouvé	12 175 000	0,77
Probable	5 176 000	0,55
Total	17 351 000	0,70
Stériles	9 511 000	
Rapport de découverte	0,55	

15.2 MODÈLE DE BLOCS (RESSOURCES)

Les réserves estimées par Met-Chem sont basé sur le modèle de blocs 3D des ressources élaboré par M. Jacques Marchand, géologue consultant et présenté à la Section 14 du rapport. Ce modèle de blocs a été élaboré avec le logiciel MineSight™. Seules les ressources de catégories mesurées et indiquées on été utilisées pour le calcul des réserves minérales. Après vérification sommaire, Met-Chem est d'avis que le modèle de blocs produit par M. Jacques Marchand semble rencontrer les normes NI 43-101.

15.3 PARAMÈTRES ÉCONOMIQUES, DE DESIGN ET OPÉRATIONNELS

Les réserves minières ont été estimées avec une fosse habillée (opérationnelle) qui comprend les voies de circulation, les bermes et les espaces minimaux de travail. Cette dernière, a été dessinée en se basant sur une fosse économique. La limite économique de la fosse a été créée à partir du module « EPIT Optimizer » du logiciel de planification minière MineSight™. Ce module d'optimisation utilise l'algorithme 3D de Lerch-Grossman. Met-Chem utilise le logiciel de MineSight™ depuis plus de 20 ans et a complété plus d'une centaine d'évaluations économiques de fosses jusqu'à ce jour, basé sur ce logiciel.

La fosse habillée tient compte des recommandations géotechniques pour les pentes, les chemins de halages et l'espace minimal de travail.

Les paramètres suivants ont été utilisés pour obtenir la limite économique initiale de la fosse. La source de chaque paramètre est indiquée entre parenthèses.

- Production de minerai : 1 805 000 tpa (Bumigeme)
- Coûts de minage du minerai : 2,00 \$ US/t (Met-Chem)
- Coûts de minage du stérile : 2,00 \$ US/t (Met-Chem)
- Coûts de procédé et de raffinage : 8,00 \$ US/t minerai (Bumigeme)
- Coûts des frais d'administration : 3,00 \$ US/t minerai (Bumigeme)
- Prix de vente: 1 250 \$ US/oz d'or (Bumigeme)
- Taux de change : 76,7367 JPY/\$CAD (Yen japonais –
soumission Komatsu)
- 450 CFA/\$CAD (Bumigeme)
- Récupération du procédé : 85 % (Bumigeme)
- Hauteur de banc 10 m (Met-Chem)
- Angle global de la fosse : 45 degrés (ACTEngineering)
- Seules les ressources mesurées et indiquées ont été utilisées pour le calcul de la limite.

Les paramètres suivants ont été utilisés pour obtenir la fosse habillée, basé sur la fosse économique. La source de chaque paramètre est indiquée entre parenthèses.

- Angle des murs : 70 degrés (ACTEngineering)
- Angle maximal des rampes : 10 % (Met-Chem)

- Largeur de rampes : 20 m basé sur flotte de camions de 41 tonnes (Met-Chem)
- Pentés des haldes à stériles : 35 degrés (Met-Chem)
- Récupération minière : 100 % (Met-Chem)
- Dilution du minerai : 2 % avec du stérile (Met-Chem)

La fosse économique identifie les ressources mesurées et indiquées exploitables avant habillage de la fosse (fosse opérationnelle). Les coûts unitaires utilisés ci-dessus ont été ensuite raffermis suite à la planification minière détaillée, au calcul détaillé des coûts d'opération de la mine, de l'usine et d'administration et présentés dans le rapport de faisabilité complet préparé par Bumigeme. Une réactualisation de la fosse économique utilisant les coûts et récupération finaux n'a pas changé de façon significative le tonnage final de la fosse économique ni nécessité le design d'une nouvelle fosse habillée. La récupération de l'usine a été établie à 88% et la récupération utiliser pour l'optimisation et la conception était de 85%. Les coûts d'opération estimées du projet sont de 1.57 \$/tonne minées pour le minage et de 10.30 \$/tonne traitées pour le concentrateur et les frais généraux comparativement à 2.00 \$/t minées et 11\$/t traitée qui a été utilisé pour faire l'optimisation et le design. La limite économique de la fosse et le design final (fosse habillée) en plan et en section sont présentés aux figures 13 et 14.

15.4 TENEUR DE COUPURE, DILUTION ET RÉCUPÉRATION

La teneur de coupure mine pour la fosse de Nampala a été estimée à 0,40 g/t basé sur les paramètres présentés à la section 15.3 ci-dessus et a été utilisée pour le calcul de la limite de fosse économique.

La teneur de coupure marginale (sans coûts de minage) a été estimée à 0.3 g/t et couvre les frais d'usinage et de gestion et frais administratifs.

Lors de l'exploitation, tout le minerai avec une teneur de 0,4 g/t sera acheminé à l'usine et les blocs entre 0,3 et 0,4 g/t seront mis en tas durant l'exploitation et repris et usinés à la fin de la vie de l'exploitation.

Un facteur de dilution de 2 % est inclus dans les réserves pour tenir compte du stérile qui ne peut être séparé du minerai au pourtour des zones minéralisées. La récupération mine est estimée à 100 % par l'utilisation d'une méthode de minage très sélective.

NOTE : *Le rapport intégral de Met-Chem peut être consulté à l'annexe 5*

16. MÉTHODES D'EXPLOITATION

16.1 MÉTHODES DE MINAGES

16.1.1 Résumé de la méthode de minage

Le gisement de Nampala sera exploité de manière conventionnelle avec des camions et des excavatrices. Étant donné la friabilité de la couche de saprolite (oxyde), le forage et le sautage ne seront pas requis pour l'exploitation de cet horizon. Cependant, un tracteur à chenilles (bulldozer) à été prévu pour briser la carapace riche en fer qui recouvre la saprolite en surface (voir figures 13 et 14).

Figure 13
Fosse de Nampala (vue en plan)

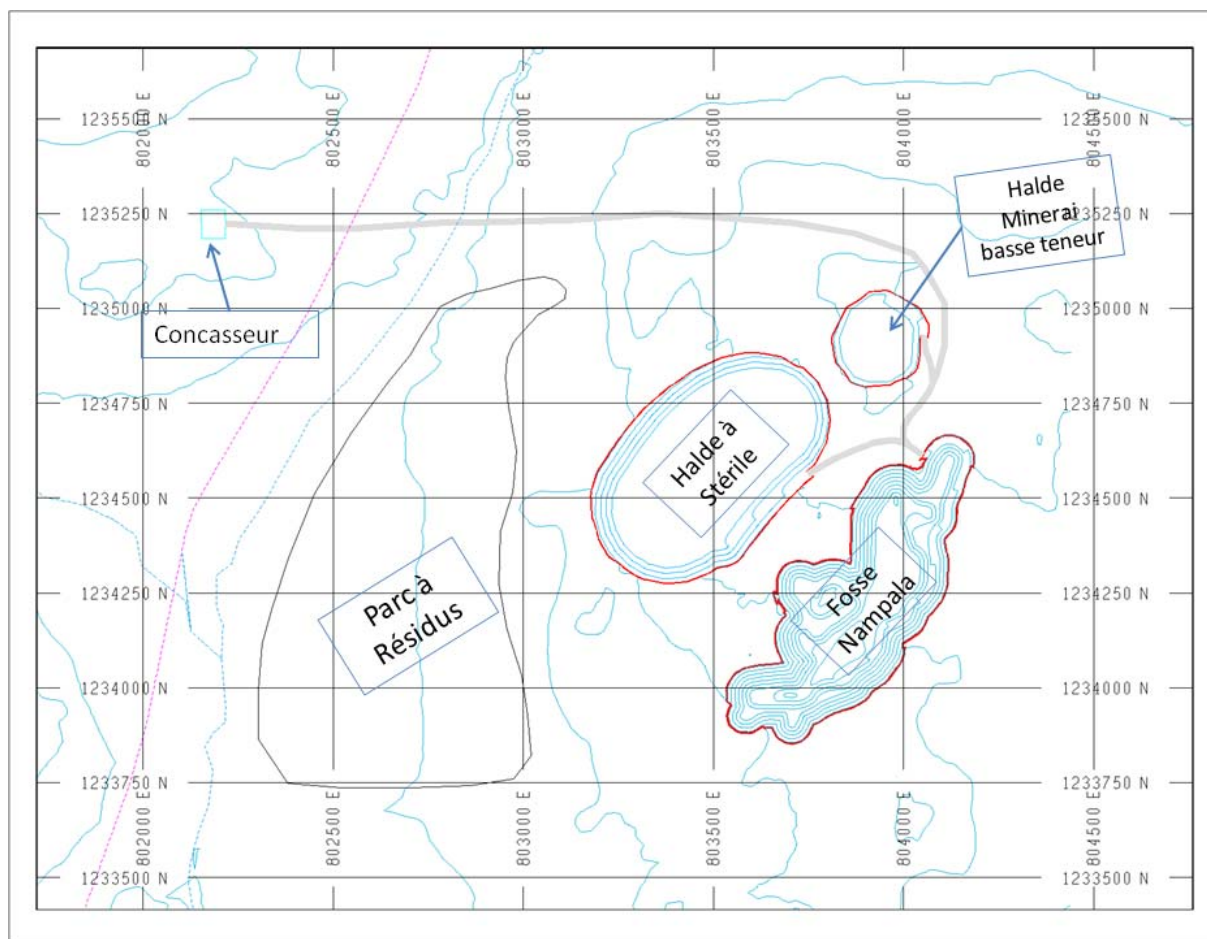
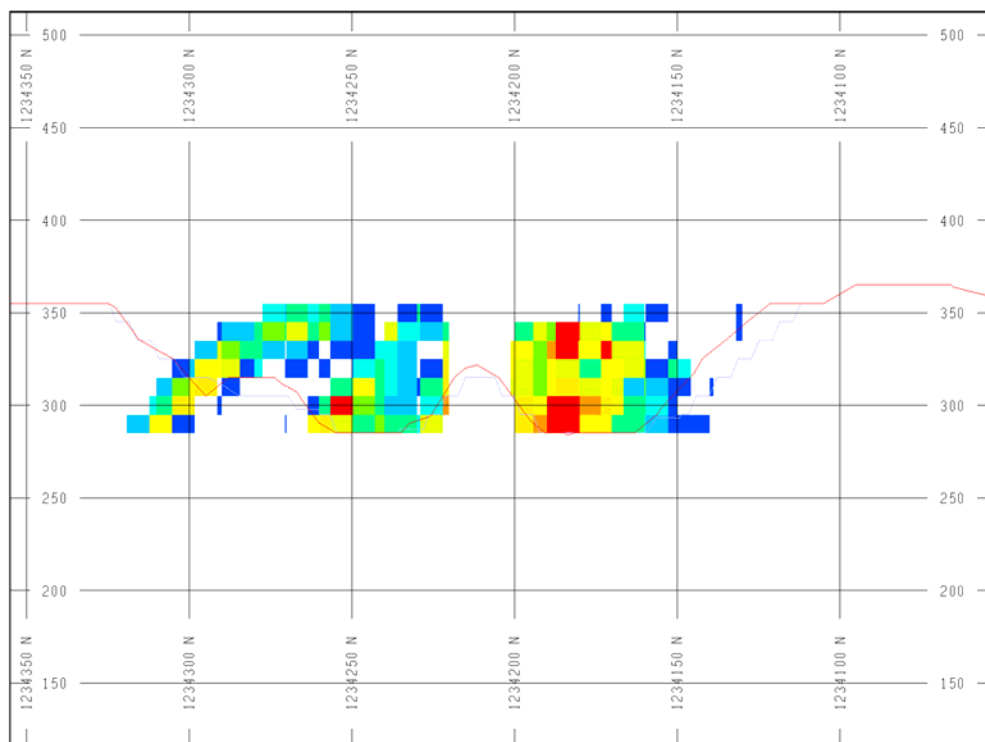


Figure 14
Fosse de Nampala (vue en section)



16.2 DESIGN DE LA FOSSE ET DE LA HALDE À STÉRILES ET MINERAI BASSE TENEUR

La fosse habillée utilisée pour le calcul des réserves a été dessinée en incluant les routes de halages et les banquettes de sécurité de manière à suivre le plus fidèlement possible la coquille économique tout en minimisant le stérile et en maximisant le minerai (figures 13 et 14).

La rampe principale de 20 m de large (3 fois la largeur d'un camion 41 tonnes) a été localisée de manière à minimiser les distances de halage vers l'usine et les haldes à stériles et à minerai basse teneur. Dans les derniers bancs de la fosse, la rampe est réduite à une voie et des tranchées excavées au fond de manière à récupérer le plus de minerai possible.

La halde à stériles et la halde de minerai basse teneur ont été localisées à l'ouest de la fosse (figure 13). Ces haldes ont été conçues avec une pente de 35 degrés. La disposition des stériles à l'intérieur de la fosse (in-pit dumping) n'a pas été évaluée à cette étape-ci, mais pourrait être étudiée ultérieurement avec la possibilité de réduction des coûts d'opération.

La fosse habillée est utilisée pour les besoins de planification minière.

16.3 PLANIFICATION MINIÈRE

La production minière de Nampala a été établie à un taux de production de 5 200 tonnes de minerai haute teneur (au-dessus de la teneur de coupure mine établie à 0,4 g/t), soit une production annuelle de 1 805 000 tonnes de minerai, basé sur 350 jours effectifs d'opération, pendant une période de 8 ans. Ce minerai haute teneur sera acheminé directement à l'usine tandis que le minerai basse teneur (entre 0,3 et 0,4 g/t Au) sera placé sur une halde à minerai basse teneur. La halde basse teneur sera reprise et usinée à la fin de l'exploitation de la fosse au même taux de 5 200 tonnes par jour pendant une période additionnelle de 2 ans. Le détail de cette cédule de production est présenté au tableau 17 et les plans de fin de périodes aux figures 15, 16, 17, 18 et 19. Le minerai sera transporté par camions jusqu'au concasseur situé à proximité du concentrateur qui est au nord-ouest de la fosse. Il est prévu que les équipements miniers soient achetés, opérés et entretenus par Robex.

Un facteur de dilution de 2 % a été ajouté au minerai pour tenir compte de la dilution avec du stérile au pourtour des zones minéralisées. Cependant, aucune perte de minerai n'a été considérée, étant donné la sélectivité qu'offre la méthode de minage choisie.

Le minage de stériles est retardé au maximum durant l'opération afin de minimiser le rapport de découverte en début de projet.

Une période de pré-production de 4 mois a été estimée pour le décapage afin de permettre une accessibilité au minerai en quantité suffisante en début de projet. Le rapport de découverte (tonne de stériles par tonne de minerai) augmente à graduellement de 0,3 à la première année à 0,6 à la quatrième année jusqu'à la fin de la production, pour une moyenne du gisement de 0,55.

Ressources Robex inc.
Projet Nampala
Rapport technique – NI 43-101

16. Méthodes d'exploitation

Tableau 17
Détails de la planification minière

Description	Unités	Pré-prod.	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10	Total
Production d'Or (récupéré usine)	oz		39 972	39 594	38 520	39 287	39 287	39 287	39 287	39 287	20 406	10 482	345 410
Minerai haute teneur (usiné)	k-tonne		1 805	1 805	1 805	1 805	1 805	1 805	1 805	1 805	166		14 606
Teneur (Au)	g/t		0.78	0.78	0.75	0.77	0.77	0.77	0.77	0.77	0.77		0.77
Minerai basse teneur (mis en pile)	k-tonne	31	422	557	357	271	271	271	271	271	25		2 745
Teneur (Au)	g/t	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35		0.35
Total Minerai Exploité	k-tonne	31	2 227	2 362	2 162	2 076	2 076	2 076	2 076	2 076	191		17 351
	g/t	0.35	0.70	0.68	0.69	0.71	0.71	0.71	0.71	0.71	0.71		0.70
Stérile	k-tonne	482	670	971	1 036	1 247	1 247	1 247	1 247	1 247	115		9 511
Minerai basse teneur (Cumulatif)	k-tonne	31	453	1 011	1 368	1 638	1 909	2 179	2 450	2 720	2 745		2 745
Teneur (Au)	g/t	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35	0.35		0.35
Reprise minerai basse teneur (usinée)	k-tonne										1 690	1 055	2 745
Teneur (Au)	g/t										0.35	0.35	0.35
Rapport stérile/Minerai	t/t		0.30	0.41	0.48	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60		0.55

Figure 15
Pré-production

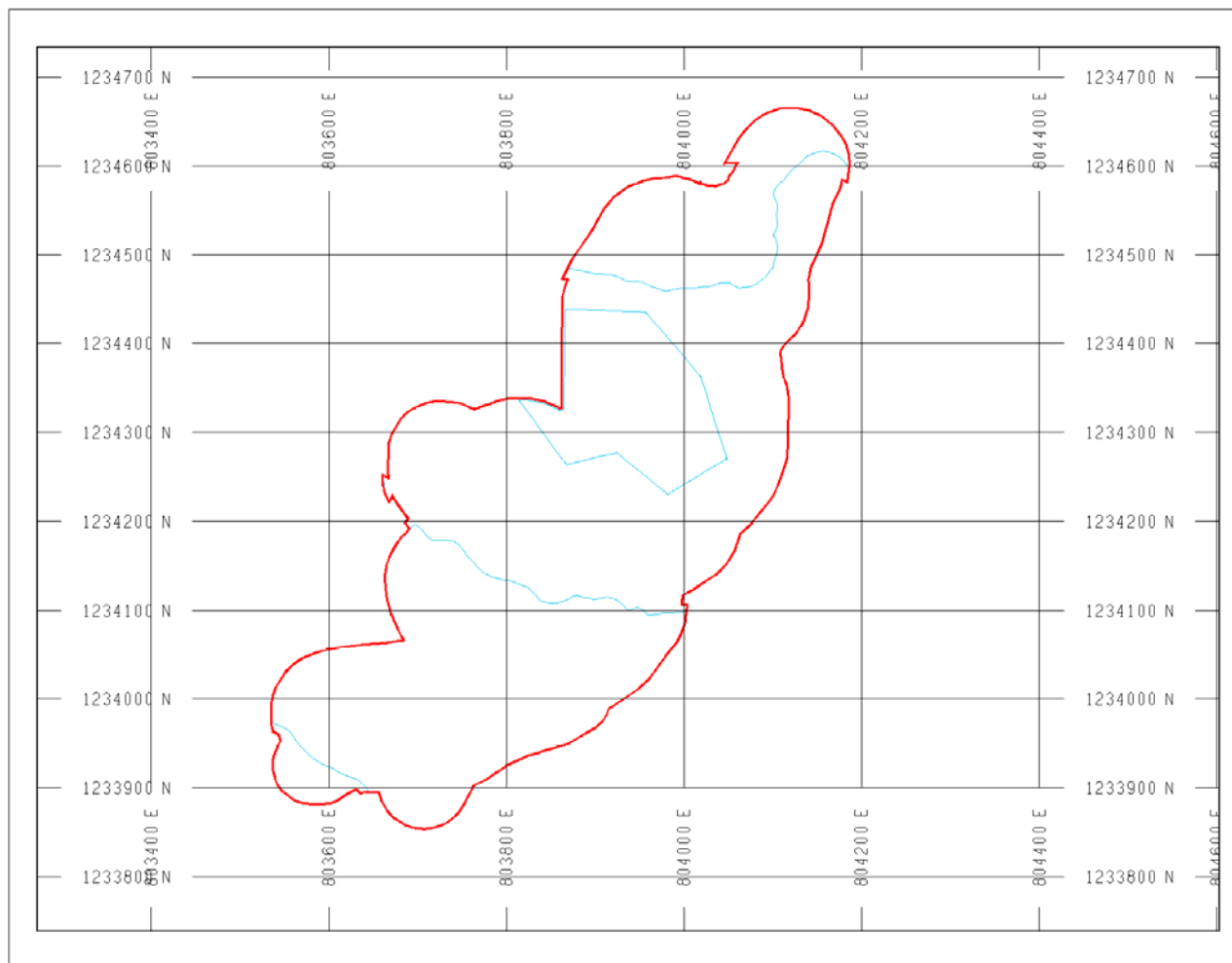


Figure 16
Année 1

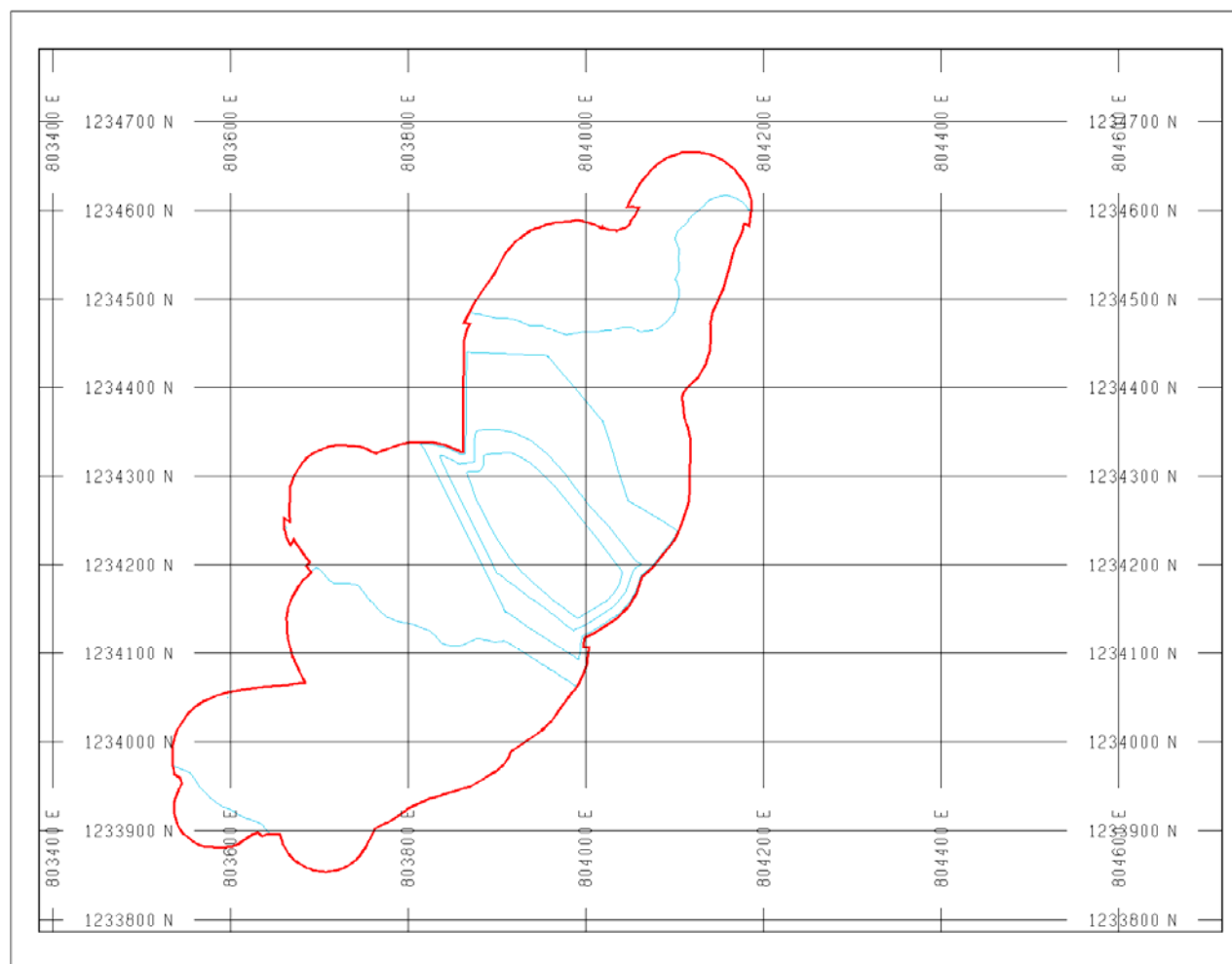


Figure 17
Année 2

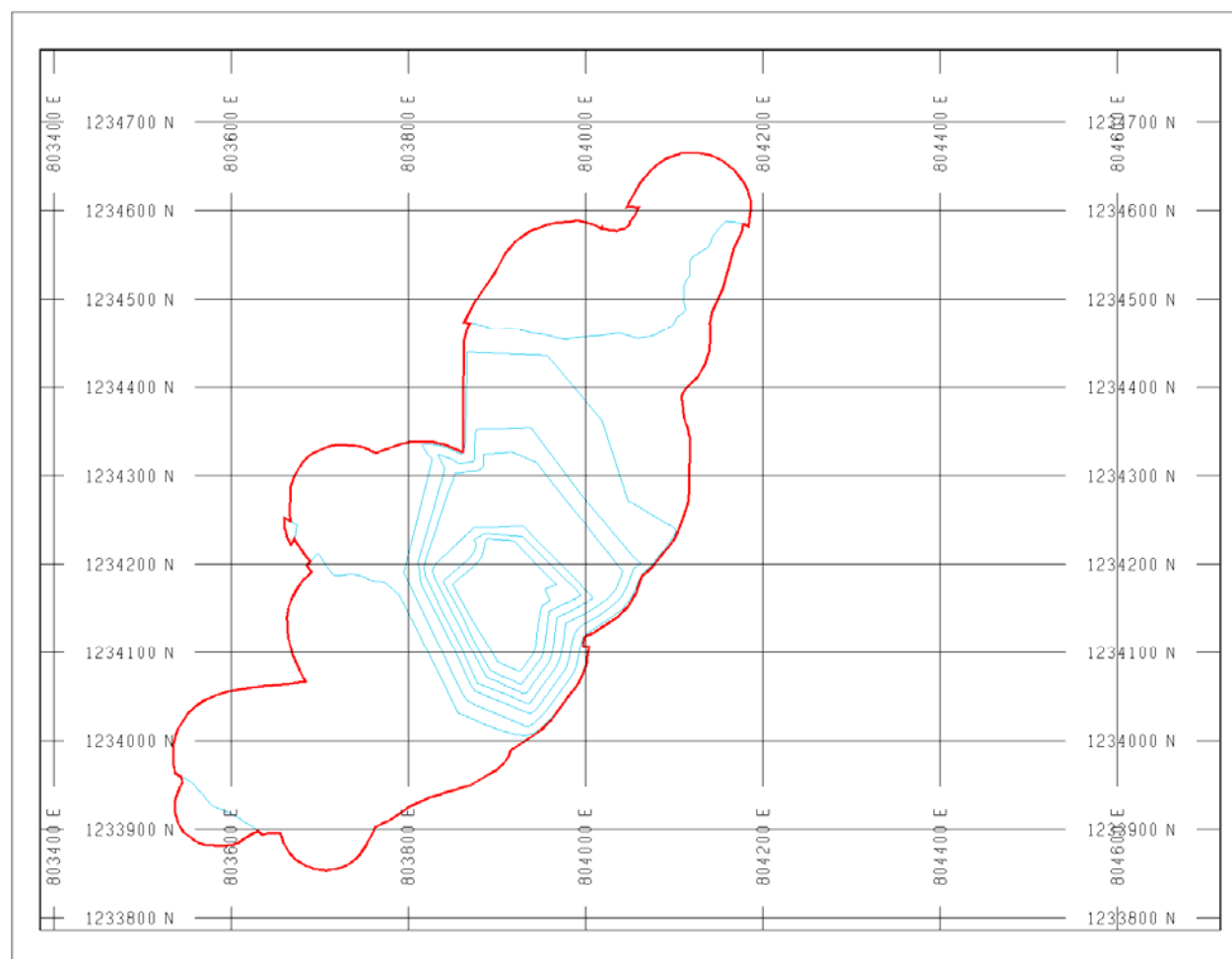


Figure 18
Année 3

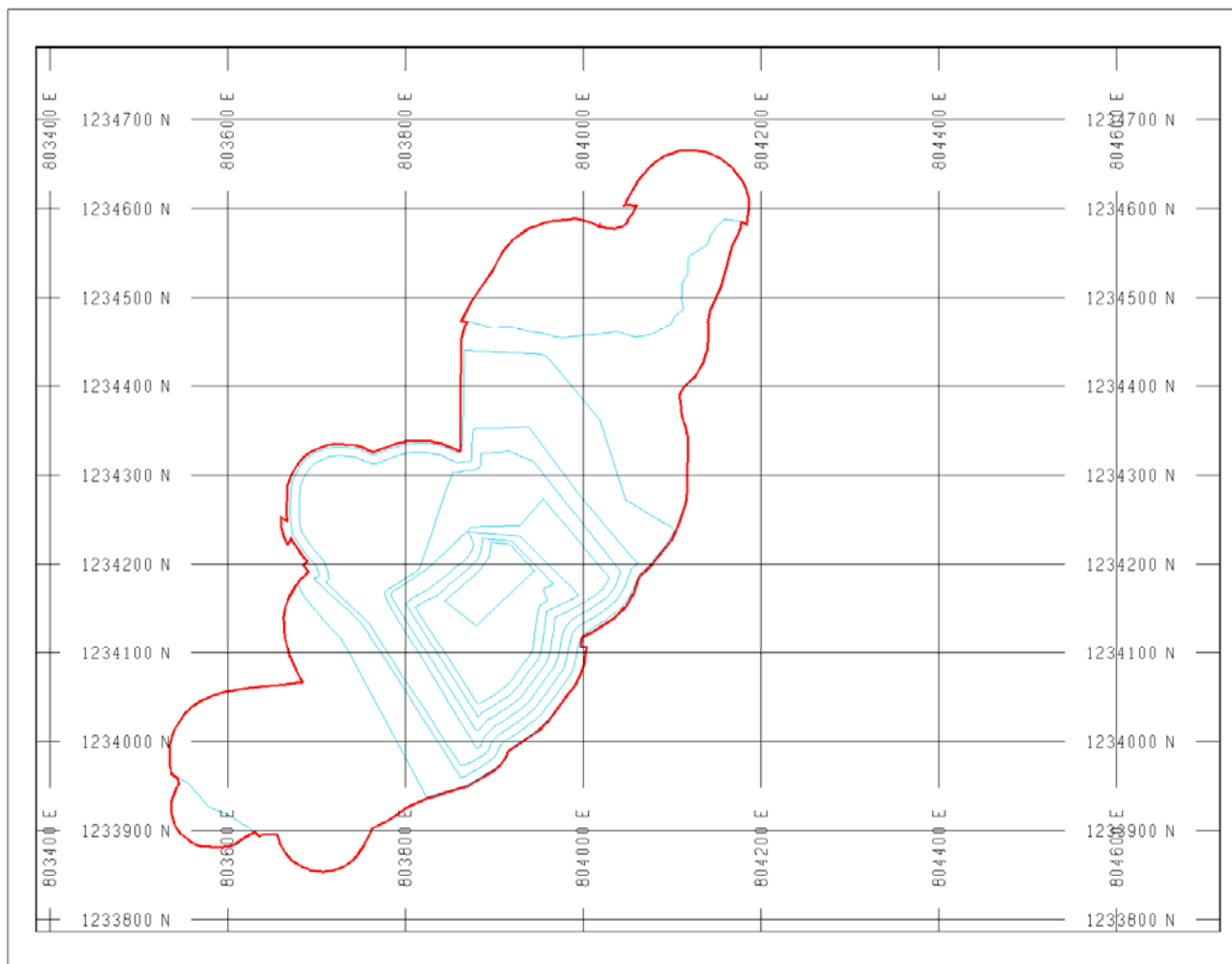
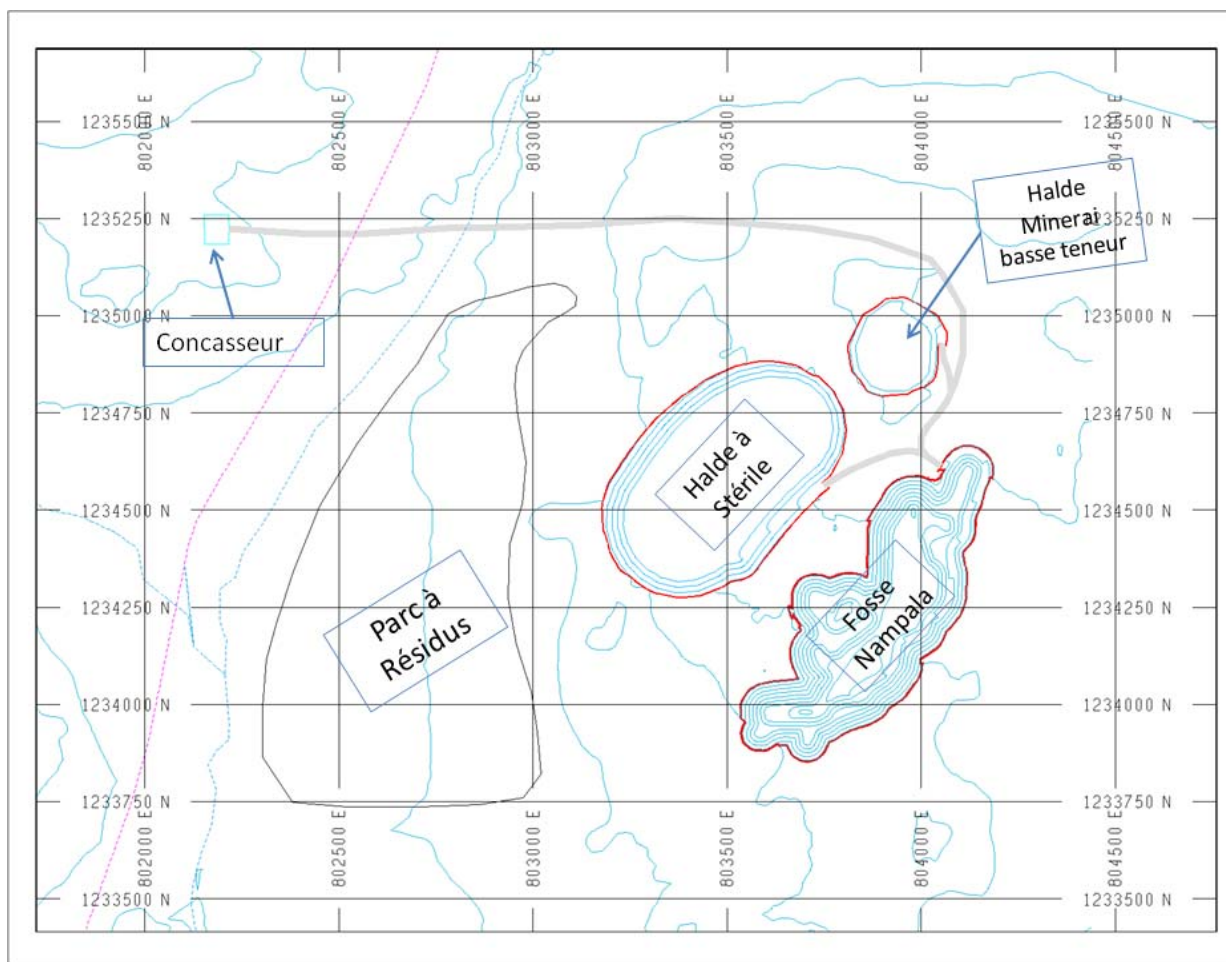


Figure 19
Année 8 (fin de l'exploitation de la fosse)



16.4 ÉQUIPEMENTS DE PRODUCTION

Met-Chem a utilisé la cédule d'exploitation pour déterminer le nombre d'équipements de production requis. Cette opération utilisera des camions de type hors route de 41 tonnes métriques avec des excavatrices de 4 m³.

Le nombre de camions de production et d'excavatrices a été déterminé en fonction du temps de chargement, de halage et de déchargement et du tonnage de minerai exploité et de la quantité de stériles à excaver pour chaque année du plan minier. Le temps de cycle est déterminé pour chaque trajet de la mine au concasseur ou aux haldes à stériles ou minerai basse teneur. Toutes ces données ont été entrées dans le logiciel de simulation Talpac™ avec les paramètres d'opération suivants pour déterminer le nombre d'engins requis :

- Disponibilité mécanique : 85 %
- Utilisation :
 - pelle : 80 %
 - chargeur pneumatique : 70 %
 - camion : 85 %
- Quart de travail : 12 h
- Délais d'opération : 1,5 h/quart
- Autres délais : 1,8 h/quart

Les résultats montrent que l'opération de la fosse Nampala nécessitera un maximum de 5 camions, 1 excavatrice hydraulique et 1 chargeur sur roues à partir de la quatrième année d'opération (rapport de découverte maximale).

En plus des équipements de production, un certain nombre d'équipement auxiliaires et de services sont nécessaires à l'opération de la fosse. Ces équipements ont été sélectionnés pour supporter les opérations (niveleuse, camion à eau, camion de services et ravitaillement en fuel, bulldozer, etc.).

Le tableau 18 présente le nombre d'équipement requis par année pour la durée des opérations.

Tableau 18
Équipements miniers requis par période

Description	Unités	Pré-prod.	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10
ÉQUIPEMENT MAJEUR												
Camion - 41 tonnes	#	2	4	4	4	5	5	5	5	5	3	3
Excavatrice- 4 m3	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Chargeur sur roues- 4 m3	#		1	1	1	1	1	1	1	1		
ÉQUIPEMENT DE SUPPORT												
Tracteur sur chenille - 160 hp	#	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1
Niveleuse - lame 12'	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion d'eau - 5,000 gal	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Chargeur - 1,300 lbs	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Lumière - 10.5 hp	#	5	5	5	5	5	5	5	5	5	3	3
ÉQUIPEMENT DE SERVICE												
Camion Carburant et Lubrifiant	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion Mécanicien	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Manipulateur de pneu	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion Flèche	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Semi-Remorque surbaissée	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camionnette	#	8	8	8	8	8	8	8	8	8	6	4
Autobus	#	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

16.5 MAIN-D'ŒUVRE

La main-d'œuvre requise pour les opérations de la mine a été estimée en se basant essentiellement sur le nombre d'équipements mobiles, sur l'équipe d'entretien pour maintenir ces équipements opérationnels et le personnel cadre pour superviser la production et l'entretien ainsi que sur l'ingénierie minière. Il a été planifié que la mine opérera 365 jours par année, soit 350 jours effectifs d'opération et 15 jours d'arrêts pour tenir compte de la saison des pluies ou autres délais opérationnels imprévus. La durée d'un quart de travail sera de 12 heures.

L'effectif total de la main-d'œuvre pour les opérations de la mine, l'entretien, la supervision et l'ingénierie avoisinera 55 personnes par année durant la vie de la mine.

Comme Nampala sera relativement une petite opération minière, un certain nombre de travaux ou tâches seront donnés à des entrepreneurs locaux après quelques années d'opération tels l'exploration et la planification minière à long terme. Un certain nombre de postes clés sont pressentis comme occupés par des expatriés (supervision, ingénierie, etc.).

Un sommaire de la main-d'œuvre requise pour chaque année du plan minier est donné au tableau 19.

Tableau 19
 Main-d'œuvre - Mine

Description	Salaires Annuels (\$)	Pré-prod.	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10
OPÉRATIONS												
Superintendant des Opération (expatrié)	225 000	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Contremaître	28 610	8	8	8	8	8	8	8	8	8	4	4
Opérateurs de camion	8 158	2	10	12	12	13	14	14	14	14	8	5
Opérateurs de pelle	9 527	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1
Opérateurs de chargeuse	9 527		1	1	1	1	1	1	1	1		
Opérateur de tracteur	8 158	1	3	3	3	3	3	3	3	3	2	1
Opérateurs de niveleuse	8 158	1	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1
Opérateurs camion citerne	8 158	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Opér. Carburant/lubrification	8 158	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1
Ouvrier	8 158	8	8	8	8	8	8	8	8	8	4	4
Équipe de pompage	8 158	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1
INGENIERIE												
Ingénieur minier (expatrié)	180 000	1	1	1	1	1	1	1	1	1		
Géologue (expatrié)	180 000	1	1	1	1	1	1	1	1	1		
Ingénieur en Environnement	28 610	1	1	1	1	1	1	1	1	1		
Technicien en planification	22 888	1	1	1	1	1	1	1	1	1		
Arpenteur	22 888	2	2	2	2	2	2	2	2	2		
ENTRETIEN												
Contremaître d'entretien	28 610	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1
Mécaniciens	19 888	1	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2
TOTAL		36	51	53	53	54	55	55	55	55	28	23

16.6 INFRASTRUCTURES ET SERVICES DES OPÉRATIONS À CIEL OUVERT

Les opérations à ciel ouvert vont nécessiter un nombre de services et d'infrastructures pour le bon fonctionnement des opérations. Ces services incluent les équipements de maintenance, le pompage de la mine, la distribution d'électricité et de carburant/lubrification, les bureaux et l'entrepôt d'approvisionnement.

Ci-dessous sont présentés les services et les infrastructures qui ont été inclus dans cette étude comme faisant partie des coûts de capitaux et des coûts d'opérations.

- Pompage de l'eau d'exhaure de la mine effectué par une pompe sur une barge flottante dans des puisards localisés au besoin dans la mine.
- Pas de réseau électrique nécessaire pour les opérations à ciel ouvert, puisque les équipements de production seront alimentés au diesel, à l'exception des pompes.
- Une station de carburant et de lubrification sera située près du concasseur et des installations d'entretien pour les camions et des autres équipements mobiles. Un service de carburant et lubrification mobile alimentera les excavatrices et les bulldozers dans la fosse et sur les haldes à stériles et le minerai basse teneur.

Les bureaux, l'entrepôt et les installations de maintenance seront situés près de l'usine et du concasseur.

16.7 GÉOTECHNIQUE

En se basant sur le rapport de ACTEngineering (annexe 6), l'angle de face des excavations dans la saprolite pour la fosse serait de 70° et l'angle global de l'excavation de 45°.

16.8 HYDROGÉOLOGIE

Des études d'hydrogéologie, effectuées par ACTEngineering, ont identifié des sources d'eaux souterraines qui devront être pompées pour garder la fosse à sec. Étant donné que l'usine aura besoin d'une quantité importante d'eau pour le traitement du minerai, il est envisagé qu'un certain nombre des puits nécessaires pour l'usine soient installés sur le pourtour de la fosse. Ces puits capteront la majorité de l'eau d'infiltration et limitera les besoins de pompage à la fosse elle-même. Une série de fossés seront aussi excavés autour de la fosse pour capter au maximum l'eau de ruissellement. Met-Chem a quand-même prévu des pompes pour le dénoyage lors de la période des pluies.

17. MÉTHODES DE RÉCUPÉRATION

17.1 SCHÉMA DE PROCÉDÉ DE L'USINE DE TRAITEMENT

Le plan de production du gisement de Nampala est basé sur l'utilisation de la saprolite comme minerai principal pendant les premières années, suivi de l'utilisation de la roche fraîche pour le restant de la vie de la mine. Les critères de conception de l'usine de traitement de minerai de Nampala sont basés entièrement sur l'alimentation à 100 % en minerai de saprolite.

La conception proposée de l'usine est établie sur la technologie bien connue de charbon en lixiviation (CIL). L'usine de traitement devra comprendre le débouillage, le concassage, le broyage, et la cyanuration en présence de charbon. Un système d'élution de type Zadra est utilisé pour la récupération de l'or et du charbon. L'usine comprend également une section pour la préparation des réactifs et leur stockage, la distribution de l'eau, de l'air ainsi que les infrastructures.

Le flowsheet a été développé en se basant sur les essais minéralurgiques effectués à SGS Lakefield et sur l'expérience acquise sur des projets similaires.

Dû au nombre limité d'essais effectués jusqu'à présent, Bumigeme a assumé certains critères de conception basés sur l'expérience industrielle. Ces critères de conception seront validés et vérifiés par de nouveaux essais en voie de réalisation.

17.2 CARACTÉRISTIQUES DU MINERAI

L'usine est conçue pour traiter 5 200 tonnes de saprolite par jour. La teneur moyenne de l'alimentation sera de 0,70 g Au/t, mais elle est susceptible de varier au cours du temps dû à la nature du gisement. Le minerai proviendra d'une mine à ciel ouvert. Le tableau 20 en résume les caractéristiques.

Tableau 20
Caractéristiques du minerai

	Unité	Base de conception
Source d'or		Mine à ciel ouvert
Type de minerai		Oxyde
Teneur du minerai	g/t	0,70
Humidité	%	10 %
Densité		2,60

Des critères de conception préliminaires ont été développés (voir tableaux 21, 22, 23). Ces tableaux résument les critères clés pour les différentes sections de l'usine

qui sont utilisés dans l'étude. Ces données ont été utilisées pour le dimensionnement des équipements et l'établissement du coût en capital du projet.

Tableau 21
Critères de conception clés

Usine	Unité	Critères
Tonnage	tpj	5 200
Jours/an	Jour	350
Heures de fonctionnement	H	24
Disponibilité	%	90
Teneur	g Au/t	0,70

Bien que le minerai de Nampala ait subi une oxydation approfondie, la présence de veines de quartz dans le gisement nécessite qu'une fraction de l'alimentation du minerai de saprolite passe par une étape de concassage et de broyage afin d'atteindre la granulométrie ciblée de 80 % moins 150 microns pour l'alimentation du circuit de lixiviation.

Le minerai de saprolite est connu pour causer des problèmes de manutention lors du traitement par les installations conventionnelles de broyage, en raison de la présence d'argile, de fines particules et d'humidité. En conséquence, un circuit de broyage adapté composé d'un débouillage, tamisage, concassage et broyage sera consacré pour la saprolite.

Le flowsheet (voir annexe 8) intègre les opérations suivantes.

17.3 TRANSPORT DU MINERAI

De la mine, le minerai sera transporté par camions de 41 tonnes, puis chargé dans une trémie d'une capacité de 150 tonnes métriques. La trémie sera équipée d'un grizzly ayant une ouverture de 15 cm. La fraction + 15 cm retenue sur les barres sera brisée par des marteaux.

17.4 DÉBOURBAGE, TAMISAGE

Le minerai sera déchargé par un chargeur à tablier sur un convoyeur à courroie qui alimente un débourbeur de 3 m de diamètre x 8,8 m de long de type Sepro. Le débourbeur a une capacité nominale de 250 tph.

À l'extrémité de l'alimentation du débourbeur, le minerai sera mélangé avec de l'eau à une densité de 40-42 % solides et la pulpe sera agitée pendant trois à quatre minutes, ce qui est suffisant pour laver le minerai et séparer le saprolite des veines de quartz.

Du débourbeur, la pulpe tombe sur un tamis triple et se sépare en trois fractions : - 1,0 mm, - 6,25 mm, + 1,0 mm, et + 6,25 mm.

La fraction la plus fine, - 1,0 mm, est recueillie dans une cuve de pompe et sera pompée directement dans le circuit CIL avec une densité solide de 42 %. Cette configuration du circuit va donner plus de flexibilité pour contrôler le % solides et permettra d'alimenter le circuit CIL sans utiliser un épaisseur; ce qui va réduire les coûts en capitaux nécessaires.

Tableau 22
Critères de conception pour débourbage, tamisage

Débourbage, tamisage	Unité	Critères
Débourbeur		
Granulométrie alimentation (max.)	mm	150
Capacité horaire	tph	250
Tamis		
Granulométrie (max.)	mm	150
Capacité horaire	tph	359

17.5 CONCASSAGE ET BROyage

La fraction - 6,25 mm + 1.0 mm du tamis triple sera dirigée vers un broyeur à boulets de 300 HP équipé d'un tamis rotatif. Le minerai sera broyé à un P₈₀ de 250 microns. La sousverse du tamis rotatif s'écoule par gravité vers la cuve de pompe et sera redirigée vers le tamis à triple ponts avec une pompe.

En l'absence d'essais de broyage, l'indice de broyabilité de Bond de 13 kWh/t a été assumé pour le dimensionnement du broyeur à boulets. Cette valeur est typique pour de tels gisements.

La surverse du tamis triple + 6,25 mm est acheminée par convoyeur vers une trémie de 50 tonnes et dirigée vers un concasseur à mâchoires. Un grizzly placé avant le concasseur permet d'éliminer les fines particules. Le produit issu du concasseur et les fines particules issues du grizzly sont combinés et acheminés par convoyeur vers un concasseur à impact pour une réduction supplémentaire de la granulométrie. Le produit issu de ce concasseur est dirigé vers la boîte à pompe par un convoyeur et est combiné à la décharge du broyeur à boulets avant d'être pompé vers le tamis.

Tableau 23
Critères de conception pour concassage, broyage

Concassage, broyage	Unité	Conception
Concasseur à mâchoires		
Alimentation	tph	24,1
Granulométrie du produit concassé	mm	15
Concasseur à impact		
Alimentation	tph	36,1
Granulométrie du produit concassé	mm	5
Broyeur à boulets		
Alimentation	tph	24,1
Granulométrie du produit concassé	micron	150
Indice de broyabilité de Bond	kWh/t	13

17.6 LIXIVIATION ET CIL

Les résultats des essais en bouteille réalisés à SGS Lakefield indiquent une dissolution satisfaisante du minerai en présence de cyanure. Des taux de récupération acceptables ont été obtenus pour un temps de lixiviation de 30 heures sous des conditions normales de lixiviation et avec une concentration naturelle en oxygène.

Le circuit CIL sera conçu pour traiter une alimentation directe depuis la sousverse du tamis triple avec une concentration en solides de 42 %. La présence d'un tamis rotatif sur le broyeur à boulets élimine le tamis à déchets, puisque les débris de bois seront retenus avec la fraction grossière dans le tamis rotatif et rejetés avant d'entrer dans le circuit CIL.

Les critères de conception pour le circuit CIL sont résumés au tableau 24. Ces données ont été utilisées pour le dimensionnement des équipements et pour établir le coût en capital du projet.

Tableau 24
Critères de conception du circuit CIL

Circuit CIL	Unité	Critères
Alimentation	tph	230
Teneur	g/t	0,70
% solides	%	42
Granulométrie	micron	80 %-150microns
Taux récupération	%	89,7
Temps de résidence	h	30
Rejets liquides	g/t	0,021
Rejets solides	g/t	0,117
Charbon	g/l	10
Charge du charbon	g/t	3 500
Taux de transfert du charbon	tpj	1,2
Temps requis pour transfert du charbon	h	3
Nombre d'élution/mois		20

Le circuit CIL est constitué de huit cuves : une cuve de lixiviation et sept cuves d'absorption ayant un volume égal à 1 800 m³ chacune. Le dimensionnement de ces cuves a été basé sur un temps de résidence de 30 heures. Cette valeur a été déterminée d'après les essais de cyanuration obtenus à SGS Lakefield mais nécessite une validation, étant donné le nombre limité d'essais effectués à SGS Lakefield pour déterminer le temps de résidence.

La fraction fine provenant du tamis triple avec un % en solides de 42 %, va alimenter la cuve de lixiviation où le cyanure et la chaux sont ajoutés. L'écoulement de la cuve se fait par gravité et se vide par débordements successifs dans les sept cuves d'absorption de la première à la dernière. Le charbon activé est ajouté dans chaque cuve d'absorption pour absorber l'or dissout. Chaque cuve d'absorption est munie d'un tamis de façon à retenir le charbon dans la cuve et permettre à la pulpe de passer à la cuve suivante.

Le charbon activé est avancé à contre-courant de la pulpe par des pompes à turbines retraitées et à une fréquence de trois fois par jour. Le transfert de charbon est effectué en pompant d'abord une certaine quantité de pulpe de la première cuve à un tamis de lavage pour récupérer le charbon chargé. Le charbon chargé à la surverse du tamis est stocké dans un réservoir et la pulpe est pompée de la cuve numéro 2 à la cuve numéro 1 et ainsi de suite. Du charbon frais ou régénéré est ajouté à la dernière cuve CIL.

La pulpe de la dernière cuve est déversée sur un tamis de sécurité afin de prévenir toute perte de charbon causée par des fuites au niveau des tamis dans les cuves, puis envoyée dans une cuve de détoxification pour éliminer le cyanure. Après elle sera déversée dans une cuve de pompage et pompée au parc à résidus.

17.7 LAVAGE À L'ACIDE, ÉLUTION

Le charbon chargé est accumulé dans un réservoir en fibre de verre puis acheminé vers une colonne de lavage à l'acide pour dissoudre le carbonate de calcium qui s'est déposé. Le lavage à l'acide débute par le remplissage de la colonne avec de l'eau et par la suite, on y injecte l'acide hydrochlorique tel que livré en fût. Le pH est maintenu autour de 2 tout au long du lavage. À la fin du lavage, l'acide de lavage est dirigé à la cuve de pompage des rejets CIL. Le tableau 25 donne les critères de design du circuit de lavage.

Ensuite le charbon est rincé une fois avec de l'eau et une autre fois avec une solution de soude caustique diluée pour ramener le pH autour de 11.

Le charbon est ensuite transféré vers la cuve d'élution par gravité. L'élution se fait sous pression à 350 kPa et à une température de l'ordre de 130 °C. La solution d'élution, qui contient 1,0 % de soude et 0,5 % de cyanure de sodium est transférée à l'aide d'une pompe vers la cuve d'élution en passant par un échangeur de chaleur primaire. Cette solution qui sort de la cuve d'élution passe à travers un échangeur de chaleur secondaire puis arrive au réservoir de la solution riche et est ensuite pompée vers les cellules d'électrolyses situées dans la raffinerie.

À la fin de l'opération, il y aura circulation de l'eau pour baisser la pression et la température du charbon dans la cuve d'élution. Le charbon élué est acheminé à la trémie d'alimentation du four de régénération via le tamis d'égouttement.

Tableau 25
Conception de la section lavage à l'acide

Lavage à l'acide	Unité	Critère
Nombre de lavage par mois		23
Cuve de lavage à l'acide	m ³	2,4
Cuve acide	m ³	4,8
Débit de l'acide	BV/hr	2
Solution acide de lavage	%	3

Le tableau 26 donne les critères de conception de la section d'élution.

Tableau 26
Conception de la section élution

Élution	Unité	Critère
Méthode d'élution		Zadra sous pression
Température d'opération	C	130
Pression d'opération	kPa	350
Quantité de charbon	t	1,2
Élution par mois	#	23
Débit à travers la colonne	BV/h	2
Charge de charbon élué	g/t	100
Temps d'élution	hrs	12-16
Méthode de transfert du charbon		Pompes à turbines retraitées

17.8 RÉGÉNÉRATION DU CHARBON

Le charbon sera transféré à partir de la cuve d'élution vers une trémie pour charbon élué à la fin du cycle d'élution par des pompes à turbines retraitées. Le charbon entreposé dans la trémie est transféré vers un tamis d'égouttement puis vers un four de régénération ayant une capacité de 250 kg/h; la température du four est maintenue aux alentours de 650 °C. Le charbon régénéré tombe dans une trémie qui contient de l'eau pour le refroidir.

Avant d'être utilisé dans le circuit d'absorption sur charbon, le charbon de toute provenance est pompé à un tamis de calibrage puis acheminé vers le réservoir de stockage de charbon.

Le charbon, tel que reçu, est soumis au préalable à un processus de trempage/attrition avant d'être utilisé dans le circuit CIL. La sousverse du tamis de calibrage, soit le charbon fin, est accumulée dans une trémie et entreposée dans des barils pour ensuite être expédiée à une fonderie.

17.9 ÉLECTROLYSE ET RAFFINAGE

L'électrolyse permettra de récupérer l'or par placage sur les cathodes en acier.

La solution riche issue de la cuve d'élution est envoyée vers les cellules d'électrolyse. L'or se dépose sur la laine d'acier chargée de courant négatif, alors que la solution pauvre est dirigée au réservoir de solution pauvre.

Les cathodes chargées d'or sont périodiquement retirées des cellules et sont lavées à haute pression avec de la solution décantée. Les solides contenant l'or sont calcinés, mélangés avec des fondants et par la suite chargés au four pour fusion.

17.10 RÉACTIFS

Plusieurs réactifs chimiques seront utilisés dans le traitement du minerai pour produire le lingot d'or. Des installations pour le mélange, le stockage et la distribution de ces produits seront incluses dans la conception de l'usine. Ces réactifs comprennent les produits chimiques suivants : cyanure de sodium, chaux hydratée, soude caustique, metabisulfite de sodium, sulfate de cuivre et acide hydrochlorique.

- **Cyanure de sodium**

Le cyanure de sodium sera livré en sacs de 1 tonne. Les installations de préparation et de distribution du cyanure de sodium comprennent une cuve de dissolution munie d'un agitateur, une pompe de recirculation / transfert, une cuve de stockage et une pompe de distribution. Le système sera conçu pour desservir en même temps la cyanuration et le circuit d'élution.

Un palan électrique sera installé pour soulever les sacs. Le réservoir du cyanure sera utilisé pour dissoudre les briquettes de cyanure afin de former une solution à 25 % en concentration. Après dissolution, la solution de cyanure est pompée dans le réservoir de stockage d'où elle sera pompée et distribuée via un pipeline principal vers le circuit CIL et le circuit d'élution.

Les cuves de stockage seront conçues pour une capacité de 48 heures.

- **Chaux**

La chaux hydratée (65 % CaO) sera livrée à la mine dans des sacs de 1 tonne et sera transférée vers le silo de stockage par voie pneumatique. L'addition de la chaux dans la cuve de cyanuration sera contrôlée par le pH et sera conçue pour maintenir un pH >10.
- **Soude caustique**

La soude caustique, sous forme de perles, sera livrée dans des sacs qui seront transportés à l'aide d'un chariot élévateur de l'aire de stockage vers le réservoir de mélange pour préparer une solution de 25 % (concentration) avant d'être distribuée dans l'aire de lavage à l'acide et d'éluion.
- **Acide hydrochlorique**

L'acide hydrochlorique (33 % HCl) sera délivré dans des fûts en plastique de 290 kg. L'acide sera pompé vers la cuve de lavage à l'acide pour préparer une solution diluée à 3 %.
- **Metabisulfite de sodium**

Le metabisulfite de sodium sera livré au site dans des sacs de 1 tonne. Les sacs seront transportés vers les aires de mélange et de dosage pour la préparation d'une solution de 25 % (% en poids) en dissolvant la poudre de sodium de metabisulfite dans une cuve équipée d'un agitateur.
- **Sulfate de cuivre**

Le sulfate de cuivre sera livré au site dans des sacs de 25 kg et les cristaux de sulfate de cuivre seront dissous à une concentration de 15 % en poids pour la préparation de la solution dans une cuve.
- **Charbon**

Le charbon sera livré au site dans des sacs de 500 kg. Le charbon sera transporté vers la zone de conditionnement près de l'aire de régénération du charbon.

17.11 AIR

L'air comprimé pour le procédé et les autres services, comme l'instrumentation et la détoxification des rejets, sont fournis par trois compresseurs de 500 Nm³/h chacun (deux en opération, un en réserve). Un séchoir à air réfrigérant et les filtres seront fournis afin d'assurer que l'air utilisé en instrumentation aura la qualité nécessaire. Les trois compresseurs seront logés dans une chambre pour compresseurs.

17.12 EAU

- Eau de procédé

L'eau de procédé sera stockée dans une cuve proche de l'usine. Cette cuve sera alimentée principalement à partir de l'eau claire, pompée du parc à rejets.

Deux pompes, l'une en opération et la deuxième en réserve, seront installées dans le parc à rejets pour le pompage.

- Eau fraîche

L'eau fraîche sera principalement extraite des puits. Une cuve placée près de l'usine sera utilisée pour le stockage. L'eau fraîche sera distribuée dans le circuit de concassage et broyage pour l'élimination de la poussière pour le refroidissement du broyeur. Elle sera aussi utilisée pour l'eau de scellement de pompes, le mélange des réactifs et pour l'usine de traitement d'eau potable.

18. INFRASTRUCTURES DU PROJET

Le site de Nampala est situé à environ 300 km au sud-est de Bamako. On y accède par la piste rurale qui mène de Tiola à Finkolo qui se trouve à 12 km vers le sud / sud-ouest du gîte de Nampala.

Avant d'être opérationnel, le site de Nampala requiert le développement d'infrastructures nécessaires au fonctionnement de l'usine de traitement, de la mine, des installations pour l'hébergement et de la restauration des employés sur le site. L'annexe 9 montre l'aménagement général de l'usine.

Ces infrastructures sont décrites dans les sections suivantes.

18.1 PRÉPARATION DU SITE ET DES ROUTES

La préparation du site et des routes pour accéder au camp, à l'usine et à la carrière devra être envisagée. La piste existante reliant la route nationale au site de Nampala devra être réhabilitée pour permettre le passage en toute sécurité de véhicules et d'engins lourds. Des pistes principales de type latérite permettront de relier la carrière, le parc à résidus, l'usine de traitement et le camp.

18.2 ÉNERGIE ÉLECTRIQUE

En général l'énergie sera fournie par des génératrices à diesel pour tout le site. Quatre (4) génératrices de 1 500 kVA (3 en opération et une de secours) seront nécessaires pour l'usine de traitement, les bâtiments connexes et la mine. Ces besoins sont basés sur la puissance des équipements de l'usine de traitement et de la mine. Une allocation pour les bâtiments connexes est incluse dans ces besoins. Deux autres génératrices de 250 kVA (une en opération, une de secours) seront utilisées pour alimenter le camp et les autres infrastructures en énergie électrique.

18.3 BÂTIMENTS CONNEXES

L'usine de traitement sera construite sur une superficie approximative de 2 640 m². (220 m long x 120 m large). Les bâtiments connexes comprennent les bureaux administratifs, le garage avec pont roulant, l'atelier et l'entrepôt, le laboratoire d'analyse, la salle des génératrices et des MCC et la salle des compresseurs.

Le site sera doté d'un réfectoire, de vestiaires et d'un dispensaire.

Un laboratoire d'analyse et d'essais métallurgiques sera construit à côté de l'usine pour l'analyse des échantillons sur une base journalière et la réalisation des essais métallurgiques pour l'amélioration du procédé.

Le tableau 27 donne les dimensions approximatives de ces bâtiments.

Tableau 27
Liste des bâtiments connexes

Description des bâtiments	Dimensions
Bureau - Administration	10 m x 20 m
Réfectoire	16 m x 20 m
Vestiaire	15 m x 20 m
Buanderie	6 m x 10 m
Dispensaire	14 m x 10 m
Garage	15 m x 25 m
Atelier et entrepôt	6 m x 25 m
Salle MCC	8 m x 15 m
Salle d'or	8 m x 15 m
Salle des compresseurs	5 m x 5 m
Salle des génératrices	15 m x 30 m
Laboratoire	16 m x 30 m
Salle de contrôle, 2 ^e plancher	8 m x 15 m

Pour une bonne sécurité du site, celui-ci sera doté d'une clôture et toutes les entrées seront effectuées en passant par une guérite de surveillance.

18.4 STOCKAGE DE CARBURANT

Pour les besoins du projet en produits pétroliers (diesel, essence), des cuves de stockage seront installées sur le site par un fournisseur qui en assurera également la gestion.

18.5 ALIMENTATION EN EAU

L'eau de procédé sera recyclée du parc à rejets à l'aide de deux pompes (une en service, une de secours) vers une cuve de stockage assurant l'alimentation de l'usine en eau de procédé. L'eau de procédé nécessaire pour traiter 5 200 tm de minerai par jour est estimée à 8 016 m³/j dont 6 000 m³/j peuvent être récupérés.

L'eau fraîche sera fournie à partir de puits de forage. Une quantité de plus de 2 000 m³/j sera nécessaire comme eau d'appoint pour l'usine de traitement. Les 10 forages supervisés par ACTEngineering ont permis d'obtenir une quantité d'eau plus importante que nos besoins théoriques. Les essais de pompage effectués ont révélé un débit de plus 3000 m³/j. Des cuves de stockage et de distribution seront installées au site de l'usine de traitement et aussi à la base vie. L'eau fraîche sera filtrée et traitée avant d'être consommée.

18.6 PARC À REJETS

L'emplacement choisi pour abriter le parc à rejets a une superficie de 680 000 m² pour un périmètre de 3 800 m. La capacité requise pendant les quatre premières années du fonctionnement de la mine sera de 4 837 600 m³ ce qui donne une hauteur initiale du barrage de 7 m. À noter que la hauteur finale après le rehaussement sera de 13 m. Le volume de terre nécessaire à la mise en place de la digue sera de 833 333 m³, en assumant une densité apparente de 1,8, soit une masse de 1 500 000 tonnes. Le coût par tonne de terre est estimé à 2,00 \$ US par tonne ce qui donne un coût de 3 000 000 \$ US. Il faut noter que le rehaussement futur se fera en largeur et en hauteur sur la partie extérieure de la digue.

Le calcul estimatif du parc à rejets est fondé sur les hypothèses suivantes :

- Le gisement global est estimé approximativement à 12 000 000 de tonnes de minerais.
- Le pourcentage de solides après décantation et récupération partielle de l'eau est de 88 %.

18.7 BASE VIE

Un camp pour 50 personnes situé à 2,5 km de l'usine sera construit pour l'hébergement des employés. Ce camp sera doté de toutes les commodités nécessaires incluant une cuisine et une salle de sport et de loisirs. La gestion de la base vie sera contractée à un professionnel.

18.8 FOSSE SEPTIQUE

Un système d'égouts sera installé pour collecter l'eau usée, qui sera dirigée vers des fosses septiques construites près des sites de l'usine de traitement et de la base vie.

18.9 COMMUNICATIONS

Un système de communication sera installé sur tout le site de la mine pour assurer la communication entre les employés dans le périmètre de la mine (usine, camp, mine). Un réseau de radiocommunication peut être prévu à cet effet.

Une connexion aux opérateurs de téléphonie mobile sera nécessaire pour communiquer en dehors de cette zone.

Une liaison Internet reliant par VSAT le site de Nampala, sera prévue.

19. ÉTUDE DE MARCHÉ ET CONTRATS

Il n'y a pas lieu d'effectuer d'études de marché pour un projet aurifère, contrairement aux métaux de base et aux minéraux industriels.

La production d'or d'une exploitation minière est achetée dans la majorité des cas, par des raffineurs qui opèrent en Amérique du Nord, aux États-Unis, en Europe, etc. Pour Robex, nous croyons que le meilleur choix serait l'Europe (par exemple la Suisse).

Normalement, les raffineurs paient le prix de l'or au moment de la réception des lingots. Les frais de raffinage sont à peu près les mêmes pour tous les raffineurs. À notre connaissance, il n'y a pas de guerre de prix dans ce secteur.

Dans la présente étude, Bumigeme a utilisé le prix de l'or à 1 250,00 \$ US l'once, pour le scénario de base. Pour l'étude de sensibilité, nous avons utilisé des cours de l'or de 900, 1 000, 1 400 et 1 600.

**20. ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, PERMIS
ET CONSÉQUENCES SOCIALES SUR LA COLLECTIVITÉ**

Une étude d'impact environnemental a été réalisée par le Bureau d'Ingénieurs en Développement Durable, Environnement et Assainissement à Bamako (BIDDEA). D'après les conclusions de cette étude, même si le projet va engendrer des impacts négatifs sur le milieu naturel et humain, ces impacts potentiels n'ont pas d'effets écologiques majeurs irréversibles, tant sur les réserves naturelles que sur les espèces protégées ou en voie de disparition. Ces impacts négatifs potentiels pourraient être circonscrits techniquement dans des limites raisonnables, ou même parfois compensés par des mesures correctives adéquates à travers le plan de gestion environnemental et social qui a été proposé.

Le rapport d'études environnementales ainsi que le plan sommaire de déplacement sont présentés aux annexes 10 et 11 respectivement. Le rapport a permis l'émission par le Ministère de l'Environnement et de l'Assainissement, Secrétariat Général, du permis environnemental n° 0110027 MEA-SG pour l'exploitation de la mine dont une copie est présentée en annexe 12.

Bumigeme, qui a établi le schéma de traitement de l'usine, est d'avis que même si le procédé exige le rejet des solutions de cyanure, ces dernières sont d'abord détruites par le procédé de détoxification à l'usine, qui ramène la concentration du cyanure à acide faible dissociable (WAD) au niveau des normes environnementales acceptées. De plus, l'eau du parc à rejets sera recirculée à 100 % au concentrateur, de sorte qu'il n'y aura aucun rejet dans l'environnement.

En outre l'étude de perméabilité des sols du site du parc à rejets révèle que le risque de fuites par percolation est de très faible à nul une fois que le site du parc est compacté lors des travaux de construction.

De plus, les essais réalisés à SGS Lakefield confirment que le drainage minier acide de ces rejets est inexistant.

Bumigeme n'est au courant d'aucune question environnementale ou sociale qui empêcherait le projet de procéder comme prévu.

21. COÛTS D'INVESTISSEMENT ET COÛTS OPÉRATIONNELS

21.1 COÛT D'INVESTISSEMENT

21.1.1 Mine

Le coût du capital pour la mine a été basé sur les besoins du plan minier et le remplacement des camionnettes au milieu de la vie du projet. Tous les autres équipements ne nécessitent pas de remplacement durant la vie de la mine. Le tableau 28 (voir page suivante) montre les détails des coûts de capitaux durant la vie du projet.

21.1.2 Usine de traitement

Le coût capital en investissement pour le concentrateur a été préparé en se basant sur l'achat d'équipements neufs pour traiter 5 200 t/j de minerais de saprolite, selon le schéma de procédé développé précédemment.

Les critères de conception sont basés sur les résultats de laboratoire obtenus à date, et doivent être validés par de nouveaux essais qui sont actuellement en cours. Ces essais détermineront si le dimensionnement de certains équipements est adéquat, ce qui peut influencer sur les coûts en capital et aussi les coûts opérationnels.

Ces estimations sont fondées sur les prix en dollars US au second trimestre de 2011 et ne prennent pas en compte l'inflation.

Il est assumé que certains équipements, principalement les cuves du circuit CIL et les cuves pour détoxification et pour les produits chimiques, seront fabriqués au Mali.

Le taux de change prévu dans l'estimation est de 450 CFA pour 1 \$ CAD.

Le concentrateur sera monté sur un socle en béton de 60 m x 90 m. La zone de sécurité où la salle d'or est située occupera environ 15-20 % de la surface et consistera en une structure d'acier et de murs en briques. Le reste de l'équipement sera protégé par un toit.

Ressources Robex inc.
Projet Nampala
Rapport technique – NI 43-101

21. Coût d'investissement et coûts opérationnels

Tableau 28
Coûts de capital et de remplacement

Description	Unité	Prix Unitaire	Pré-prod.	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10	Total
ÉQUIPEMENTS DE PRODUCTION														
Camion - HD-405	US\$	751 551	1 503 102	1 503 102			751 551							3 757 755
Excavatrice- PC-800	US\$	929 400	929 400											929 400
Chargeur - WA-500	US\$	568 760		568 760										568 760
Total	US\$		2 432 502	2 071 862			751 551							5 255 915
ÉQUIPEMENTS AUXILIAIRES														
Bulldozer - D-85	US\$	451 068	902 136											902 136
Niveleuse - GD-555	US\$	340 494	340 494											340 494
Camion Eau - 5,000 gal	US\$	268 400	268 400											268 400
Chargeur - 1,300 lbs	US\$	21 450	21 450											21 450
Unité éclairage - 10.5 hp	US\$	12 650	63 250											63 250
Total	US\$		1 595 730											1 595 730
ÉQUIPEMENTS DE SERVICES														
Camion Ravitaillement	US\$	250 000	250 000											250 000
Camion Entretien	US\$	200 000	200 000											200 000
Manipulateur de pneus - TH1449-A	US\$	100 000	100 000											100 000
Camion flèche	US\$	180 000	180 000											180 000
Semi-Remorque surbaissée	US\$	300 000	300 000											300 000
Camionnette	US\$	25 000	200 000					200 000						400 000
Autobus	US\$	60 000	60 000											60 000
Total	US\$		1 290 000					200 000						1 490 000
Coût Total	US\$		5 318 232	2 071 862			751 551	200 000						8 341 645

Les besoins en capitaux pour le concentrateur comprennent l'équipement et son installation, le génie civil, le béton et les structures métalliques. Nous avons inclus aussi le coût des génératrices au diesel pour alimenter l'usine et les infrastructures, le coût des équipements électriques nécessaires et l'instrumentation. Le coût de la tuyauterie, à l'exception de celle utilisée dans le parc à rejets et dans la distribution de l'eau des puits, a été pris en considération. Les coûts nécessaires au transport des équipements vers le site minier, les pièces de rechange et les consommables sont inclus aussi.

Le coût de ces équipements a été estimé soit à partir de projets similaires réalisés par Bumigeme ou à partir des soumissions directes reçues de fournisseurs d'équipements

Les coûts initiaux en capitaux requis pour le concentrateur sont estimés à 26 042 331 \$ US. Le tableau 29 donne le détail de la structure de ces coûts.

Il est à noter que le coût en capital d'équipements pourrait être revu à la baisse si de l'équipement usagé peut être acheté.

Tableau 29
Résumé des coûts en capitaux du concentrateur

Description	\$ US
Coût total des équipements (annexe 13)	10 637 331
Structure métallique	672 000
Génie civil	2 240 000
Tuyauterie (exclusion parc à rejets et puits d'eau)	840 000
Instrumentation	565 000
Génératrices Diesel	2 900 000
Transformateurs, câbles, fusibles etc.	1 945 000
Transport a la mine	1 529 000
Installation des équipements	3 370 000
Pièces de rechange et consommables	1 344 000
Total	26 042 331

21.1.3 Infrastructure et services

Le coût d'investissement en capital pour les infrastructures est présenté au tableau 30. Ce coût tient compte des infrastructures les plus importantes nécessaires pour le démarrage des opérations de l'usine, de la mine et de la cité minière. Le coût total est estimé à 8 272 260 \$ US.

Tableau 30
Résumé de l'investissement en capital pour les infrastructures et services

Description	\$ US
Préparation du site et des routes	500 000
Laboratoire	462 000
Bâtiments administratifs, entrepôt et vestiaires	1 987 010
Fosse septique	71 500
Poste de sécurité et clôture	247 750
Parc à rejets	3 000 000
Douches et toilettes	30 000
Garage et pont roulant	200 000
Fourniture bureaux	40 000
Pièces de rechange (pelleteuses, chargeurs, camions)	600 000
Tuyauterie pour parc à rejets	100 000
Ligne pour eau de procédé à partir du parc a rejets	167 000
Tuyauterie pour eaux des puits	167 000
Cité minière	900 000
Équipements électriques et communications	200 000
Total	8 272 260

21.1.4 Résumé des coûts en capitaux Capex

Le tableau 31 présente un résumé des coûts en investissement nécessaires pour le démarrage des opérations. Les coûts en investissements totaux s'élève à 52 922 173 \$ US

Tableau 31
Résumé des coûts du Capex

Description	%	\$ US
Mine		8 341 645
Concentrateur		26 042 331
Infrastructure et services		8 272 260
Sous-total		42 656 236
EPCM	12	5 118 748
Divers	15	5 147 189
Sous-total		10 265 937
TOTALCAPEX		52 922 173

21.2 COÛTS D'OPÉRATIONS

21.2.1 Mine

Les coûts d'opérations ont été estimés avec les heures d'opérations des équipements et une moyenne de coût par heure a été estimée pour chaque équipement. L'effectif de la main-d'œuvre a aussi été estimé. Les positions du personnel sont constantes pour la vie de la mine et le nombre d'opérateurs a été estimé en se basant sur les heures d'opérations requises. Finalement une allocation proportionnelle à la durée de la période a été estimée pour le pompage, l'entretien des routes, les services techniques et les frais de consultation. Le détail de ces coûts annuels est donné au tableau 33 (voir page suivante).

21.2.2 Usine de traitement

Les coûts d'opération de l'usine sont basés strictement sur les coûts directs. Ces coûts incluent le coût de la main-d'œuvre, le coût de traitement (réactifs, les pièces d'usure, maintenance et consommables de laboratoire) et les coûts liés à l'énergie (voir tableau 33). Les coûts d'approvisionnement sont basés sur les prix en dollars US plus le transport vers le Mali. Les coûts de la main-d'œuvre ont été estimés sur la base d'opérations similaires au Mali.

Les horaires de travail sont basés sur 3 quarts de huit heures par jour, sept jours par semaine, 365 jours par an.

Tableau 32
Résumé des coûts d'opération du concentrateur

Description	\$ US/année
Main-d'œuvre - Concentrateur	2 241 108
Coût des consommables et d'entretien	4 551 986
Énergie	6 532 440
TOTAL	13 325 534
Coût / tonne	7,38

Ressources Robex inc.
Projet Nampala
Rapport technique – NI 43-101

21. Coût d'investissement et coûts opérationnels

Tableau 33
Détails des coûts d'opérations de la mine

Description	Unités	Pré-prod.	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10	Total	
ÉQUIPEMENTS DE PRODUCTION														
Camion - HD-405	US\$	140 963	1 119 824	1 269 510	1 343 938	1 421 366	1 480 838	1 480 838	1 536 653	1 536 653	899 243	473 302	12 703 128	
Excavatrice - PC-800	US\$	53 345	229 782	263 059	270 224	293 665	282 594	282 594	282 594	282 594	162 858	116 812	2 520 120	
Chargeur - WA-500	US\$		73 120	73 120	73 120	73 120	91 400	91 400	91 400	91 400			658 081	
Total	US\$	194 308	1 422 726	1 605 690	1 687 283	1 788 151	1 854 832	1 854 832	1 910 647	1 910 647	1 062 101	590 114	15 881 330	
ÉQUIPEMENTS AUXILIAIRES														
Bulldozer - D-85	US\$	113 501	345 234	345 234	345 234	345 234	345 234	345 234	345 234	345 234	172 617	100 899	3 148 887	
Niveleuse - GD-555	US\$	62 100	188 888	188 888	188 888	188 888	188 888	188 888	188 888	188 888	94 444	55 205	1 722 856	
Camion Eau - 5,000 gal	US\$	19 892	60 505	60 505	60 505	60 505	60 505	60 505	60 505	60 505	30 252	17 683	551 864	
Chargeur - 1,300 lbs	US\$	7 474	22 734	22 734	22 734	22 734	22 734	22 734	22 734	22 734	11 367	6 644	207 354	
Unité éclairage - 10.5 hp	US\$	7 600	23 116	23 116	23 116	23 116	23 116	23 116	23 116	23 116	11 558	6 756	210 842	
Total	US\$	210 568	640 476	640 476	640 476	640 476	640 476	640 476	640 476	640 476	320 238	187 187	5 841 802	
ÉQUIPEMENTS DE SERVICES														
Camion Ravitaillement	US\$	10 094	30 702	30 702	30 702	30 702	30 702	30 702	30 702	30 702	30 702	17 946	304 358	
Camion Entretien	US\$	3 873	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	6 886	116 788	
Manipulateur de pneus - TH1449-A	US\$	3 286	9 996	9 996	9 996	9 996	9 996	9 996	9 996	9 996	9 996	5 843	99 093	
Camion flèche	US\$	3 873	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	11 781	6 886	116 788	
Semi-Remorque surbaissée	US\$	5 810	17 672	17 672	17 672	17 672	17 672	17 672	17 672	17 672	17 672	10 329	175 183	
Camionnette	US\$	34 554	105 101	105 101	105 101	105 101	105 101	105 101	105 101	105 101	78 826	46 076	1 000 261	
Autobus	US\$	6 338	19 278	19 278	19 278	19 278	19 278	19 278	19 278	19 278	19 278	11 268	191 108	
Total	US\$	67 828	206 310	206 310	206 310	206 310	206 310	206 310	206 310	206 310	180 035	105 235	2 003 581	
Autre														
Explosifs	US\$													
Dénoyage	US\$	65 753	200 000	200 000	200 000	200 000	200 000	200 000	200 000	200 000	200 000	116 905	1 982 659	
Entretien routes	US\$	32 877	100 000	100 000	100 000	100 000	100 000	100 000	100 000	100 000	100 000	58 453	991 329	
Services techniques / Équipements	US\$	98 630	300 000	300 000	300 000	300 000	300 000	300 000	300 000	300 000	300 000	175 358	2 973 988	
Frais de consultation d'ingénierie	US\$	16 438	50 000	50 000	50 000	50 000	50 000	50 000	50 000	50 000			416 438	
Main d'œuvre	US\$	373 634	1 285 040	1 301 356	1 301 356	1 309 514	1 317 672	1 317 672	1 317 672	1 317 672	809 501	529 164	12 180 256	
Total	US\$	587 333	1 935 040	1 951 356	1 951 356	1 959 514	1 967 672	1 967 672	1 967 672	1 967 672	1 409 501	879 879	18 544 670	
Coûts Opération Total		1 060 036	4 204 553	4 403 832	4 485 426	4 594 452	4 669 291	4 669 291	4 725 105	4 725 105	2 971 875	1 762 415	42 271 382	
Coût par tonnes totales		US\$/t	2.20	1.70	1.59	1.58	1.51	1.53	1.53	1.55	1.55	1.51	1.67	1.57
Coût par tonne minerai		US\$/t	2.33	2.44	2.49	2.55	2.59	2.59	2.62	2.62	1.60	1.67	2.44	
Coût par Oz Au		US\$/oz.	105	111	116	117	119	119	120	120	146	168	122	

21.2.2.1 Main-d'œuvre

Les besoins en main-d'œuvre nécessaires pour l'opération de l'usine, le laboratoire et la maintenance sont résumés dans les tableaux 34, 35 et 36. Les besoins en personnel expatrié sont résumés au tableau 37. Le résumé est donné au tableau 38.

- Concentrateur

Basé sur la conception et la capacité de l'usine de traitement proposée, soixante sept ressortissants maliens seront nécessaires pour l'opération du concentrateur pour un coût annuel estimée à 241 971 \$ US.

Tableau 34
Besoins en main d'œuvre du concentrateur

Description	Quantité	Salaire annuel \$ US
Surintendant de l'usine	1	11 778
Opérateur de concassage	4	13 248
Mécanicien	2	10 022
Opérateur de broyage	8	26 496
Opérateur du circuit CIL	8	26 496
Opérateur pour la détoxification	4	13 248
Opérateur pour la régénération du charbon	8	26 496
Ouvriers généraux	8	12 144
Chef d'équipe pour électrolyse et fonderie	4	20 044
Ouvriers pour électrolyse et fonderie	8	26 496
Métallurgiste	1	7 921
Machiniste	1	5 011
Électricien	1	5 011
Chef d'équipe	4	25 224
Ouvriers pour le parc à rejets	6	12 336
TOTAL	68	241 971

- Personnel de laboratoire

Tableau 35
Besoins en personnel de laboratoire

Description	Quantité	Salaire annuel \$ US
Technicien AA	1	5 011
Technicien laboratoire	1	5 011
Échantillonneur	4	12 344
Ouvrier	1	3 086
Secrétaire	1	3 312
TOTAL	8	28 764

- Personnel de maintenance

Tableau 36
Besoins en personnel de maintenance

Description	Quantité	Salaire annuel \$ US
Mécanicien et apprenti	12	60 132
Électricien	4	20 044
Graisseur	3	9 936
Tourneur-fraiseur	3	15 033
Machiniste pour concasseur et broyeur	4	20 044
Technicien rebobineur de moteurs	2	10 022
Soudeur	2	10 022
Commis et chauffeur	6	18 516
Secrétaire	2	6 624
TOTAL	38	170 373

- Personnel expatrié

Tableau 37
Besoins en personnel expatrié

Description		Quantité	Salaire annuel \$ US
Administration	Directeur général	1	150 000
Usine	Surintendant	1	150 000
	Métallurgiste	1	150 000
	Chef d'équipe de production	1	150 000
	Chimiste Chef	1	150 000
Magasin de Maintenance	Superviseur	1	150 000
	Mécaniciens de maintenance	2	300 000
Magasin électricité	Superviseur	1	150 000
Garage	Superviseur	1	150 000
	Chef d'équipe	1	150 000
	Mécanicien hydraulique	1	150 000
TOTAL		12	1 800 000

Tableau 38
Résumé des besoins en main-d'œuvre pour le concentrateur

Description	\$ US/année
Main d'œuvre	
Personnel du concentrateur	241 971
Personnel du laboratoire	28 764
Personnel de maintenance	170 373
Personnel expatrié	1 800 000
Sous-total	2 241 108

- Consommables et coûts d'entretien

Les coûts d'opération du traitement comprennent les réactifs, les pièces d'usure, la maintenance et les produits chimiques du laboratoire. Le coût total s'élève à 4 551 986 \$ US. Le tableau 39 résume ces coûts.

Tableau 39
Résumé des consommables et coûts d'entretien de l'usine

Description	\$ US/année
Réactifs (chaux, cyanure, soude caustique, metabisulfite, charbon)	2 935 986
Pièces d'usures	681 000
Maintenance (5 %)	550 000
Produits chimiques de laboratoire	385 000
Sous-total	4 551 986

- Réactifs

La consommation du cyanure et de la chaux dans le circuit de lixiviation est basée sur les essais métallurgiques réalisés à SGS Lakefield. Les résultats montrent une consommation de 0,43 kg cyanure/t et 0,53 kg/t pour la chaux. Pour la détoxification et la destruction du cyanure, 0,45 kg/t de metabisulfite sont assumés. Le coût total de ces réactifs s'élève à 2 935 986 \$ US.

- Pièces d'usure

Les pièces d'usure principales sont le blindage (liners) du débourbeur, du broyeur à boulets, et ceux du concasseur à mâchoires et du concasseur à impact. La consommation des balles dans le broyeur est aussi prise en considération. Le coût annuel total de ces pièces d'usure atteint 681 000 \$ US.

- Maintenance

L'équipement dans un concentrateur est exposé à l'usure et nécessite le remplacement de certaines pièces sur une base régulière. Les statistiques publiées par les opérateurs miniers estiment ce coût annuel à 5 % du coût des équipements.

- Consommables du laboratoire

Le laboratoire (analyse) se compose de deux sections : préparation des échantillons et pyroanalyse. Le coût des consommables utilisés est estimé à 385 000 \$ US.

21.2.2.2 Énergie

L'électricité sera produite par des génératrices à diesel. Trois génératrices de 1 500 kVA chacune fourniront l'électricité pour le concentrateur et les infrastructures de support. Une quatrième génératrice sera utilisée comme secours.

Les coûts opératoires annuels sont détaillés ci-dessous et comprennent trois parties : consommation du gasoil, consommation de l'huile, maintenance et pièces de rechange.

- Consommation de gasoil

À pleine capacité du concentrateur, les 3 génératrices seront à 75 % de leur capacité. À ce taux, chacune va consommer 500 litres/h ou 1 500 litres/h de consommation totale (données fournies par le fournisseur).

La consommation annuelle du diesel totalisera approximativement 6 392 000 litres, avec un prix unitaire de 0,97 \$ US/l, le coût annuel total sera de 6 200 000 \$ US. Le prix unitaire du diesel a été obtenu chez un opérateur local.

Un coût de 2 800 \$ US sera utilisé pour le coût du diesel utilisé dans le four régénérateur de charbon et dans le chauffage du circuit d'élution.

Une étude devra être faite pour l'utilisation du mazout lourd qui est moins cher et qui permettrait de réduire le coût du kWh.

- Huile de moteur

La consommation de l'huile de moteur est basée sur 1 g/kWh. La consommation totale calculée s'élève à 152 barils avec un coût annuel estimé à 76 760 \$ US. Le coût unitaire par baril est estimé à partir d'opérations similaires et est égal à 505,00 \$ US/barrel.

- Maintenance et pièces de rechange

Le coût de cet item est estimé à 72 880 \$ US; il comprend le coût de main-d'œuvre d'un technicien et l'hébergement durant les arrêts pendant 2 semaines au coût de 1 300 \$ US/j pour chaque arrêt (4 arrêts par an).

Les pièces de rechange des génératrices sont estimées à 45 000 \$ US par génératrice par année pour ce type de génératrice.

En résumé, le coût total de l'énergie pour une usine de 5 200 tpj sera de 6 532 440 \$ US, le tableau 40 présente la structure de ces coûts.

Tableau 40
Coût total d'énergie

Description		\$ US
Diesel	6 392 000 litres x 0,97 \$	6 200 000
	Four et circuit d'élution	2 800
Huile	152 barils x 505,00 \$/barils	76 760
Maintenance et pièces de rechange		
Coût technicien	1 300 \$/j x 14 j x 4 arrêts/année	72 880
Coût pièces de rechange	45 000 \$ x 4 génératrices	180 000
TOTAL - Coût annuel d'énergie		6 532 440

21.2.3 Administration générale et services

Les coûts reliés à l'administration générale et aux services s'élèvent à 2 855 021 \$ US, le tableau 41 résume ces coûts. Ces coûts sont constitués des salaires du personnel administratif (tableau 42), du salaire du personnel de la cité minière (tableau 43), du coût d'opération des services (tableau 44), et aussi du coût relié à l'hébergement et aux voyages du personnel expatrié (tableau 45).

Tableau 41
Résumé - Coût total administration générale et services

Description	\$ US
Personnel administratif	341 966
Personnel cité minière	251 957
Coûts d'opération des services	1 735 098
Sous-total	2 329 021
Coût hébergement et voyages du personnel (expat.)	526 000
TOTAL - Administration générale	2 855 021

Tableau 42
Personnel administratif

Description	Quantité	Salaire annuel \$ US
Assistant Directeur	1	34 451
Directeur des opérations	1	32 722
Directeur des ressources humaines	1	31 740
Assistant -DRH	1	13 660
Chef du personnel	1	15 948
Directeur comptable	1	25 354
Comptable	1	12 268
Technicien comptable	1	7 206
Logistique et commis aux achats	1	7 245
Directeurs des achats	3	21 621
Responsable de la paie	2	24 642
Responsable de l'entrepôt	1	7 355
Commis d'entrepôt	2	22 360
Contrôleur général	1	15 781
Directeur de l'environnement	1	25 512
Assistant directeur de l'environnement	1	16 960
Technicien informatique	1	27 141
Sous-total	21	341 966

Tableau 43
Personnel - Cité minière

Description	Quantité	Salaire annuel \$ US
Chef du personnel	1	15 949
Médecin	1	24 692
Infirmière	3	43 545
Préposé au bénéficiaire	1	14 515
Ressources humaines	1	16 454
Responsable de la santé et de la sécurité	1	14 515
Commis à la paie	1	14 887
Secrétaire	1	7 206
Chef cuisinier	1	14 515
Apprenti cuisinier	4	40 792
Responsable de la maintenance	1	14 887
Concierge	4	30 000
Sous-total	20	251 957

Tableau 44
Coûts d'opération des services

Description	\$ US
Transportation des lingots, assurance, affinage de l'or	288 750
Taxes locales, assurance contre feu, cantine	500 500
Communication, dépenses de voyage, fournitures de bureau	580 098
Divers	365 750
Sous total	1 735 098

Tableau 45
Coût hébergement et voyages du personnel

Description		\$ US
Déplacements	12 personnes x 6 voyages/année x 3 000 \$/voyage	216 000
Nourriture et hébergement	12 personnes x 50,00 \$ x 350 jours/année	210 000
Divers	Assurance, per diem, etc.	100 000
Sous total		526 000

21.2.4 Coût d'opération total - Concentrateur, mine, administration et services

Le tableau 46 résume les coûts d'opération totaux du projet, constitués des coûts opérationnels reliés à la mine, des coûts opérationnels reliés au concentrateur, et enfin des coûts opérationnels reliés à l'administration générale et services. Le coût d'opération s'élève à 12,75 \$ US par tonne métrique.

Tableau 46
Résumé des coûts d'opération

Description	\$ US
Mine	4 405 049
Concentrateur	13 325 534
Administration et services Generale	2 855 021
Sous-total	20 585 604
Divers	2 427 083
TOTAL – Coûts d'opération	23 012 687
Coût opérationnel/mt	12,75

22. ANALYSE ÉCONOMIQUE

22.1 CAS DE BASE

Le cas de base du projet est pour le traitement de 1 805 000 tonnes métriques par année à l'aide du procédé de cyanuration avec un taux de récupération de 88 % sur l'or contenu dans les 17,3 M tonnes de minerai, dont la teneur est de 0,70 gramme par tonne métrique. Le coût moyen d'exploitation est de 12,75 \$ US/tm avec un CAPEX de 52 922 173 \$ US.

Ce projet produit l'or à un coût de 640 \$ US l'once.

Pour fin de cette étude, le prix de l'or est gardé constant à 1 250 \$ US/once avec un taux de change de 1,00 \$ CAD = 1,00 \$ US.

Un taux d'actualisation de 5 % a été utilisé pour le calcul des indicateurs économiques et le projet est financé à 100 % par équité.

Pour l'industrie minière, le Mali offre un congé d'impôt pour les 5 premières années de production et permet un taux de dépréciation rapide (5 ans dans le cas présent). Le taux d'imposition est de 35 % pour les années restantes.

Dans cette analyse, le taux de rentabilité interne TRI (%) et la valeur actualisée nette VAN sont calculés avant impôt.

Le tableau 47 montre les résultats de cette analyse.

Tableau 47
Cas de base

Équité	TRI (%)	Période de remboursement (année)	Valeur actualisée nette (VAN) (M)
100 %	46,45	2	113,64

22.2 ANALYSE DES VARIANTES

22.2.1 TRI vs coût d'opération

Dans le but de déterminer la sensibilité du coût d'opération sur le projet, le consultant a mesuré la variation du TRI et de la VAN avant impôt en relation avec la variation du coût d'opération tout en gardant les autres variables constantes. Nous avons calculé le TRI et les autres indicateurs économiques en utilisant une variation du coût d'opération de -20%, -10 %, +10 % et +20 %. Les résultats sont montrés au tableau 48.

Tableau 48
TRI vs Variation des coûts d'opération

Variation des coûts d'opération (%)	Période de remboursement (années)	Valeur actualisée nette (VAN) (M)	TRI (%)
+20	2,48	79,81	36,59
+10	2,22	96,74	41,61
Base	2,0	113,64	46,45
-10	1,86	130,54	51,17
-20	1,72	147,43	55,80

L'aspect économique du projet subit une influence modérée par la variation du coût d'opération, tel que présenté au tableau 48. Le détail de l'encaisse en fonction des différents coûts d'opération se retrouve en annexe 14.

22.2.2 TRI vs Prix de l'or

Dans le but de déterminer la sensibilité du prix de l'or sur le projet, le consultant a mesuré la variation du TRI et de la VAN avant impôt en relation avec la variation du prix de l'or tout en gardant les autres variables constantes. Nous avons calculé le TRI et les autres indicateurs économiques en utilisant un prix de l'or variant de 900 \$ US/once à 1 600 \$ US/once. Les résultats sont montrés au tableau 49.

Tableau 49
TRI vs Prix de l'Or

Variation du prix de l'or \$ US	Période de remboursement (années)	Valeur actualisée nette (VAN) (M)	TRI (%)
900	4,36	19,62	14,46
1 000	3,31	46,49	24,81
1 250	2,0	113,64	46,45
1 400	1,65	153,89	58,34
1 600	1,33	207,55	73,70

Le détail de l'encaisse en fonction des différents prix de l'or est montré à l'annexe 14.

22.2.3 TRI vs coût d'investissement

Dans le but de déterminer la sensibilité des coûts d'investissement sur le projet, le consultant a mesuré la variation du TRI et de la VAN avant impôt en relation avec la variation du coût d'investissement tout en gardant les autres variables constantes. Nous avons calculé le TRI et les autres indicateurs économiques en utilisant une variation du coût d'investissement de -20 %, -10 %, +10 % et +20 %. Les résultats sont montrés au tableau 50.

Tableau 50
TRI vs Variation des coûts d'Investissement

Variation du Capex (%)	Période de remboursement (années)	Valeur actualisée nette (VAN) (M)	TRI (%)
+20	2,45	103,06	37,40
+10	2,23	108,35	41,55
Base	2,0	113,64	46,45
-10	1,81	118,93	52,33
-20	1,61	124,22	59,57

L'aspect économique du projet subit une influence modérée par la variation du coût de l'investissement. Le détail de l'encaisse en fonction des différents coûts d'opération est présenté à l'annexe 14.

22.3 COMMENTAIRES SUR L'ANALYSE ÉCONOMIQUE

Le projet Nampala, avec des ressources de 17,35 M tonnes métriques, à 0,70 g/mt et une capacité de traitement de 5 200 mt/j sur une période de 10 ans, est techniquement réalisable et financièrement rentable pour un prix de l'or de 1 000 \$ US/oz. Le TRI est de 24,81 %, la VAN avant impôt est de 46,49 M \$ US avec un taux d'actualisation de 5 % et une période de remboursement de la mise de fond de 3,31 années. Pour le cas de base, Bumigeme a retenu le prix de l'or à 1 250 \$ US/once et ce scénario montre un TRI de 46,45 % et une VAN avant impôt de 113,64 M \$ US à un taux d'actualisation de 5 %. La période de remboursement est approximativement de 2,0 années.

À 900 \$ US/once, le projet montre un rendement (TRI) de 14,46 %, une VAN avant impôt de 19,62M \$ US et une période de remboursement de 4.36 années.

23. TERRAINS ADJACENTS

Syama : À 40 km au NE de Nampala, gîte aurifère exploité.

Masse lenticulaire de filonnets quartz-ankérite sous forme de « stockwork » et brèche dans une séquence de basalte et d'andésite interstratifiée avec du grauwacke, de l'argilite et des intrusions andésitiques-lamprophyriques. L'or est associé à la pyrite que l'on retrouve dans l'encaissant altéré des filonnets.

En 1992 on estime le dépôt à : Oxyde (0-35 m); 3 Mt à 3,2 g/t Au et Sulfure (35-500); 21Mt à 4,02 g/t Au.

Morilla : À 80 km au NNW de Nampala, gîte aurifère.

L'or visible est contenu dans des filons polymétalliques à minéraux exotiques occupant la zone de contact métamorphique d'un intrusif granodioritique.

En 1998 on estime la réserve à 16,3 Mt à 4,17 g/t Au.

De 2003 à 2010 la production a été de 27,5 Mt à 4,17 g/t Au soit 3,7 M onces.

L'auteur n'a pas pu corroborer l'exactitude des renseignements et les renseignements ne constituent pas nécessairement une indication de la minéralisation du terrain qui fait l'objet du rapport technique.

24. AUTRES DONNÉES ET RENSEIGNEMENTS PERTINENTS

Non applicable

25. INTERPRÉTATION ET CONCLUSIONS

Le projet Nampala renferme un peu plus de 17,3 Mt de minerai exploitable à une teneur moyenne de 0,70 g/t Au ou 345 400 oz récupérables à un taux de découverte de 0,55 tonnes de stériles par tonne de minerai. Ces réserves sont basées sur le modèle de ressources élaboré en août 2011 et pourraient augmenter avec les résultats des forages en cours et des extensions connues du gisement mais non encore modélisées. L'exploitation du gisement actuel, au taux de production de 5 200 tonnes par jour, s'échelonnera sur une période minimale de 10 ans durant laquelle plus de 27 Mt de matériel (minerai + stérile) sera extrait de la fosse.

Le projet Nampala est relativement simple et facile d'opération et ne représente pas de difficultés particulières. En fait, la technique de traitement par cyanuration utilisée dans ce projet est très répandue et bien maîtrisée partout dans le monde. Nous croyons que le projet Nampala a plus d'avantages que d'inconvénients concernant le risque :

- Considérant que les ressources connues du projet Nampala représentent seulement une fraction des ressources identifiées sur le site par Robex, les avantages du projet sont importants.
- La possibilité d'acheter de bons équipements usagés et la réduction des coûts d'opération créent un défi excitant pour améliorer la rentabilité de ce projet.

26. RECOMMANDATIONS DES CONSULTANTS

Suite aux résultats positifs du calcul des réserves de Nampala, Met-Chem recommande les travaux suivants afin d'améliorer le projet :

- Discussion avec des contracteurs miniers locaux pour minage à forfait.
- Discussion avec les fournisseurs d'équipements miniers pour une option de location des équipements.
- Étudier la faisabilité de miner et usiner la roche fraîche (minerai).

Pour réduire les risques inhérents associés à tout projet minier, les Consultants recommandent de :

- Diminuer les investissements en capital (CAPEX) par la demande de cotations fermes de la part des fournisseurs et la recherche d'équipements usagés et reconditionnés à l'état neuf.
- Identifier le marché des fournisseurs locaux en équipements et matériaux ainsi que les contracteurs en construction.
- Vérifier les facilités de réception et de manutention des ports de Dakar au Sénégal et d'Abidjan en Côte d'Ivoire et du transport routier entre ces pays et le Mali.
- Faire une analyse des possibilités de rabais sur le prix des carburants, des frais de dédouanement (exemption et avantages fiscaux octroyés aux sociétés minières).

Concernant l'usine de traitement, Bumigeme recommande :

- Le procédé a été développé en se basant sur des essais réalisés avec des échantillons de saprolite, d'autres essais seront nécessaires pour le traitement des autres types de minerai (roche altérée, roche sulfurée).
- Le schéma de traitement a été développé en essayant de minimiser les coûts d'investissement de l'usine. Plusieurs modifications capables d'améliorer le procédé peuvent être apportées dans le futur, par exemple l'ajout d'un circuit de séparation par gravité peut améliorer la cinétique de lixiviation et réduire le volume total des cuves nécessaires. De même que l'ajout de cyclone et d'un épaisseur avant la lixiviation et le circuit CIL pour mieux contrôler la densité de la pulpe pourrait améliorer l'opération de l'usine. Également, un autre épaisseur pourrait être envisagé pour récupérer l'eau de procédé et minimiser

les pertes d'eau avant leur rejet dans le parc à rejets Avec ces modifications, la capacité de l'usine de traitement pourrait être augmentée jusqu'à 6 000 t/j.

- La digue a été conçue avec une hauteur qui ne peut contenir des rejets que pour une période de 4 ans. Au-delà de cette période, Il est primordial de l'élever pour augmenter sa capacité.

27. RÉFÉRENCES

Marchand J., 2010a, Nampala, note technique concernant le calcul de la ressource de mai 2010, Ressources Robex inc.

Marchand J., 2010b, Rapport de mission pour la mise en place des programmes d'explorations, Ressources Robex inc.

Violette, B., 2010, Programme de forages RC, Nampala 2009, Rapport d'activités pour la période se terminant à la fin mars 2010, Ressources Robex inc.

Wolfe B, RSG Global Consulting Pty Ltd, 2007, Nampala Gold Deposit Resource Estimation, Robex Resources Inc.

Economic Geology; 1 April 1992; v. 87; no. 2; p. 310-331; Regional setting, structure, and descriptive geology of the middle Proterozoic Syama gold deposit, Mali, West Africa. <http://econgeol.geoscienceworld.org/cgi/content/abstract/87/2/310>

AngloGold Ashanti, Annual reports 2003-2010