



UNIVERSITE D'ANTANANARIVO  
\*\*\*\*\*  
ECOLE SUPERIEURE POLYTECHNIQUE  
\*\*\*\*\*  
DEPARTEMENT MINES  
\*\*\*\*\*



*Polytechnique,  
Premier Partenaire,  
des professionnels*

MEMOIRE DE FIN D'ETUDES EN VUE DE L'OBTENTION DU GRADE  
DE MASTER EN MENTION INGENIERIE MINIERE, PARCOURS GEOSCIENCE ET  
ENVIRONNEMENT, TITRE INGENIEUR DES MINES

Intitulé :

**ETUDE DE PREFAISABILITE DE  
L'EXPLOITATION DU GISEMENT D'OR  
ALLUVIONNAIRE DE LA SOCIETE  
ZOLATAIA ZVEZDA MADAGASIKARA  
S.A.R.L.  
Cas du gisement de Miandrivazo**



Présenté par :

*ANDRIATSITOHAINA Ravaka Felandranja*

-- Promotion 2014 --



**UNIVERSITE D'ANTANANARIVO**  
\*\*\*\*\*  
**ECOLE SUPERIEURE POLYTECHNIQUE**  
\*\*\*\*\*  
**DEPARTEMENT MINES**  
\*\*\*\*\*



*Polytechnique,  
Premier Partenaire,  
des professionnels*

**MEMOIRE DE FIN D'ETUDES EN VUE DE L'OBTENTION DU GRADE  
DE MASTER EN MENTION INGENIERIE MINIERE, PARCOURS GEOSCIENCE ET  
ENVIRONNEMENT, TITRE INGENIEUR DES MINES**

Intitulé :

**ETUDE DE PREFAISABILITE DE  
L'EXPLOITATION DU GISEMENT  
D'OR ALLUVIONNAIRE DE LA SOCIETE ZOLATAIA  
ZVEZDA MADAQASIKARA S.A.R.L :  
CAS DU GISEMENT DE MIANDRIVAZO**

Présenté et soutenu publiquement le 11 mars 2015 par :

ANDRIATSITOHAINA Ravaka Felandranja

Devant le Jury composé de :

- Président :* Monsieur RANAIVOSON Léon Félix, Maître de conférences et Chef  
du Département mines
- Rapporteur :* Monsieur ZAFILAHY Ying Vah, Maître de conférences
- Encadreur :* Monsieur RAZANAHOERA Mamitiana, Ingénieur géologue de la Z.Z.M
- Examineurs :* Monsieur RAZAFINDRAKOTO Boni, Maître de conférences  
Monsieur DAMY J. Clotaire, Assistant

*« An'i Jehovah ny tany sy izay rehetra eo  
aminy... (Sal 24 :1a).*

*Ary tsara ny volamena amin'izany tany  
izany... (Gen 2 :12)»*

## REMERCIEMENTS

- Tout d'abord, rendons grâce à Dieu puisqu'il m'a donné la santé et la force qui m'ont permis de mener à terme mes études d'ingénieur au sein de l'E.S.P.A et de terminer jusqu'au bout les travaux relatifs à ce mémoire;
- mes sincères et chaleureux remerciements sont exprimés envers Monsieur ANDRIANARY Philippe Antoine, Directeur de l'E.S.P.A qui m'a permis de suivre la formation au sein de son école ;
- je voudrais exprimer toute ma reconnaissance à Monsieur RANAIVOSON Léon Félix, Chef du Département mines à l'E.S.P.A, pour l'honneur qu'il m'a fait de présider ce mémoire ;
- je ne saurais comment exprimer toute ma gratitude envers Monsieur MONKOE Eliphus, P.D.G de la Société Z.Z.M qui m'a accepté en tant que stagiaire dans son établissement et aussi à Monsieur RAZANAHOERA Mamitiana, géologue de la Société qui m'a encadré, malgré ses multiples occupations, m'a consacré un temps précieux pour m'apporter une aide inestimable. Il m'aurait été difficile de mener à bien mes travaux sans son appui constant et bienveillant et sans ses encouragements permanents. Je leur suis profondément reconnaissante ;
- à Monsieur ZAFILAHY Ying Vah mon rapporteur qui, en dépit de la lourdeur des tâches qui lui incombent, a fait tout son possible pour prodiguer des conseils dans l'orientation et l'élaboration du présent mémoire ;
- j'exprime également ma profonde gratitude envers : Monsieur RAZAFINDRAKOTO Boni et Monsieur DAMY J. Clotaire enseignants au Département mines de l'E.S.P.A qui ont bien voulu accepter d'examiner ce travail ;
- il m'est agréable d'adresser ma vive sympathie à tout le personnel enseignant au sein du Département ;
- je remercie également toute l'équipe de terrain et un grand merci envers la Société Z.Z.M et son personnel qui m'ont ouvert ses portes. Le présent mémoire n'aurait été réalisé sans leur précieux appui.

- je tiens à exprimer ma reconnaissance envers mes parents, ma sœur et mon frère qui m'ont soutenu moralement et financièrement durant toutes mes études ;
- un grand merci également à tous mes amis pour leur aide et les marques d'amitié qu'ils ont témoignées ;
- ainsi qu'à tous ceux qui, de près ou de loin, ont contribué à la réalisation du présent mémoire.

**Merci infiniment !!!!**

## SOMMAIRE

REMERCIEMENTS

SOMMAIRE

LISTE DES FIGURES

LISTE DES CARTES

LISTE DES PHOTOGRAPHIES

LISTE DES TABLEAUX

LISTE DES ANNEXES

LISTE DES ABREVIATIONS

INTRODUCTION

***Partie I : PRESENTATION DU CADRE DE LA ZONE D'ETUDE***

Chapitre I : ETUDE MONOGRAPHIQUE DE LA ZONE D'ETUDE

Chapitre II : CONTEXTE GEOLOGIQUE DE LA ZONE D'ETUDE

***Partie II : TRAVAUX DE TERRAIN ET ETUDES SUR L'EXPLOITATION ET LE TRAITEMENT DE L'OR***

Chapitre III:TRAVAUX DE PROSPECTION ET DE RECHERCHE DE L'OR

Chapitre IV:ETUDE SUR L'EXPLOITATION ET TRAITEMENT DE L'OR

Chapitre V:APPROCHES ENVIRONNEMENTALES

***Partie III : ETUDES ECONOMIQUE ET FINANCIERE***

Chapitre VI:ETUDE DU MARCHE DE L'OR

Chapitre VII:EVALUATION ECONOMIQUE ET FINANCIERE DU PROJET

CONCLUSION GENERALE

BIBLIOGRAPHIE ET WEBOGRAPHIE

ANNEXES

## LISTE DES FIGURES

Fig. 3. 1: Organigramme des travaux effectués .....	21
Fig. 3. 2: Superposition des couches géologiques du secteur d'étude.....	28
Fig. 3. 3: Modélisation 3D de notre gisement aurifère .....	29
Fig. 4. 1: Principe de fonctionnement d'un sluice.....	41
Fig. 4. 2: Flowsheet de l'hydrometallurgie de l'or .....	48
Fig. 4. 3: Schema illustrant les différentes étapes d'exploitation de la mine .....	49
Fig. 4. 4: Organigramme du personnel.....	51
Fig. 4. 5: Plan de masse du site d'exploitation .....	54
Fig. 4. 6: Harmonogramme de transport .....	62
Fig. 4. 7: Graphe pert des succession des tâches de la mine .....	73
Fig. 4. 8: Diagramme de Gantt de la mine .....	73
Fig. 6. 1: Récapitulation de la production d'or à madagascar de 1897 à 2013.....	85
Fig. 6. 2: Demande d'or par pays .....	87
Fig. 6. 3: Prévision et cours de l'or .....	88
Fig. A. 1: Variogramme de la teneur et tonnage du gisement.....	XXI

## LISTE DES CARTES

Carte 1. 1: Localisation géographique du site .....	4
Carte 1. 2 : Voies d'accès au site.....	5
Carte 2. 1: Géologie de la zone d'étude.....	13
Carte 2. 2: Indice minier de notre zone d'étude.....	14
Carte 3. 1: Délimitation de la zone d'investigation.....	25
Carte 3. 2: En haut: carte d'iso contenance; en bas: carte d'iso teneur .....	30
Carte 3. 3: Courbe d'iso contenance de la zone 1 .....	31
Carte 3. 4: Courbe d'iso contenance de la zone 2 .....	33

## LISTE DES PHOTOGRAPHIES

Photo 3. 1: Pépite d'or natif de Miandrivazo.....	17
photo 3. 2 : A droite : marteau géologue ; à gauche : migmatite granitoïde .....	23
photo 3. 3: Puits de reconnaissance .....	25
photo 3. 4: A gauche, la montée d'eau ; à droite : l'éboulement des murs.....	26
photo 3. 5: Débourbage des échantillons.....	26
photo 3. 6: Pépites d'or extraites.....	27
photo 3. 7: Contrôle géochimique in situ .....	27
Photo 4. 1: A gauche : concentré d'or A droite : mélange du concentré et du mercure (amalgamation).....	43
Photo 4. 2 : Cornue en verre .....	44
Photo A.1 : Photographies à Miandrivazo.....	XXX

## LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1. 1: Coordonnées géographiques (projection Laborde) de la zone d'étude .	3
Tableau 1. 2 : Démographie de la Commune de Miandrivazo .....	8
Tableau 1. 3: Nombre d'établissements scolaires dans la ville de Miandrivazo. ....	10
Tableau 3. 1: Les principaux minéraux d'or et leurs caractéristiques.....	17
Tableau 3. 2: Pourcentage en or et valeur en carats .....	18
Tableau 3. 3: Données numériques de la zone 1 .....	32
Tableau 3. 4: Résultat récapitulatif pour la partie de recherche .....	33
Tableau 3. 5: Résultat récapitulatif pour la partie gisement et minéralisation .....	33
Tableau 3. 6: Données numériques de la zone 2.....	34
Tableau 3. 7: Résultat récapitulatif pour la partie de recherche .....	34
Tableau 3. 8: Résultat récapitulatif pour la partie gisement et mineralisation .....	34
Tableau 4. 1: Caractéristiques techniques d'un sluice .....	41
Tableau 4. 2: Liste des matériels d'ouverture et de construction .....	50
Tableau 4. 3: Liste des matériels d'extraction .....	50
Tableau 4. 4: Liste des matériels de traitement.....	50
Tableau 4. 5: Postes de travail et responsables.....	51
Tableau 4. 6: Distances séparant les zones de travail .....	53
Tableau 4. 7: Tableau récapitulatif .....	63
Tableau 4. 8: Caractéristiques techniques du sluice .....	64
Tableau 4. 9: Caractéristiques techniques de la table vibrante .....	65
Tableau 4. 10: Durée et détails des tâches à exercer .....	66
Tableau 4. 11: Schéma de traitement de l'or.....	67
Tableau 4. 12: Type d'entretien.....	68
Tableau 4. 13: Décomposition des tâches de la mine.....	71
Tableau 5. 1: Etat initial du site.....	76
Tableau 5. 2: Impacts et mesures d'atténuation sur le milieu physique .....	77
Tableau 5. 3: Impacts et mesures d'atténuation sur le milieu biologique .....	79
Tableau 5. 4: Impacts et mesures d'atténuation sur le milieu socio-économique.....	80
Tableau 5. 5: Ordonnancement de remise en état.....	84
Tableau 6. 1: Demande d'or par utilisation.....	86
Tableau 6. 2: Réserves d'or dans les banques du monde .....	86
Tableau 7. 1: Clé de repartition des investissements.....	91
Tableau 7. 2: équipements et engins d'exploitation .....	91
Tableau 7. 3: Matériels roulants .....	92
Tableau 7. 4: Matériels de traitement.....	92
Tableau 7. 5: Frais de montage .....	92
Tableau 7. 6: Investissements en construction .....	93
Tableau 7. 7: Coût de la remise en état du site.....	93
Tableau 7. 8: Coût des divers produits.....	94
Tableau 7. 9: Récapitulation des investissements fixes (if) .....	94
Tableau 7. 10: Frais du personnel.....	95
Tableau 7. 11: Pièces de rechange et fournitures d'entretien .....	96
Tableau 7. 12: Consommation en utilités (réactifs, carburant, électricité,...) .....	96
Tableau 7. 13: Récapitulation du fond de roulement.....	96
Tableau 7. 14: Investissements sans intérêt intercalaire.....	97
Tableau 7. 15: Récapitulation des investissements .....	97

Tableau 7. 16: Tableau de dépenses.....	99
Tableau 7. 17: Plan de financement.....	100
Tableau 7. 18: Remboursement des dettes intérieures.....	100
Tableau 7. 19: Remboursement des dettes extérieures.....	101
Tableau 7. 20: Tableau des amortissements .....	101
Tableau 7. 21: Compte d'exploitation prévisionnel.....	102
Tableau 7. 22: Variation du taux de production durant l'exploitation .....	103
Tableau 7. 23: Consommation intermediaire.....	103
Tableau 7. 24 : Calcul de V.A.N.....	107
Tableau 7. 25: Calcul de V.A.N.....	108
Tableau A. 1: Tableau de collecte de donnée.....	XVI
Tableau A. 2 : Récolte de donnée géologique .....	XVII
Tableau A. 3: Calcul de densité .....	XVIII
Tableau A. 4: Densite des matériaux .....	XVIII
Tableau A. 5: Résultats totaux de la prospection à la batée .....	XIX
Tableau A. 6: Détails de calcul pour la partie recherche .....	XXII
Tableau A. 7: Détails de calcul pour la partie minéralisation.....	XXII
Tableau A. 8: Caractéristiques de la motopompe .....	XXIV
Tableau A. 9: Caractéristiques du groupe électrogène .....	XXIV
Tableau A. 10: Paramètres techniques du camion benne.....	XXIV
Tableau A. 11: Paramètres du camion-citerne.....	XXIV
Tableau A. 12: Paramètres techniques de la voiture.....	XXV
Tableau A. 13: Caractéristiques du compacteur .....	XXV
Tableau A. 14: Paramètres du tractopelle.....	XXV
Tableau A. 15: Caractéristiques de la pelle hydraulique .....	XXVI
Tableau A. 16: Réactifs et quantités .....	XXVIII
Tableau A. 17 : Comparaison entre l'utilisation de deux pelles et d'une pelle.....	XXIX

## LISTE DES ANNEXES

Annexe I : Nappes souterraines dans le bassin versant de Morondava.....	XIV
Annexe II : Périmètres miniers dans la région.....	XV
Annexe III : Méthode de collecte de données de la prospection .....	XVI
Annexe IV : Données totales de la prospection alluvionnaire .....	XIX
Annexe V : Courbes variographiques et détails des calculs.....	XXI
Annexe VI : Caractéristiques physiques des engins et matériels utilisés .....	XXIII
Annexe VII : Calculs du frais du personnel, matières consommables et utilites...XXVII	
Annexe VIII : Optimisation de l'intérêt économique.....	XXIX
Annexe IX : Photographies.....	XXX

## LISTE DES ABREVIATIONS

C.E.G :	Collège d'Enseignement général
C.H.D:	Centre Hospitalier du District
C.S.A :	Centre Socio-Agricole
C.S.B II :	Centre de Santé de Base de niveau II
C.T.D :	Collectivités Territoriales Décentralisées
E.K.A.R:	Eglizy Katolika Apostilika Romanina
E.S.P.A :	Ecole Supérieure Polytechnique d'Antananarivo
F.J.K.M:	Fiangonan'i Jesoa Kristy eto Madagasikara
G.P.S:	Global Position System
J.C:	Jésus Christ
JIRAMA:	Jiro sy Rano Malagasy
L.M:	Loterianina Malagasy
P.C.D:	Plan communal de développement
P-ETP:	Précipitation-Evapo-transpiration Potentielle
P.G.R.M	Plan de Gestion des Ressources Minérales
P.I.B :	Produit Intérieur Brut
PK	Point kilométrique
P.N.B :	Produit National Brut
P.U :	Prix Unitaire
RN :	Route nationale
S.A.R.L:	Société à Responsabilité Limité
U.T.M:	Universal Transverse Mercator
X.R.F:	X-Ray Fluorescence
Z.Z.M:	Zolataia Zvezda Madagasikara
Ag :	Argent
Au :	Or
Cu :	Cuivre
Zn :	Zinc
% :	Pourcent
°C :	degré Celsius
ha :	hectare
l :	litre

km :	kilomètre
m:	mètre
cm :	centimètre
t :	tonne
kg:	kilogramme
g:	gramme
h:	heure
kw:	kilowatt
kwh:	kilowattheure
mn:	minute
Ma:	millions d'années
s:	seconde
Ar:	Ariary
USD:	United State Dollars/dollars américain
€:	Euro

## INTRODUCTION

Le secteur minier reste un pilier indispensable pour le développement de Madagascar. Néanmoins, sa performance enregistrée se trouve bien en dessous de sa potentialité; son apport au PIB du pays reste minime. Selon les recherches antérieures, la grande île est un pays reconnu pour son abondance en matière de ressources minérales, plus particulièrement en pierres précieuses (rubis, saphir,...), en pierres fines (tourmaline, citrine,...) et en or. La ruée de ces dernières années ne fait que témoigner cette richesse. Actuellement, pour l'exploitation de ces substances, seules quelques grandes sociétés suivent les règles de l'art répondant aux normes d'exploitation internationale, et la présence des secteurs archaïques reste dominante.

Exploiter une mine exige la maîtrise de toutes les opérations y afférentes : au niveau technique, environnemental, sécuritaire et socio-économique. En d'autres termes, l'exploitation des ressources minières en particulier l'or, nécessite une harmonisation de toutes les activités du chantier qui permet d'assurer la sécurité d'exploitation, la qualité et la quantité de production ainsi que la rentabilité économique.

L'exploitation non rationnelle des ruées se fait par des techniques rudimentaires, et engendre des impacts négatifs sur l'environnement. Ainsi, afin de suivre la règle de l'art et éviter ces dommages, il est préférable de mener une étude de préfaisabilité.

Pour mieux illustrer les étapes à emprunter lors d'une exploitation d'une mine et d'en déduire sa possibilité d'exploitation, nous avons choisi en particulier le gisement aurifère de Miandrivazo.

Notre coopération avec la société Z.Z.M nous permet d'atteindre ces objectifs par le biais de ce mémoire de fin d'études intitulé : « Etude de préfaisabilité de l'exploitation des gisements alluvionnaires d'or de la société Z.Z.M : Cas de Miandrivazo ».

Le présent mémoire est divisé en trois parties :

La première partie est consacrée à la présentation générale de la zone d'étude, détaillant le milieu physique et socio-culturel, et dans laquelle sera également abordée la société permissionnaire.

La deuxième partie est axée à la rubrique des travaux de terrains réalisés durant la prospection minière, et celle de la proposition d'une démarche d'exploitation et de traitement.

Enfin, la troisième partie détaillera l'étude du marché aurifère et l'étude socio-économique relative à l'exploitation.

**Première partie**  
**PRESENTATION DU CADRE**  
**DE LA ZONE D'ETUDE**

## Chapitre I: ETUDE MONOGRAPHIQUE DE LA ZONE D'ETUDE

Ce premier chapitre décrit la géographie physique et le contexte géologique de la zone d'étude.

La zone d'étude est située dans la Commune rurale de Miandrivazo, au voisinage du village d'Ambohipihaonana. Ses coordonnées limitrophes issues de la projection Laborde sont indiquées par le tableau ci-après.

**Tableau 1. 1: Coordonnées géographiques (projection Laborde) de la zone d'étude**

Limites	Ouest	Est
Nord	X=301 250 Y=723 750	X=302 500 Y=723 750
Sud	X=301 250 Y=722 500	X=302 500 Y=722 500

(Projection Laborde)

### I.1 Géographie physique

#### I.1.1 Situation géographique et cadre administratif [21]

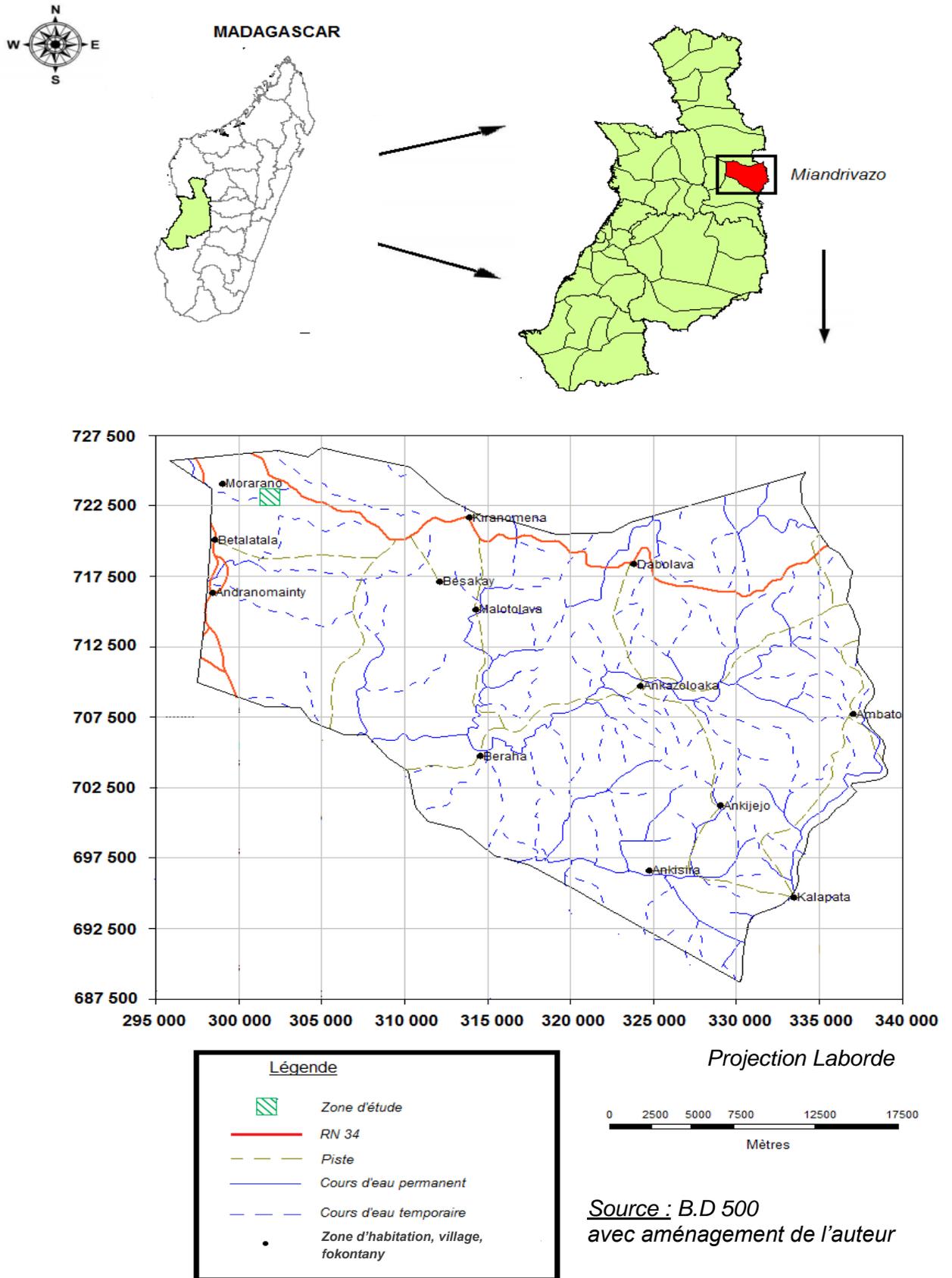
Notre zone d'étude se situe dans le Fokontany de Morarano (Commune de Miandrivazo, District de Miandrivazo, Région Menabe, Province de Toliara), dans la partie Sud-ouest de Madagascar.

Miandrivazo est entouré par les districts de : Morafenobe au Nord ; Tsiroanomandidy, Betafo et Ambatofinandrahana à l'Est ; Antsalova, Belo sur Tsiribihina et Mahabo à l'Ouest.

Le District de Miandrivazo, qui occupe une superficie de 12. 206 [km<sup>2</sup>], abrite 237. 429 habitants, soit 0,9 % de la population nationale, avec un taux d'accroissement annuel de 2,8 %.

Il est composé de 15 communes dont : Miandrivazo, Ankondromena, Ambatolahy, Ankavandra, Ankotrofotsy, Bemahatazana, Betsipolitra, Itondy, Manandaza et Soaloka. Ampanihy, Anosimena, Isalo, Manambina, Dabolava

La carte suivante présente la localisation géographique du site.



Carte 1. 1: Localisation géographique du site

### 1.1.2 Accès au site

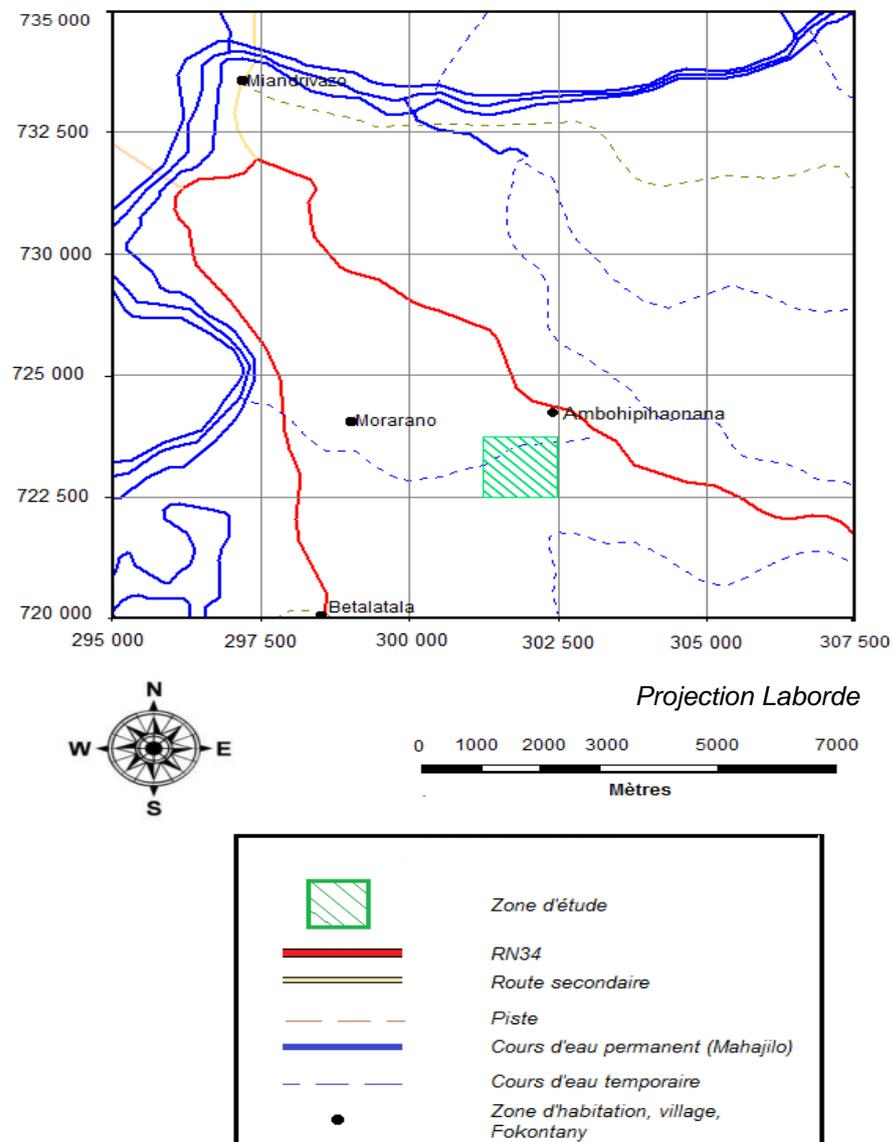
La ville de Miandrivazo est accessible par voiture (voir la carte ci-dessous). Elle se trouve:

- à 220 [km] à l'Ouest d'Antsirabe par la route nationale RN34 ;
- à 110 [km] à l'Est de Malaimbandy ; et à 270 [km] de Morondava ;

Etant également accessible par le Fleuve Tsiribihina, la ville dispose d'une aérogare pouvant accueillir les petits avions.

Notre site se trouve à quelques mètres de la RN34, au niveau du point kilométrique PK 210.

Les voies d'accès sont représentées par la carte suivante :



Source : B.D 500 avec aménagement de l'auteur

Carte 1. 2 : Voies d'accès au site

### **I.1.3 Cadre physique**

#### **I.1.3.1 Orographie de la zone d'étude**

C'est une zone peu accidentée avec des altitudes variant entre 286 [m] et 306 [m].

#### **I.1.3.2 Climatologie** (Source : Direction de la météorologie Ampandrianomby, 2014)

La région connaît un climat situé entre un climat subhumide et un climat semi-aride caractérisé par la présence de deux saisons très contrastées :

- une saison pluvieuse et chaude de novembre en mars ;
- une saison sèche et moyennement froide entre avril et octobre.

La pluviométrie annuelle se situe entre 600 [mm] et 1500 [mm], avec une très forte concentration courant janvier et février.

En ce qui concerne la température, la moyenne annuelle est estimée à 27 [°C], la température minimale qui est observée le mois de juillet est de 23,7 [°C], et la température maximale qui est constatée au niveau du mois d'octobre est de 29,3 [°C].

La ville de Miandrivazo est une zone à climat chaud pendant l'année, une situation amplifiée par les feux de brousse et le changement climatique. L'observation du relief démontre que le bassin versant est largement dénudé, ce qui implique une faible précipitation ainsi qu'une forte érosion.

#### **I.1.3.3 Hydrographie [2]**

La ville de Miandrivazo est traversée au niveau de sa partie nord par la rivière de Mahajilo qui prend sa source de deux affluents:

- la Sakay qui parcourt à l'est de Tsirioanomandidy, un plateau marécageux situé à 1400 [m] d'altitude ;
- la Kitsamby qui prend sa source sur la façade occidentale de l'Ankaratra, près du mont Tsiafajavona, à 2 500 [m] d'altitude.

La Mahajilo coule vers l'ouest jusqu'à Miandrivazo, sur une forte pente au niveau de la traversée de la falaise de Bongolava (200 [m] de dénivelée sur 12 [km]). L'altitude moyenne des bassins est de 1050 [m] et en raison des fortes précipitations sur le haut bassin de la Kitsamby, la pluviométrie moyenne sur le bassin atteint 1 600 [mm] en moyenne interannuelle.

La rivière de Mahajilomaty passe à l'Ouest de la Ville ; et se déverse de nouveau dans la rivière de Mahajilo à Andranonkarato;

Plusieurs cours d'eau se déversent dans la rivière de Mahajilomaty:

- la rivière de Befiketoka ;
- le ruisseau de Bemia qui passe au Sud et à l'Ouest du village Bemia ;
- la rivière d'Andranomainty qui passe au Nord d'Andranomainty ;

Il y a aussi un lac situant dans le Fokontany d'Amboloando et Mamontsantanana.

#### ***1.1.3.4 Hydrogéologie [25]***

D'après les données énoncées dans les synthèses des eaux souterraines de Madagascar, la ville de Miandrivazo est classée dans les zones sous humides car elle dénote une P-ETP comprise entre 1 100 [mm] et 1 700 [mm].

Selon la classification en huit zones hydrogéologiques et des principales nappes aquifères de Madagascar, Miandrivazo se trouve dans le bassin versant de Morondava (cf. Annexe I).

#### ***1.1.3.5 Pédologie [13]***

La région est dominée par l'extension des sols squelettiques qui ne présentent aucune fertilité naturelle. Les bas-fonds plus fertiles constituent les principaux sols de culture.

Sur le socle cristallin se développent essentiellement des sols ferrallitiques plus ou moins rajeunis par l'érosion selon leur position topographique. En effet, selon le degré d'inclinaison des versants, 3 unités pédologiques peuvent être distinguées :

- les sols ferrallitiques typiques qui caractérisent les pentes faibles des replats sommitaux ;
- les sols ferrallitiques rajeunis qui se développent sur des terrains de moyennes à fortes pentes (10 à 25 %) ;
- les sols ferrallitiques squelettiques qui se trouvent sur les pentes très fortes (pente > 25 %) et sont caractérisés par une forte concrétion de débris de roches.

Dans les basses plaines alluviales se localisent les sols les plus fertiles : sols d'apport alluvial (baiboho).

**I.1.3.6 Végétation [13]**

La végétation est dominée par une extension de formations herbacées (pseudo-steppe ou savanes plus ou moins arborées) et une faible couverture forestière. Cette dernière est constituée principalement par quelques plantations dégradées qui s'étendent sur le long des bas-fonds. Les formations herbacées (biomasse et biodiversité) sont également très dégradées à cause du passage répété des feux de brousse.

**I.2 Aspect socio-économique [21]****I.2.1 Démographie**

Selon les données obtenues par la Commune lors du dernier recensement en 2013, le nombre total de la population est de 40. 363 habitants. A l'image des communes rurales de Madagascar, la taille du ménage au niveau de la Commune de Miandrivazo se situe en moyenne à 4,9 personnes.

Le tableau suivant présente la répartition de la population dans chaque Fokontany.

**Tableau 1. 2 : Démographie de la Commune de Miandrivazo**

<b>Fokontany</b>	<b>Hommes</b>	<b>Femmes</b>	<b>Population</b>
Ambatomena	1 397	1 600	2 997
Amboloando	432	533	965
Ampanasana	1 998	3 110	6 108
Anarabe	440	549	989
Andolobe	967	1 029	1 996
Andranomainty	986	1 028	2 014
Andramay	926	1 015	1941
Antanimainty	448	517	965
Betalatala	1 418	1 508	2 926
Mamotsatanana	1 312	1 330	2 642
Miandrivazo I	1 932	1 938	3 870
Miandrivazo II	1 893	1 905	3 798
Morarano	4 045	2 014	6 059
Tsinjorano	898	942	1 840
Andranokarato	178	122	300
Tsarafify	200	354	554
Andranofotsy	196	203	399
<b>Total</b>	<b>20 666</b>	<b>19 697</b>	<b>40 363</b>

(Source : PCD Miandrivazo, recensement 2013)

## **1.2.2 Activités économiques [21]**

### **1.2.2.1 Agriculture**

L'activité agricole est dominée par la riziculture qui se pratique au niveau de deux saisons : la saison de pluie durant laquelle se pratique la culture du riz Asara, et la saison sèche pour la culture du riz Asotry.

En outre, les agriculteurs pratiquent durant la saison pluvieuse (d'Octobre à Avril) des cultures vivrières englobant le pois du cap, le haricot, l'arachide, le maïs, le manioc, la lentille, le tsiasisa et la patate douce.

### **1.2.2.2 Elevage**

Dans la Commune, il y a la prédominance de l'élevage bovin qui constitue une activité typique de la partie Sud de Madagascar. Deux formes peuvent être distinguées : l'élevage extensif et contemplatif et l'élevage domestique. Notons également l'existence de l'élevage semi-extensif, plus particulièrement au niveau des zones anciennement couvertes de forêts. Le bétail s'adonne ainsi la transhumance entre la forêt, les zones défrichées et les baiboho.

On note par ailleurs d'autres types d'élevage d'une considérable dimension, à savoir l'élevage ovin, l'élevage caprin, l'élevage porcin, et l'aviculture.

### **1.2.2.3 Pêche**

La pêche constitue la première source de revenu au quotidien tant pour les paysans que pour la Commune. Les paysans riverains de la rivière de Mahajilo, du lac d'Isalo et du lac d'Ampanihy rejoignent la ville de Miandrivazo pour vendre leurs captures de poissons.

### **1.2.2.4 Autres activités**

#### **a) Exploitation minière**

La Commune de Miandrivazo regorge une richesse en ressources minières notamment l'or et d'autres pierres précieuses. L'orpaillage illicite est assez fréquent dans cette Commune et celle de Dabolava.

Quelques sociétés détentrices de permis minier opèrent dans la Commune (cf. Annexe II).

b) *Tourisme*

Située sur les bords de la rivière Mahajilo (affluent du fleuve Tsiribihina), coincée entre la chaîne du Bongolava à l'est et le plateau de Bemaraha à l'Ouest, la ville de Miandrivazo figure parmi les villes les plus chaudes de Madagascar, avec une température annuelle moyenne de 27 [°C].

La Commune renferme un certain nombre d'atouts touristiques:

- l'élevage de crocodiles en ville, à côté du petit marché ;
- les nombreux cours et plans d'eau qui sont d'une grande beauté : les lacs d'Ambala, de Bofo, de Tsimalainjohary et de Kongaky ;
- les cascades moins connues : cascades de Befo, d'Ankatobilo et d'Angodogodo ;
- la descente de la Tsiribihina.

Au niveau des infrastructures, la Commune dispose actuellement de trois établissements hôteliers de la catégorie deux étoiles.

**1.2.3 Education et santé**

**1.2.3.1 Education**

En totalité, la Commune dénombre 9. 464 élèves pour les différents niveaux.

La répartition des établissements scolaires dans la ville de Miandrivazo est représentée par le tableau suivant :

**Tableau 1. 3: Nombre d'établissements scolaires dans la ville de Miandrivazo.**

Etablissement scolaire	PUBLIC	PRIVE
Lycée d'enseignement général	1	1
Collège d'enseignement général	1	3
Ecole primaire	21	5

(Source : PCD Miandrivazo, 2013)

**1.2.3.2 Santé**

La Commune dispose des centres médicaux suivants: un C.H.D, un C.S.B II, une maternité, et une clinique dentaire privée.

D'après l'information obtenue auprès du C.H.D de Miandrivazo, les maladies les plus fréquentes au niveau de la zone sont la blangeoise urinaire, le paludisme, les infections respiratoires, et la diarrhée.

#### **1.2.4 Infrastructures et communications**

La JIRAMA assure l'approvisionnement en électricité et en eau de la Commune, avec un accès à l'eau potable toutefois limité à 12 heures par jour.

La Commune dispose des réseaux téléphoniques fixes et mobiles ainsi que des services postaux.

Si l'accès au média est assuré par la radio et la télévision nationale et quelques radios privées, l'accès à l'internet est très limité.

#### **1.2.5 Sports et Culture**

Mis à part un terrain de foot, la Commune manque d'infrastructures sportives et de centres de loisir et ne présente aucun cyber café.

#### **1.2.6 Projet social**

En matière de développement, la Commune accueille actuellement un projet d'adduction d'eau potable- assainissement- et hygiène, financé par le Projet Helvetas, et les actions pour la sécurité alimentaire appuyées par le C.S.A Ainga Miandrivazo.

#### **1.2.7 Sécurité**

La Commune bénéficie d'un niveau de sécurité rassurant car elle abrite deux casernes de la gendarmerie, un commissariat de police, et une caserne de l'armée. Par ailleurs, les dynam-pokonolona (ou pactes communautaires) demeurent en vigueur dans la zone.

#### **1.2.8 Religion**

On note une cohabitation entre les religions traditionnelles et la religion chrétienne. Cette dernière est représentée par un certain nombre d'églises, à savoir la F.L.M, l'E.K.A.R, la F.J.K.M, la Jesosy Mamonjy, la Rhéma, l'Adventiste du 7<sup>ème</sup> jour, le Témoin de Jéhovah,

#### **1.2.9 Ethnologie**

La Commune compte un certain nombre d'ethnies dont les plus dominantes sont les Sakalava, les Antandroy, les Betsileo, les Antaisaka et les Merina. En termes de tradition, comme dans les autres régions du pays, l'importance de la pratique du famadihana (retournement des morts) et du famorana (circoncision) est observée dans la Commune.

## Chapitre II: CONTEXTE GEOLOGIQUE DE LA ZONE D'ETUDE

### II.1 Géologie régionale [24] [29]

Le secteur d'étude se trouve dans la zone d'Ikalamavony, à la limite Sud-Ouest du socle cristallin malgache. Les formations sont d'âge protérozoïque et sont constituées principalement de roches métamorphiques: amphibolite, gneiss quartzofelspathique, roches métasédimentaires (quartzite, cipolin).

Les âges de ces différentes roches se présentent comme suit:

- les orthogneiss granodioritiques sont datés de 1013 [Ma] ;
- les metagabbros sont datés de 918 [Ma] ;
- les granites sont datés de 550 [Ma] qui sont intrusifs dans des formations métamorphiques.

En général, les différentes formations citées précédemment sont toutes recoupées par des filons de quartz ou veines de quartz souvent aurifères. Le secteur a subi un métamorphisme de haute température et de moyenne pression (Température=750-800 [°C] et Pression= 4 [Kb]) du faciès amphibolite.

### II.2 Etude pétrologique de la région [11] [14] [15] [19]

Selon la lecture de la carte réalisée par MOINE B. intitulée « Carte géologique de reconnaissance » à l'échelle 1/100.000<sup>e</sup>, basée sur des travaux antérieurs de HOURCQ V. et GUIGUES J. aussi de JEREMIE E. et BOULANGER J., la géologie régionale est composée par les formations magmatiques et les formations métamorphiques.

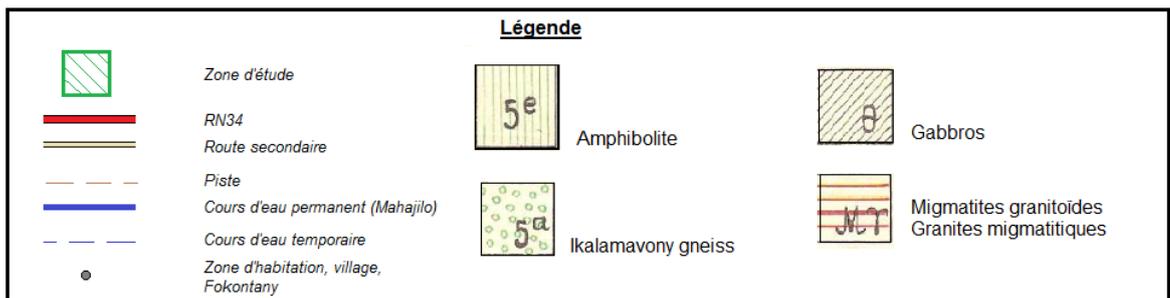
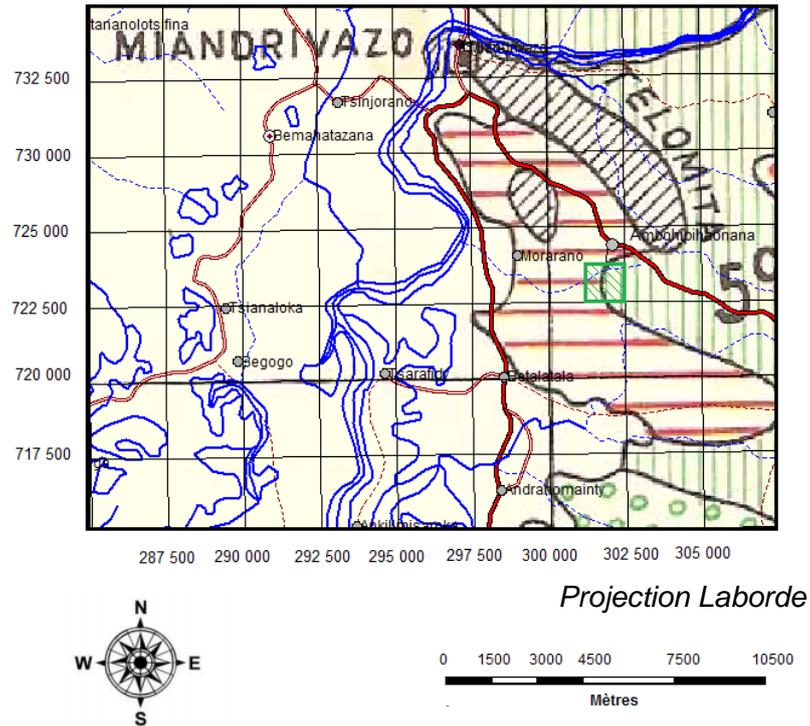
#### II.2.1 Formations magmatiques

Les formations magmatiques du secteur d'étude sont les granites et les gabbros. Ils se trouvent généralement dans la partie Ouest du secteur, dans le grand massif d'Ambatonosy. Tous les deux se trouvent côte à côte, et quelques fois mélangés.

#### II.2.2 Formations métamorphiques

Ce sont des migmatites à amphibole, des gneiss à biotites, des gneiss ocellés, des amphibolites et quelques bancs de cipolin.

Les dites formations sont représentées par la carte suivante :



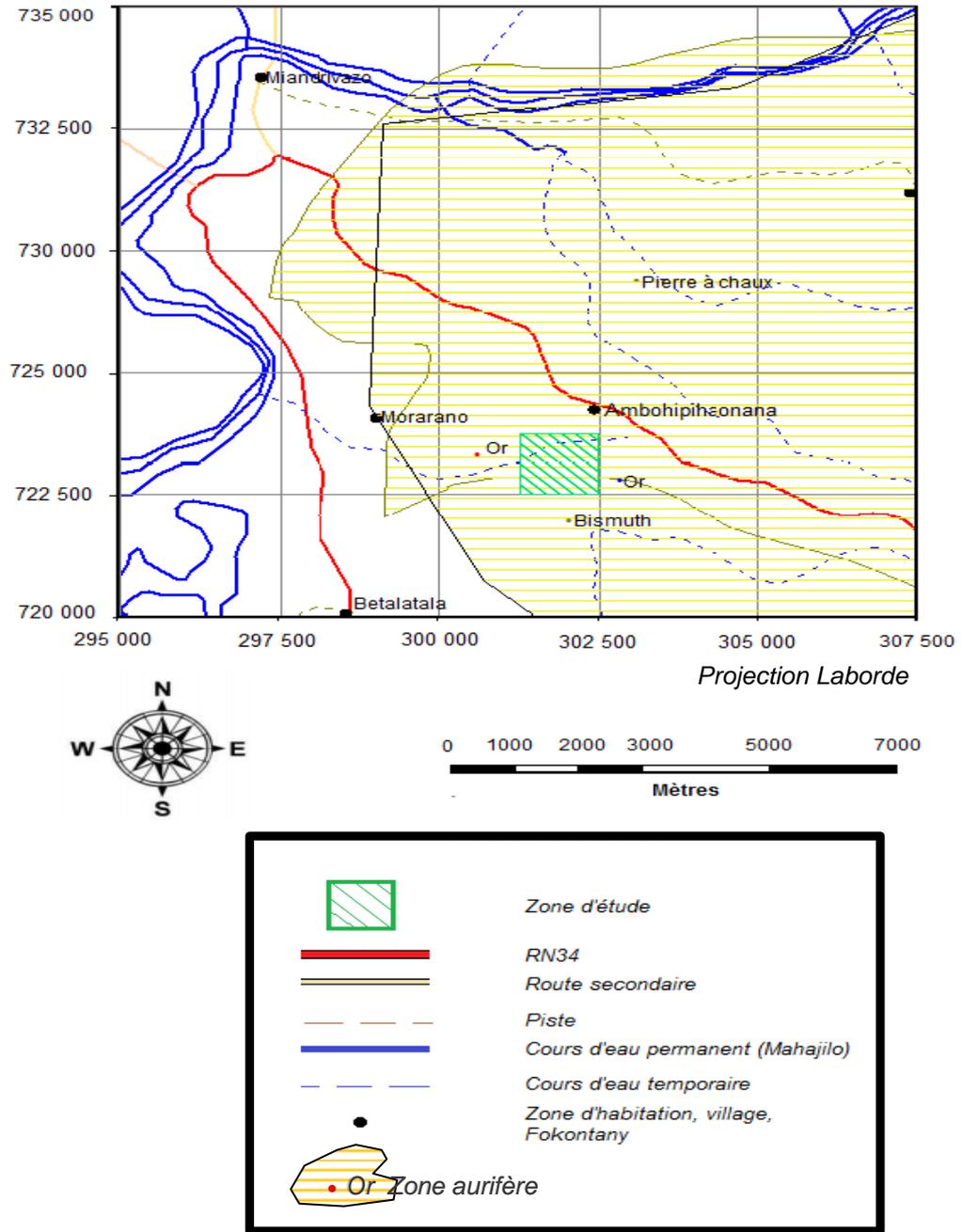
Source : B.D 500 avec aménagement de l'auteur

### Carte 2. 1: Géologie de la zone d'étude

#### II.3 Indice minier de la région

Sous l'effet des différentes contraintes, les formations autour du gisement ont subi une fracture avec déplacement, ce qui favorise la formation d'un piège à or. Les conglomérats, les latérites, l'or présents dans les filons ainsi que la roche encaissante sont altérés, puis s'agglomèrent dans des sites stables tels que les failles et les alluvions.

La carte suivante indique les indices miniers de la région.



Source : B.D 500 avec aménagement de l'auteur

Carte 2. 2: Indice minier de notre zone d'étude

## II.4 Présentation générale de la Société Zolataia Zvezda Madagasikara

### II.4.1 Présentation générale de la Société

La Société ZOLATAIA ZVEZDA MADAGASIKARA est une Société à Responsabilité Limitée<sup>1</sup> de droit Malagasy, créée en 2007 par M<sup>r</sup> MONKOE Eliphus .Elle a pour objet et activités la recherche, l'extraction, le traitement et l'exportation de l'or.

<sup>1</sup> Société hybrides ayant à la fois les caractères d'une société de capitaux et d'une société de personne

Le siège de la Société se localise à Antananarivo et la Société mère est basée en Afrique du Sud.

#### ***II.4.2 Concession minière***

La Société dispose de plusieurs concessions minières régies par la réglementation en vigueur relative aux permis miniers. Pour notre cas, la zone est régie par le permis de recherche n° 34 917 couvrant une superficie de 3 125 [ha], soit 80 carrées de 625 [m] x 625 [m].

## Deuxième partie

# TRAVAUX DE TERRAIN ET ETUDES SUR L'EXPLOITATION ET LE TRAITEMENT DE L'OR

## Chapitre III: TRAVAUX DE PROSPECTION ET DE RECHERCHE DE L'OR

Ce chapitre décrit les travaux de prospection réalisés dans notre zone d'étude afin de pouvoir estimer la réserve en or existante.

### III.1 Généralités sur l'or [30] [32]

Durant ces cinquante dernières années, les astrophysiciens ont établi que comme tous minerais existants sur la terre, l'or terrestre est venu du cosmos. Il a été synthétisé par des générations successives d'étoiles ayant existé il y a 12 à 4,5 milliards d'années.

L'Homme utilise l'or depuis le chalcolithique et c'est le deuxième métal connu après le cuivre. Le plus vieil objet en or a été mis à jour dans la nécropole de Varna (Bulgarie actuelle) et date du milieu du V<sup>ème</sup> millénaire av. J.C.

L'or est un métal noble, rare et inaltérable de couleur jaune brillant. C'est un élément sidérophile<sup>2</sup> qui résiste à l'action de nombreux produits chimiques dont la plupart des acides. Seuls, la cyanure, le mercure, le brome et le mélange d'acides appelé eau régale ( $4\text{HCl} + \text{HNO}_3$ ), peuvent le dissoudre. Il se combine au phosphore, à l'arsenic, à l'antimoine à chaud, mais jamais au soufre.

L'or natif se cristallise dans le système cubique sous deux formes, soit en cristaux isolés rares se présentant sous la forme cubique, cube-octaédrique ou octaédrique; soit en forme de grains ou dendrite, lamelles, paillettes millimétrique, de pépite millimétrique, de filaments de stalactites.

L'or est en général à l'état natif, et quelques fois associé à d'autres éléments tels que l'argent, le cuivre, le fer. L'alliage naturel de l'or avec l'argent est l'électrum, avec une teneur en argent supérieure à 20 %. L'or a une affinité pour les éléments suivants: arsenic, fer, calcium, bismuth, silicium et baryum, avec lesquels il s'associe dans les minéraux d'arsénopyrite et de pyrite. Souvent, l'or et les minéraux d'or se trouvent dans des gangues de quartz ou associés avec des sulfures métalliques: mispickel, pyrite, chalcoppyrite, pyrrhotine.

---

<sup>2</sup> Forte tendance aux liaisons métalliques



**Photo 3. 1: Pépité d'or natif de Miandrivazo**

D'après le tableau de Mendeleïev, l'or est un élément chimique de symbole «Au » et de numéro atomique 79. Sa masse atomique est de 196,9655 [g.mol<sup>-1</sup>]. Sa dureté est de 2,5 à 3 et sa densité de 19,33 à l'état pur. Il a pour point de fusion 1 064 [°C] où il émet des vapeurs violettes, et son point d'ébullition est de 3 080 [°C]. C'est un métal de transition de couleur jaune métallique brillant, très ductile et malléable. Toutefois, sa malléabilité et sa ductilité peuvent diminuer par la présence d'impureté telle que le plomb ou l'arsenic. Par contre, ni l'argent, ni le cuivre n'influent sur ces propriétés. Il est considéré comme un métal précieux. Il existe également des isotopes instables, de courte durée de vie, tels que <sup>196</sup>Au, <sup>198</sup>Au, <sup>199</sup>Au. Ces isotopes sont obtenus par transmutation naturelle ou artificielle.

L'or est également un excellent conducteur de l'énergie thermique; c'est le métal le plus réfléchif et le moins absorbant de l'énergie infra-rouge. L'or pur réfléchit 99 % des rayons infra-rouges qui l'atteignent. Cette propriété rend l'or idéal pour la réflexion de la chaleur et des radiations, à l'instar des visières des casques d'astronaute et de pompier. Il a un pouvoir réfléchif de 72 à 85 %.

Le tableau suivant représente les principaux minéraux aurifères:

**Tableau 3. 1: Les principaux minéraux d'or et leurs caractéristiques**

Minerai	Formule chimique	Système cristallin	Teneur en or (%)	Dureté	Densité	Couleur
Or natif	<i>Au</i>	Cubique	100	2,5-3	19,3	Jaune d'or
Electrum	<i>(Au, Ag)</i>	Cubique	55-80	2,5-3	13-16	Jaune pâle
Maldonite	<i>Au<sub>2</sub>Bi</i>	Cubique	65	1,5-2	15,5	Blanc argent
Fischesserite	<i>Ag<sub>3</sub>AuSe<sub>2</sub></i>	-	18-25	2,5-3	8	Gris noir
Calavérite	<i>AuTe<sub>2</sub></i>	Triclinique	39,5	2,5-3	9-9,5	Jaune bronze
Krennerite	<i>5(Au, Ag)Te<sub>2</sub></i>	Orthoclinique	31-44	2,5	8,35	Blanc jaunâtre
Sylvanite	<i>(Au, Ag)<sub>2</sub>Te<sub>4</sub></i>	Triclinique	24-30	1,5-2,5	7,9-8,3	Gris acier
Peztite	<i>Ag<sub>3</sub>AuTe<sub>2</sub></i>	Orthoclinique	19-25	2,5	9,1	Gris noir

(Source : Donnée SIGM, 2014)

L'unité de masse de l'or est l'« once » et vaut 31,1035 [g] tandis que celui de finesse est le « carat ». Les carats correspondent au pourcentage massique d'or compris dans le métal.

Voici le tableau de valeur indiquant le pourcentage en or.

**Tableau 3. 2: Pourcentage en or et valeur en carats**

<b>Carats</b>	24	22	20	18	16	14	12	10	8	6	4	2	0
<b>% Or</b>	100	91,7	83,3	75,0	66,7	58,4	50,0	41,9	33,4	25,0	16,7	8,37	0

(Source : Donnée SIGM, 2014)

Le 24 carats correspond à un métal d'or pur (100 %). D'autre unité telle que le millième est aussi utilisée: les valeurs susmentionnées sont l'équivalent de 1000 millièmes, 917 millièmes, 833 millièmes, 750 millièmes, ainsi de suite.

Dans la vie quotidienne, l'or prend une grande place par sa spécificité et sa rareté car c'est un métal marquant la richesse d'une personne ou d'un pays. L'or était connu et utilisé depuis la plus haute Antiquité pour la fabrication d'ustensiles et de parures. Il sert pour la frappe des monnaies, mais surtout pour la thésaurisation dans les banques ou chez les autres. Les autres usages tels que la bijouterie, l'orfèvrerie, la dentisterie, l'horlogerie ont une ampleur bien moindre et représentent en général moins de 10 % de la consommation.

L'or pur se déforme facilement à froid, par martelage ou par étirement (tréfilage, laminage), et se cisèle aisément. Il a de ce fait été utilisé très tôt pour fabriquer des bijoux et ornements, ou sous forme de fines feuilles pour plaquer des objets. En revanche, n'ayant qu'une faible tenue mécanique, il n'a pas été utilisé pour faire des outils. Dans l'industrie, l'or pur, les alliages or-palladium ou or-argent sont utilisés dans la fabrication d'interrupteurs et de contacts électriques.

### **III.2 Gisements aurifères de Madagascar [22]**

Un gisement est une accumulation anormale d'une substance minière utile, et dont l'exploitation économique peut être envisageable.

A Madagascar, l'or se trouve principalement sur toutes les régions du socle cristallin. En général, selon BESAIRIE H., deux gîtes peuvent être distingués, à savoir les gîtes primaires et les gîtes secondaires parmi lesquels, ceux à intérêt économique.

#### **III.2.1 Gîtes primaires**

Mis à part les filons barytiques aurifères d'Andavakoera à la limite du socle-sédimentaire de l'extrême Nord-Est, les gîtes primaires se situent tous dans les terrains métamorphiques précambriens, sous forme de veines ou de « filons » quartzeux discontinus, ou dans divers faciès de schistes cristallins.

### **III.2.1.1 Gisements primaires appartenant au domaine Archéen**

Ce sont les plus nombreux. Ils se présentent le plus souvent sous forme de veines interstratifiées :

- associées à des séries des roches amphiboliques basiques : Maevatanana, Andriamena, Alaotra, Ampasary ;
- associées à des quartzites à magnetite : Maevatanana, falaise orientale du Sud d'Antananarivo et du Sud-Est, plus accessoirement Andriamena et Beforona ;
- associées aux séries silico-alumineuses de type Ambatolampy-Andriba (quartzites, gneiss, migmatites, micaschistes alumineux et souvent graphiteux) : régions types d'Ambatolampy et Andriba, Ouest Antananarivo, série de Sahantaha et de Vavatenina, plus accessoirement séries de Maha et de Vohilava-Ampasary et Sud-Est ;
- à ces trois types se surimpose un type lié aux intrusions granitoïdes tardives qui affectent localement les faciès énumérés ci-dessous, par remobilisation du stock aurifère, sous forme de filon péritholite, de stockwers et minéralisation diffuse dans les tactites<sup>3</sup>.

### **III.2.1.2 Gisements primaires appartenant au domaine Protérozoïque**

Ils appartiennent aux faciès à micaschistes ou à quartzites de la série « schisto-quartzocalcaire », et sont transformés par un métamorphisme de contact intrusif. Ils se présentent le plus souvent sous forme de dissémination de sulfures aurifères.

Les deux cas-types les mieux connus sont :

- la région de Betsiriry (Est Miandrivazo) où les indices aurifères se regroupent dans la zone de passage entre les gneiss migmatitiques et la série épimétamorphique « schisto-quartzocalcaire » (front des migmatites) ;
- la région d'Itéa où les indices s'alignent dans les tactites bordant le massif granitique intrusif d'Itéa.

---

<sup>3</sup> Formations plus ou moins silicifiées

### **III.2.1.3 Gisements primaires liés à la tectonique Permo-triasique**

Ce sont des filons constitués par des remplissages quartzo-barytiques de fractures, avec l'or natif et les sulfures associés. Ce type ne se rencontre que sur la bordure socle-sédimentaire de l'extrémité Nord de Madagascar, sur une centaine de kilomètres entre la vallée de Sambirano et la côte Est.

### **III.2.2 Gisement secondaire**

#### **III.2.2.1 Gisements alluvionnaires**

Ils se trouvent dans le bassin de l'Ikopa et ses affluents : Nandrojia et Berere se trouvent dans cette contrée.

Il est à noter que les alluvions dans une zone de charnage sont souvent aurifères. Les débris entraînés par les eaux torrentielles et pluviales se trouvent dans les alluvions récentes qui sont plus riches en or que les anciennes.

La série de Maevatanàna est métamorphique avec des veines et des filons de quartz. Sa destruction engendre un enrichissement des alluvions aurifères. Effectivement, l'or issu de cette localité se trouve parfois encaissé dans des filons de quartz alluvionnaires. Cet emmagasinement provient aussi des érosions des autres formations remaniées de la désagrégation des bancs et lentilles de quartzites à magnétite.

#### **III.2.2.2 Gisements éluvionnaires**

Les éluvions sont généralement pauvres en or. Malgré tout, ce sont dans ces formations qu'on rencontre notamment les plus grosses pépites. Les éluvions se forment par une désagrégation in situ des gisements primaires, puis par accumulation des gros débris et de l'or au bas de la pente sujet à l'écoulement de l'eau notamment dans les ruisseaux à Morafenokely, Androfiamadinka et Ankirisimasy (avant le pont de la Nandrojia).

#### **III.2.2.3 Gisements latéritiques**

Le processus de latéritisation se base essentiellement sur des phénomènes physico-chimiques. Il engendre une concentration du métal précieux. Ce dernier s'exploite dans la zone d'altération par broyage des quartzs et lavage des épontes enrichies.

Succinctement, la latéritisation des gîtes primaires d'une façon iso volumique, par le départ de la silice, forme un premier enrichissement sur place. A cela s'ajoute le phénomène de concentration chimique dans les argiles latéritiques. L'or se précipite

en des points privilégiés du réseau de circulation des eaux. Les veines quartzeuses sont aurifères où la plus forte concentration se situe à la base du profil d'altération latéritique à structure conservée.

Selon la lithologie de notre zone d'étude, nous pouvons dire que c'est le cas de notre gisement. L'or issue des gneiss migmatitiques et des migmatites suit le processus de latérisation et fut transporté par les cours d'eau pour arriver dans les alluvions.

### III.3 Stade de prospection [9]

Ce paragraphe renseigne la nature des couches géologiques et leurs caractéristiques, tout en permettant de faire une évaluation sur le tonnage, les réserves, le volume du stérile, la densité et la teneur en or. En somme, elle a pour but de connaître le niveau de minéralisation aurifère de la zone d'étude afin de permettre la poursuite aux étapes plus avancées de l'exploitation.

Tout d'abord, la prospection est l'ensemble des opérations qui consistent à procéder à des investigations superficielles en vue de la découverte des indices de substances minérales, ainsi qu'à trouver les zones favorables et des aires d'exploitation.

Lors de notre étude, nous avons effectué deux descentes sur terrain:

- la première qui a duré deux semaines, en guise de reconnaissance de terrain et pratique de la prospection au marteau ;
- la deuxième qui a duré quatre mois et pendant laquelle nous avons effectué la prospection alluvionnaire.

Rappelons par la figure ci-dessous les étapes suivies au cours de l'étude

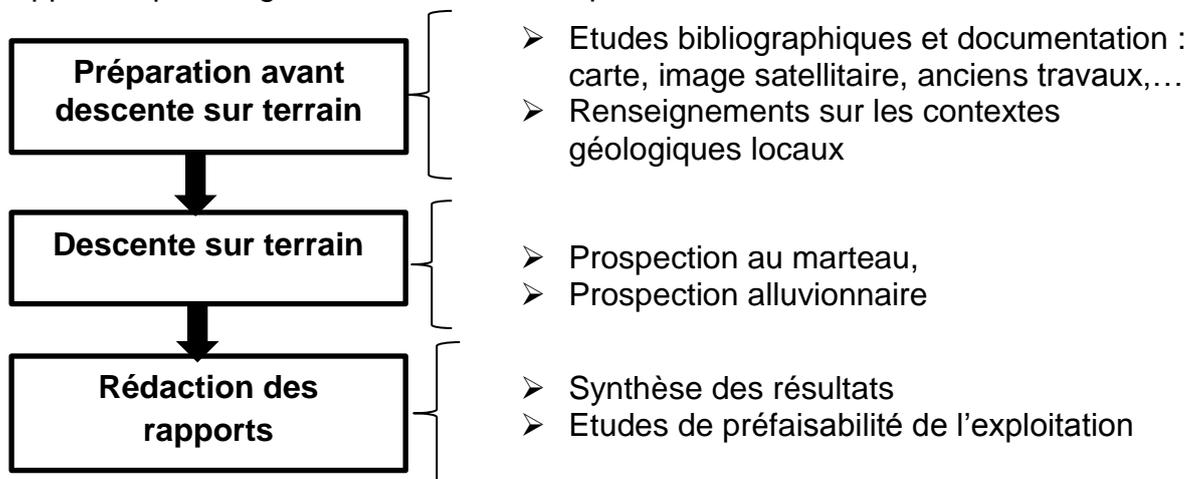


Fig. 3. 1: Organigramme des travaux effectués

Il est à noter que toutes les méthodes de recueil de données sont indiquées en annexe III.

### **III.3.1 Prospection au marteau**

Elle consiste à rechercher des indices de minéralisation par l'observation des affleurements et des éboulis ou « pierres volantes » ainsi que les anciens travaux (tranchée, exploitations abandonnées,...)

La prospection au marteau indiquée ici est synonyme de contrôle des gîtes primaires et d'étude pétrographique.

#### **III.3.1.1 Principe et matériels**

La prospection se fait le long des itinéraires choisis à l'aide des cartes géologiques. Ainsi, quelques outils sont indispensables à sa réalisation, à savoir:

- des sacs de recueil des échantillons ;
- des feutres indélébiles pour référencer les échantillons ;
- une boussole avec clinomètre, utilisée pour indiquer la direction Nord-Sud et mesurer les directions et pendages ;
- un G.P.S pour la localisation ;
- des marteaux géologues pour le prélèvement des échantillons ;
- une Carte géologique I 48 à échelle 1/100 000 du P.G.R.M.

L'équipe de terrain a été composée par un géologue, deux géologues stagiaires et deux ouvriers.

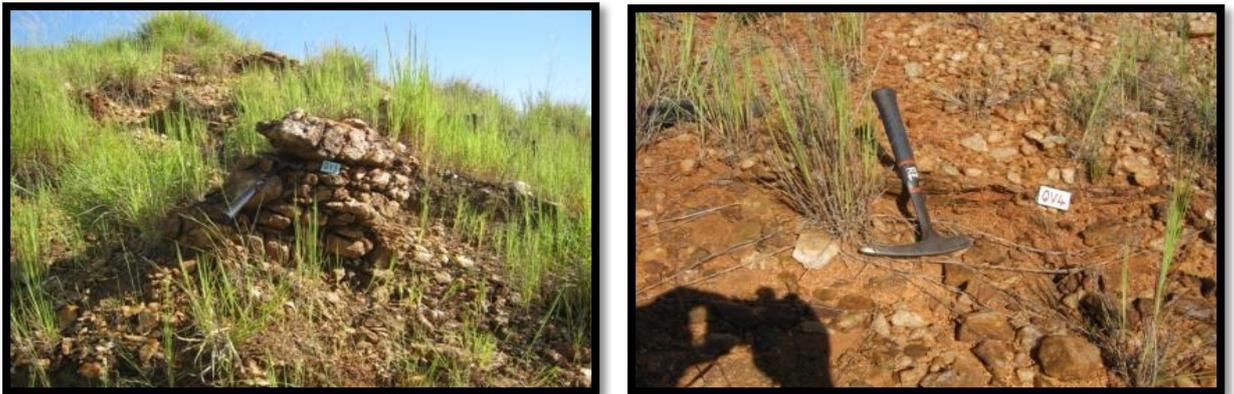
#### **III.3.1.2 Observation de la morphologie du sol et des affleurements**

Selon nos observations, il apparaît en affleurement quelques filons de quartz, des gneiss migmatitiques, ainsi que des granites migmatitiques.

#### **III.3.1.3 Echantillonnage**

L'échantillonnage est réalisé dans un but qualitatif et quantitatif en prélevant une partie de roche en place, de dimension moyenne de 10 [cm] x 10 [cm] x 10 [cm] pour qu'il soit représentatif. Au cours de la collecte des échantillons, il est impératif de mesurer la direction et le pendage de la stratification, de la schistosité et des fractures significatives, ainsi que la direction et le prolongement des linéations. Ces échantillons permettront ensuite d'établir une étude pétrographique plus avancée

Ci-dessous : deux photos prises lors de la prospection au marteau.



**Photo 3. 2 : A droite : marteau géologique ; A gauche : migmatite granitoïde**

### **III.3.2 Prospection alluvionnaire**

La prospection alluvionnaire consiste à prélever et à laver des échantillons d'alluvions pour en extraire les minéraux lourds et utiles afin d'évaluer leur degré de concentration ou teneur exprimée, le plus souvent en grammes par mètre cube.

La prospection alluvionnaire s'effectue suivant le réseau hydrographique et conduit à la mise en évidence de deux types de points d'accrochage<sup>4</sup> (indice ou anomalies) :

- des zones regroupant des anomalies et des points minéralisés ;
- des points du réseau hydrographique à minéralisations alluvionnaires fortes en certaines substances.

#### **III.3.2.1 Caractères généraux des alluvions**

Les alluvions sont définies par les caractères suivants :

- dépôt de terre, sable ou toute autre matière sans cohésion ou cohésion partielle (caractère détritique) ;
- sédimentation à partir d'éléments arrachés à d'autres roches ou gisements en place par l'action mécanique de certains agents comme l'eau de ruissellement, le vent ou la marée ;
- dépôt après transport plus ou moins long.

#### **III.3.2.2 Principe**

La densité de prélèvement doit être aussi régulière que possible. Pour la majorité des cas, ils sont prélevés dans les affluents et parfois dans les sous affluents. Les

<sup>4</sup> Point où la concentration du minerai serait optimale

prélèvements doivent être effectués au niveau du bedrock<sup>5</sup> aux points de concentration optimale des minéraux lourds : seuils rocheux, marmites d'érosion, coude, barres rocheuses, dépôts à gros galets, zones d'étranglement du lit....

Comme méthode d'investigation à la prospection minière, nous avons établi pour ce cas des *puits de reconnaissance* carrées de 1 [m] de côté afin de faciliter les calculs.

### **III.3.2.3 Personnel et matériels**

A part les matériels cités ci-dessus, nous nous sommes également servis des outils tels que batée, sceau, cuvette, barrique, appareils de sécurité (casque, corde, échelle,...), loupe, X.R.F afin d'avoir un résultat plus exact.

Pour mieux procéder au travail et respecter la durée d'exécution des tâches, il nous a fallu une dizaine de main d'œuvres en sus de ladite équipe géologique sensée diriger le travail.

### **III.3.2.4 Tâches**

La méthodologie de reconnaissance appliquée se présente comme suit :

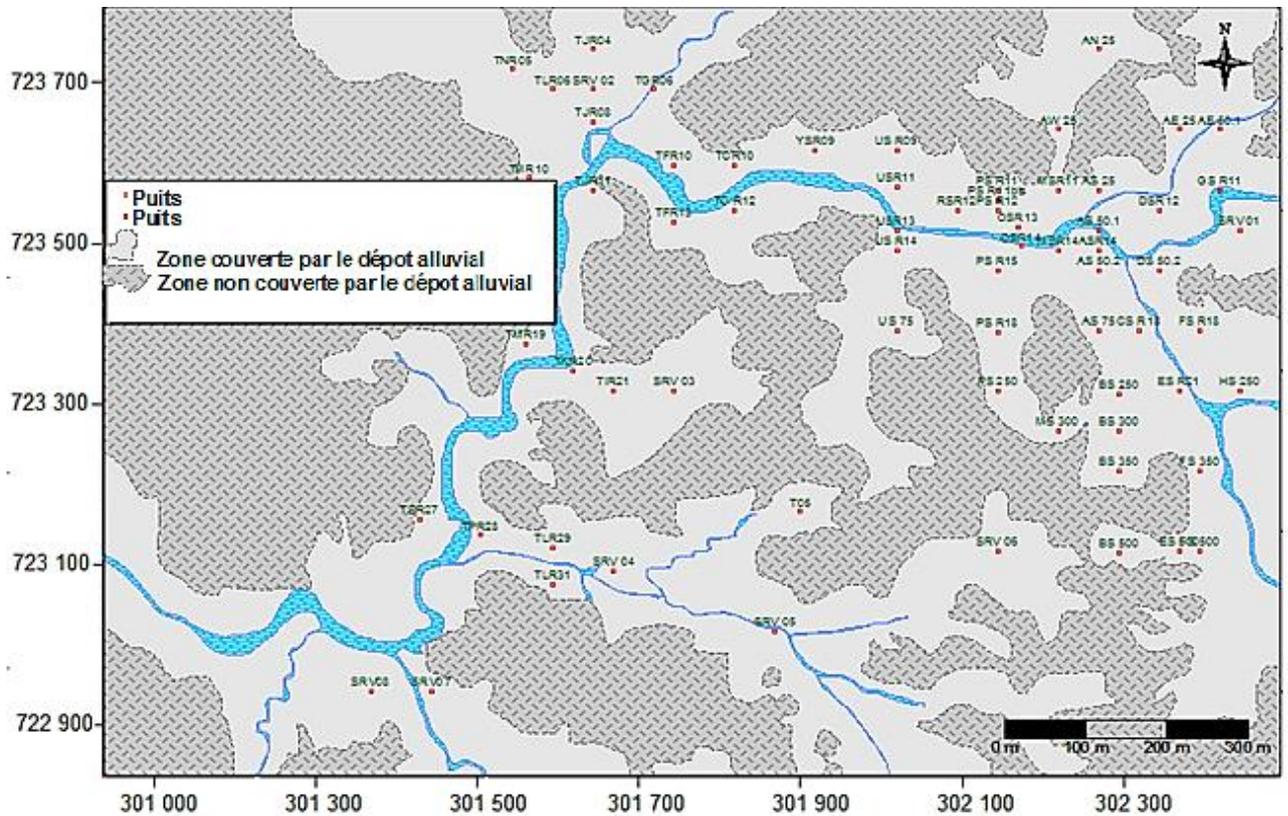
- délimitation des zones de dépôts alluvionnaires ;
- implantation des points d'investigation par G.P.S dans les zones de dépôt alluvionnaires ;
- exécution des puits de dimensions 1 [m] x 1 [m] pour avoir un volume de 1 [m<sup>2</sup>] vers la profondeur ;
- lavage-débouage des échantillons entiers par couches, actions d'éliminer les sols inutiles ;
- lavage final ou extraction du concentré lourd par batée, pour la mise en évidence de l'or.
- évaluation de l'or, visible par la loupe avec agrandissement (x10) ; par grain (dimensions et nombres) ;
- exploitation des données pour des interprétations.

---

<sup>5</sup> Couche imperméable au fond de la rivière

a) Délimitation des zones de dépôts alluvionnaires, implantation des points d'investigation

La carte représentative ci-dessous indique la localisation des puits dans l'espace alluvionnaire.



**Carte 3. 1: Délimitation de la zone d'investigation**

b) Réalisation des puits

Les photos prises ci-dessous illustrent la méthode de creusement des puits.

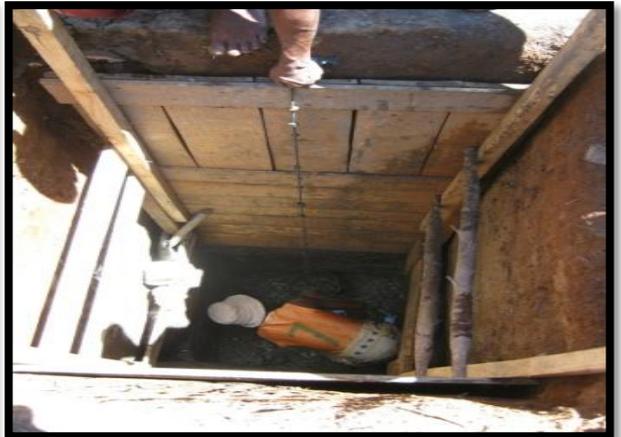


**Photo 3. 3: Puits de reconnaissance**

Durant la réalisation des puits, des problèmes ont été rencontrés tels que :

Montée d'eau

Eboulement des murs



**Photo 3. 4: A gauche, la montée d'eau ; à droite : l'éboulement des murs**

c) Lavage, débouillage des échantillons entiers

En présence de l'eau et avec des canaux irrigués, nous avons procédé au débouillage des échantillons pris à partir des puits ci-dessus. Les photos montrent l'utilisation des outils très archaïques : les barriques.



**Photo 3. 5: Débouillage des échantillons**

d) Lavage final ou extraction du concentré lourd par batée

L'or présent dans notre zone d'étude est en forme de grain et de pépite de dimension de 0,2 [cm] allant jusqu'à 0,8 [cm].

Les photos suivantes illustrent l'or au fond de la batée.



**Photo 3. 6: Pépites d'or extraites**

e) Contrôle géochimique in situ

Nous avons procédé à l'étude para-génétique de chaque puits à l'aide d'un XRF. Cette technique en spectrométrie de fluorescence consiste à mesurer l'énergie du rayon X évacué par l'élément chimique.

Le rainurage dans les puits est nécessaire afin d'obtenir un résultat plus acceptable.

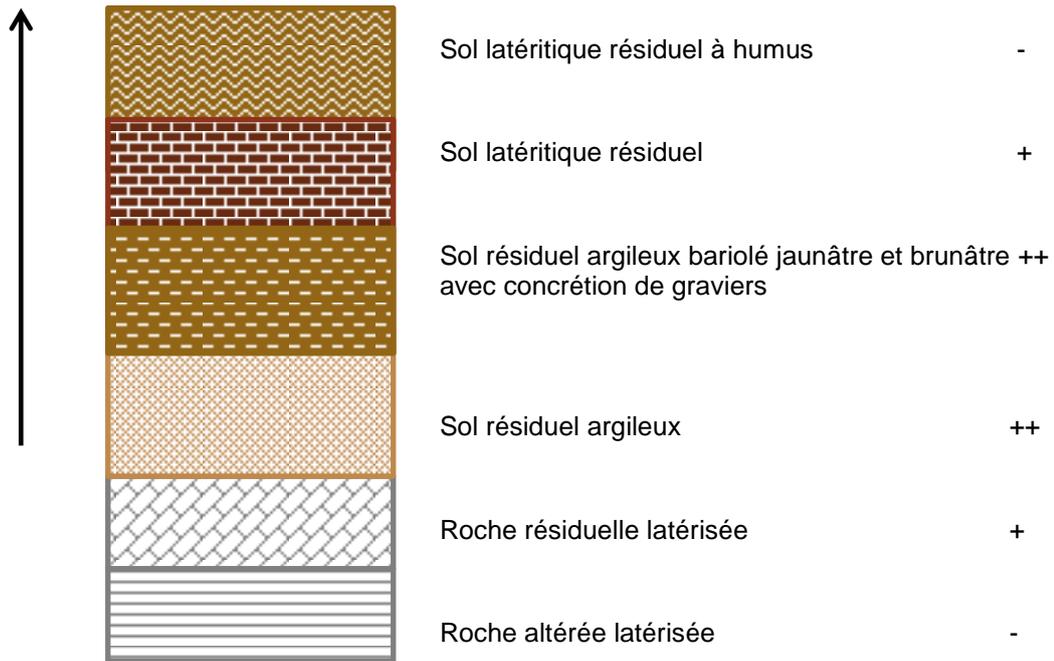


**Photo 3. 7: Contrôle géochimique in situ**

**III.3.2.5 Résultats et interprétations**

a) Couche minéralogique et importance en or

Suite au creusement des puits, nous avons pu déterminer la séquence des couches géologique de la zone, tel que la figure suivante le présente.



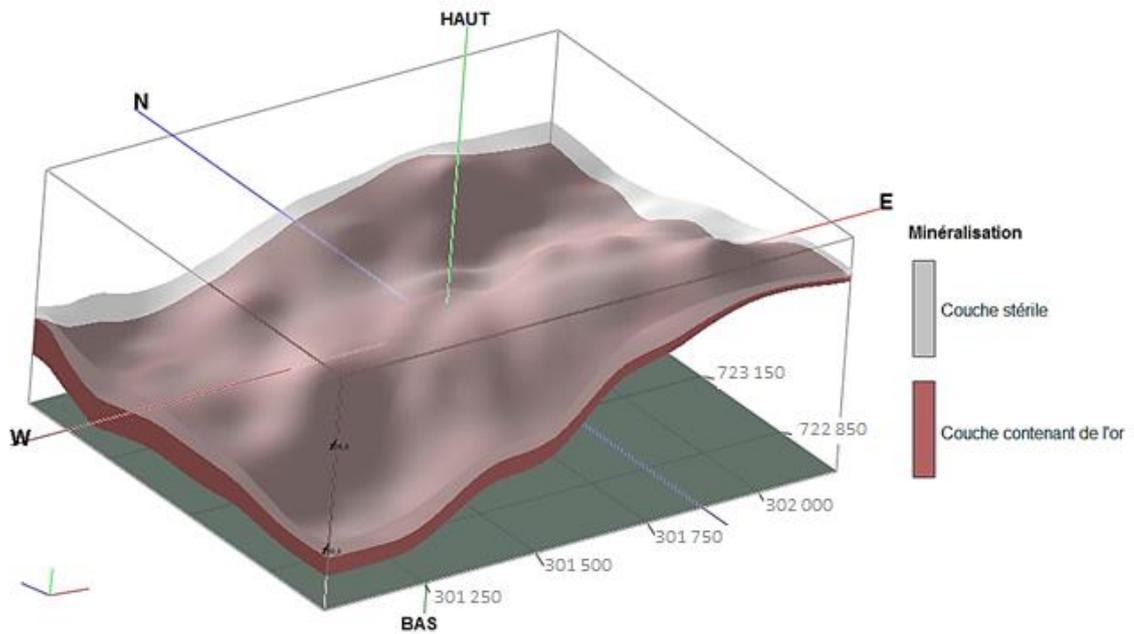
**Fig. 3. 2: Superposition des couches géologiques du secteur d'étude**

Cette succession indique clairement que nous sommes au niveau d'un gisement alluvionnaire latéritique. La géologie de notre site s'est formée par transport des gîtes primaires de Dabolava et Kiranomena.

D'après les résultats à la batée, la couche contenant le sol latéritique résiduel à humus et celle à roche altérée latérisée ne contiennent aucune trace d'or. Le sol latéritique résiduel et la couche à roche résiduelle latérisée présentent une quantité d'or considérable, et le reste, c'est-à-dire le sol résiduel argileux bariolé jaunâtre et brunâtre avec concrétion de graviers et le sol résiduel argileux présente une importante quantité d'or.

Après le broyage des graviers, nous avons tiré une conclusion qu'ils ne contiennent pas de l'or ; seule la couche encaissante possède une quantité élevée. Cela, à notre avis, est dû au transport et lessivage des roches mères qui a permis à l'or de se libérer.

La forme générale du gisement sera indiquée par la figure suivante. Pour parvenir à cette fin, nous avons utilisé le logiciel Rockworks 15:



**Fig. 3. 3: Modélisation 3D de notre gisement aurifère**

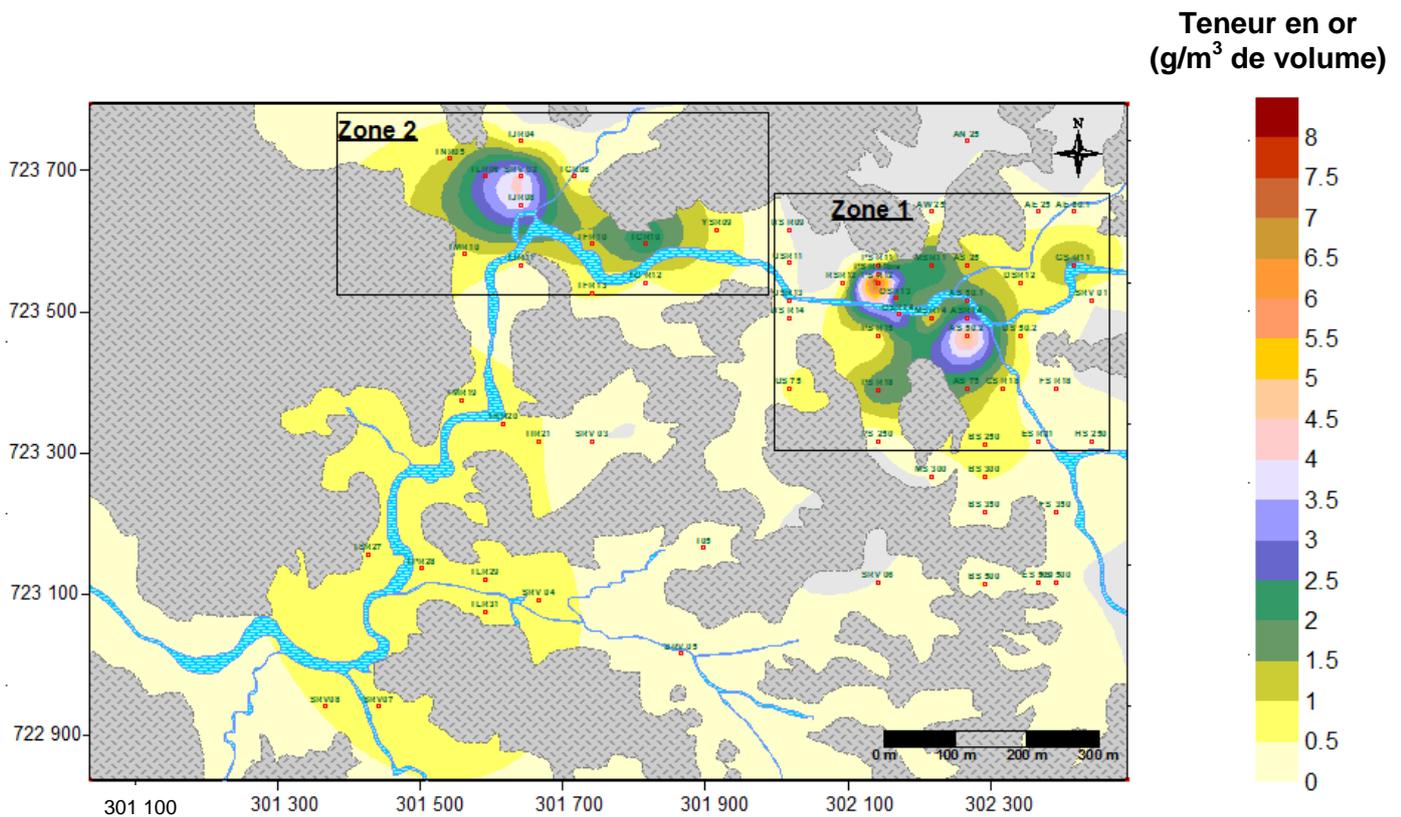
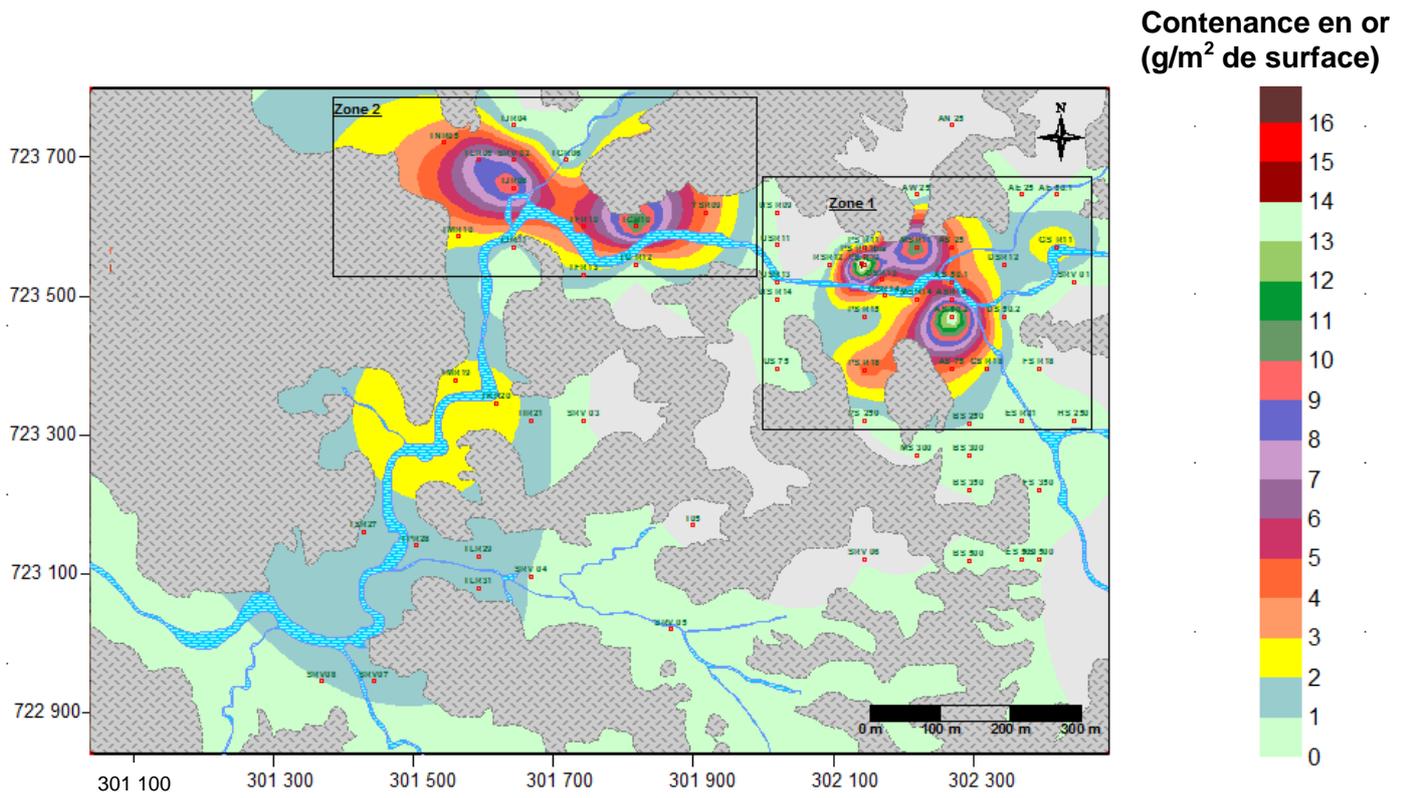
b) Exploitation des données

Pour mieux comprendre les résultats, nous avons choisi de les exprimer sous forme de courbe d'iso-contenance (la quantité d'or contenue dans 1 [m<sup>2</sup>] de surface), et aussi sous la forme de courbe d'iso-teneur qui montre la teneur en tout point de la zone. Les résultats totaux sont représentés en annexe IV.

Ces iso valeurs sont représentées par les courbes de la carte 3.2.

D'après ces deux courbes d'iso valeurs, nous pouvons distinguer deux zones d'anomalies dans la zone d'étude : la zone 1 et la zone 2.

Reprenons la carte d'iso contenance de chaque zone. La teneur de coupure prise ici est de 1 gramme d'or par tonne de tout venant.



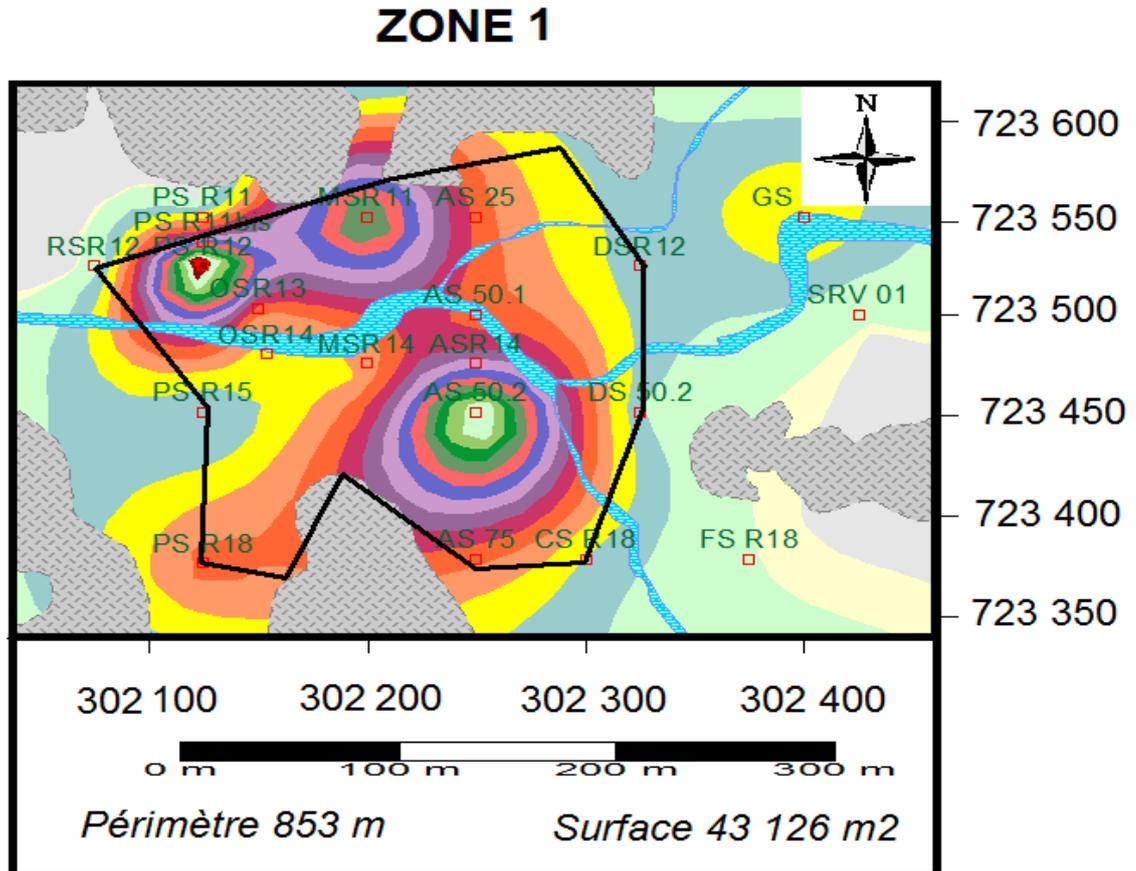
**Carte 3. 2: En haut : carte d'iso contenance ; en bas : carte d'iso teneur**

b.1) *Evaluation de la zone 1*

**Nous avons limité les zones suivant la teneur de coupure de 1[g/t] par le biais de surfer, d'où les résultats suivantes :**

➤ Courbe d'iso contenance de la zone 1

La carte ci-dessous montre en détails la contenance en or des points dans la zone 1.



**Carte 3. 3: Courbe d'iso contenance de la zone 1**

➤ Tableau de valeurs

La liste et les données de chaque point considéré comme pilier d'évaluation pour la zone 1 sont indiquées par le tableau 3.3. Ces contenance en or ont permis d'obtenir la teneur moyenne de la zone par le biais de la moyenne arithmétique.

Suite au traitement des données provenant des travaux de terrain, nous avons obtenu une teneur de 1,13 [g/t] dans la zone 1 avec une épaisseur de la couche minéralisée de 1,96 [m], ce qui implique le résultat suivant :

**Tableau 3. 3: Données numériques de la zone 1**

	Identification. du puits	Profondeur du puits [m]	Estimation de quantité en or [g]	Profondeur de la couche minéralisée [m]	Epaisseur de la couche minéralisée [m]	Epaisseur de la couche stérile [m]
1	AS 25	4,83	4,479455	4,83	3,8	1,03
2	AS 50.1	3,37	4,27274	3,37	2,24	1,13
3	AS 50.2	3,13	16,08698	3,13	2,93	0,2
4	AS 75	2,98	3,98928	2,5	2,4	0,1
5	BS 250	3,2	0,986805	1,57	1,21	0,36
6	HS 250	4,86	0,345875	4,59	1,23	3,36
7	DS 50.2	3,76	0,87118	3,13	1,5	1,63
8	SRV 01	3,68	0,007485	3,68	0,46	3,22
9	PS R11	1,97	0,12036	1,5	0,96	0,54
10	US R14	4,44	0,015975	4,44	1,51	2,93
11	PS R15	5,25	0,545055	5,25	1,78	3,47
12	PS R11bis	2,24	8,77152	2,24	2,16	0,08
13	ES R21	4,3	0,56022	3,03	1,18	1,85
14	PS R12	3,22	18,62056	2,63	2,05	0,58
15	CS R18	3,83	1,745285	3,83	2,44	1,39
16	FS R18	3,3	0,02037	1,01	0,28	0,73
17	GS R11	2,18	3,398315	2,05	1,85	0,2
18	AS R14	3,89	6,7123	3,89	2,44	1,45
19	DS R12	6,32	1,43005	5,61	1,81	3,8
20	MS R11	5,63	12,3193	5,63	4,59	1,04
21	MS R14	4,86	2,5795	4,86	3,65	1,21
22	OS R13	4,84	3,39925	4,84	2,37	2,47
23	OS R14	2,24	2,61965	2,24	0,64	1,6
24	RS R12	4,07	0,0102	2,77	1,48	1,29
	<b>TOTAL</b>	<b>92,39</b>	<b>93,90771</b>	<b>82,62</b>	<b>46,96</b>	<b>35,66</b>
	Moyenne	<b>3,85</b>	-	<b>3,44</b>	<b>1,96</b>	<b>1,49</b>
	Teneur moyenne [g/m <sup>3</sup> ]		<b>1,9997383</b>			
	Teneur moyenne [g/t]		<b>1,1362149</b>			

➤ Résultat

Les données citées ci-dessus nous amènent à établir les tableaux récapitulatifs suivants (détails de calculs : cf. annexe V):

**Tableau 3. 4: Résultat récapitulatif pour la partie de recherche**

Zone 1	Surface de l'étendue [m <sup>2</sup> ]	Profondeur moyenne des puits [m]	Volume total du bloc de reconnaissance [m <sup>3</sup> ]	Épaisseur moyenne des couches utiles [m]	Volume du bloc utile [m <sup>3</sup> ]
Valeur	43 126	3,85	166 035	3,44	148 353

**Tableau 3. 5: Résultat récapitulatif pour la partie gisement et minéralisation**

Zone 1	Épaisseur moyenne des couches minéralisées [m]	Volume total du bloc minéralisé [m <sup>3</sup> ]	Épaisseur moyenne des couches stériles [m]	Volume total du bloc stérile [m <sup>3</sup> ]	Teneur moyenne [g/m <sup>3</sup> ]	RÉSERVE en or [g]
Valeur	1,96	84 527	1,49	64 258	1,9997383	169 031

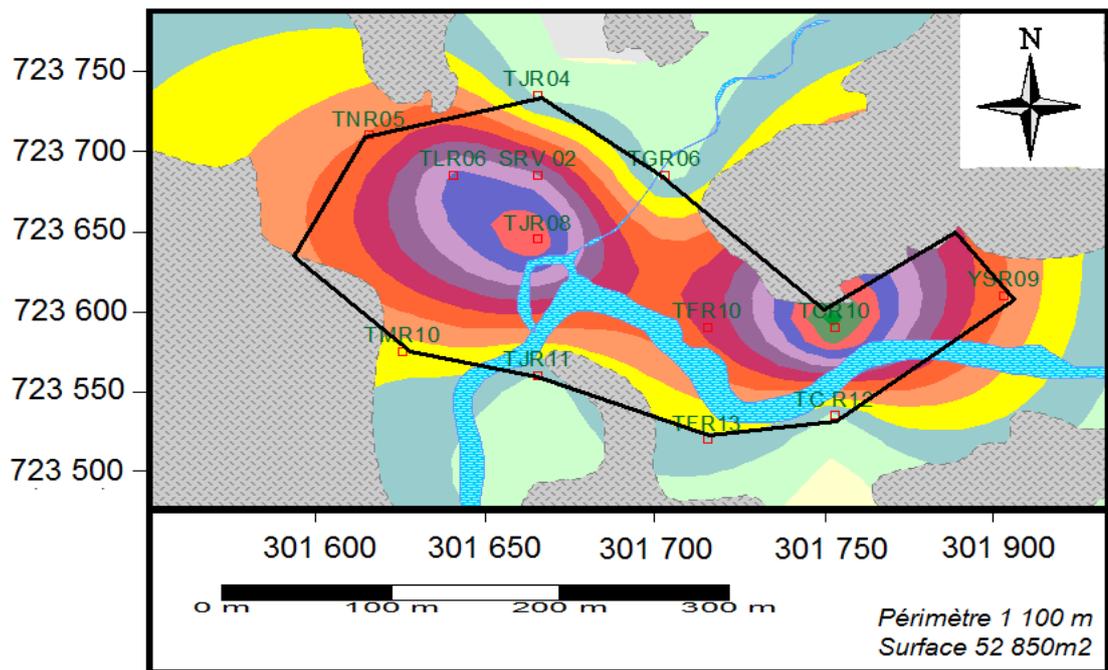
Ainsi, pour la zone 1, la quantité d'or estimée est de 169,031 [kg].

*b.2) Evaluation de la Zone 2*

➤ Courbe d'iso contenance de la zone 2

La carte ci-dessous illustre la contenance en or des points de la zone 2.

**ZONE 2**



**Carte 3. 4: Courbe d'iso contenance de la zone 2**

➤ Tableau de valeurs

La liste et les données de chaque point considéré comme pilier d'évaluation pour la zone 2 sont indiquées dans le tableau suivant. Ainsi, par la moyenne arithmétique, nous obtenons la teneur ci-dessous :

**Tableau 3. 6: Données numériques de la zone 2**

	Identification. du puits	Profondeur du puits [m]	Estimation de quantité [g]	Profondeur de la couche minéralisée [m]	Épaisseur de la couche minéralisée [m]	Épaisseur de stérile [m]
1	SRV 02	4,67	7,310065	4,35	1,7	2,65
2	TC R12	4,09	0,272445	3,03	0,91	2,12
3	TCR10	5,45	12,04235	5,45	4,51	0,94
4	TGR06	4,66	0,36275	4,3	1,58	2,72
5	TJR04	6,1	0,48475	4,66	1,73	2,93
6	TJR08	6,39	10,22325	6,11	2,62	3,49
7	TJR11	2,33	0,4947	2,09	1,76	0,33
8	TLR06	6,89	8,48875	4,82	2,81	2,01
9	TMR10	5,84	2,37065	5,74	2,84	2,9
10	TNR05	4,46	4,0182	4,46	3,83	0,63
	<b>TOTAL</b>	<b>50,88</b>	<b>46,06</b>	<b>45,01</b>	<b>24,29</b>	<b>20,72</b>
	Moyenne	<b>5,09</b>		<b>4,5</b>	<b>2,43</b>	<b>2,07</b>
	Teneur [g/m <sup>3</sup> ]		<b>1,8965793</b>			
	Teneur [g/t]		<b>1,0776018</b>			

D'après ces données, nous prévoyons une teneur de 1,07 [g/t] dans la zone 2 avec une épaisseur de la couche minéralisée de 2,43 [m], ce qui nous apporte le résultat suivant :

➤ Résultat

De telles données permettent d'établir les tableaux récapitulatifs suivants :

**Tableau 3. 7: Résultat récapitulatif pour la partie de recherche**

<b>Zone 2</b>	Surface de l'étendue [m <sup>2</sup> ]	Profondeur moyenne des puits [m]	Volume total du bloc de reconnaissance [m <sup>3</sup> ]	Épaisseur moyenne des couches utiles [m]	Volume du bloc utile [m <sup>3</sup> ]
Valeur	<b>52 850</b>	5,09	269 007	4,50	237 825

**Tableau 3. 8: Résultat récapitulatif pour la partie gisement et minéralisation**

<b>Zone 2</b>	Épaisseur moyenne des couches minéralisées [m]	Volume total du bloc Minéralisé [m <sup>3</sup> ]	Épaisseur moyenne des couches stériles [m]	Volume total du bloc stérile [m <sup>3</sup> ]	Teneur moyenne [g/m <sup>3</sup> ]	<b>RÉSERVE en or [g]</b>
Valeur	2,43	128 426	2,07	109 400	1,8965793	<b>243 570</b>

Ainsi, pour la zone 2, la quantité d'or estimée est de 243,570 [kg].

### III.3.2.6 Autres

La comparaison des résultats d'évaluation entre la méthode sur place et la géochimie du laboratoire en Afrique du Sud s'est présentée avec une teneur sensiblement égale. Nous pouvons ainsi admettre ces résultats pour la partie préféabilité et avoir comme réserve probable 412 601 grammes d'or pour 95 976 [m<sup>2</sup>] de superficie. Pour cause de confidentialité, nous gardons de décrire les résultats dans notre ouvrage.

### III.4 Ratio de décapage global

Le ratio de décapage se définit comme étant la quantité moyenne de stérile à déplacer pour extraire une unité de minerai. Il est le facteur essentiel du prix de revient d'une exploitation. C'est pourquoi, par suite de l'avancement des travaux, si le ratio de décapage devient trop élevé et incompatible avec les conditions économiques, il faudra prendre les décisions adéquates.

Notre ratio de décapage serait donc :

➤ Pour la zone 1

$$R_1 = \frac{\text{Volume du stérile}}{\text{Volume du minerai}} = \frac{64\,258}{84\,527} = 0,76$$

➤ Pour la zone 2

$$R_2 = \frac{109\,400}{128\,426} = 0,85$$

Compte tenu de la faible profondeur des stériles à décapier et la nature de la couche (sol meuble) d'une part et de la puissance de la couche minéralisée d'autre part, d'après ces deux conditions, notre gisement est bien exploitable.

## CONCLUSION PARTIELLE

Nous avons appliqué deux méthodes de prospection : la prospection au marteau et la prospection à la batée. D'après les résultats de ces recherches, nous avons remarqué la présence de l'or dans le sol latéritique résiduel, la couche à roche résiduelle latérisée, le sol résiduel argileux bariolé jaunâtre et brunâtre avec concrétion de graviers et aussi le sol résiduel argileux.

Ainsi, nous avons localisé deux zones d'anomalie. En adoptant la teneur de coupure de 1 [g/t] pour les deux zones d'anomalie, nous avons estimé 412,601 [kg] d'or pour une surface de 95 976 [m<sup>2</sup>].

## Chapitre IV: ETUDES SUR L'EXPLOITATION ET TRAITEMENT DE L'OR

Étant donné que les travaux de chantier actuel se trouvent dans les phases de la recherche, les ressources humaines, matérielles et logistiques étudiées dans le présent chapitre et les chapitres suivants ne sont que des éléments de projection pour l'étude de pré faisabilité. Notre objectif dans ce chapitre est de proposer une méthode d'exploitation et de traitement de notre gisement.

### IV.1 Généralités

Une étude technico-économique s'impose avant de procéder à l'exploitation d'un gisement. Ainsi, il importe de déterminer différents paramètres, notamment:

- le choix de la méthode d'exploitation ;
- l'importance des matériels utilisés ;
- les méthodes de traitement ;
- les sources d'énergie ;
- l'effectif du personnel ;
- le rythme de production ;
- le prix de revient, le taux de change et la demande ;
- la remise en état du site.

Pour une exploitation ayant une production inférieure à 500 000 tonnes par an, considérée comme petite et moyenne mine, ce qui est notre cas, le matériel sera peu important et les installations du chantier seront réduites au minimum du besoin.

Le choix des matériels dépend surtout de l'importance du gisement, de la nature et de la dureté des terrains, des distances et des profils en long de transport, ainsi que du rythme de production.

Si la source de distribution, dont la puissance fournie répond au besoin, ne se trouve pas très loin du site, il est préférable d'utiliser l'énergie électrique. Sinon, on va avoir recours à l'utilisation des carburants ou d'autres sources d'énergie.

### IV.2 Type d'exploitation : Cas de Madagascar

Les exploitations minières sont de tailles très variables, allant de l'exploitation industrielle à l'exploitation dite artisanale. A Madagascar, il y a la prédominance de

l'exploitation artisanale compte tenu de sa facilité, tandis que les exploitations mécanisées demeurent rares même s'ils sont les plus productives.

#### **IV.2.1 Exploitation artisanale**

Pour les gîtes alluvionnaires, domaine par excellence de l'orpaillage artisanal traditionnel, les procédés d'extraction sont sensiblement les mêmes.

Dans les terrasses anciennes, seules les couches aurifères protégées par un recouvrement stérile épais ont été préservées.

Actuellement, l'orpaillage se fait le plus fréquemment pendant la période de basses eaux, dans les lits vifs, le long des berges. Des barrages et des canaux de dérivation sont souvent construits pour faciliter le dépôt de l'or. Dans certains endroits, la pratique de la plongée ou « alodrano » permet de récupérer un peu de sables aurifères dans les endroits réputés riches. L'or est séparé uniquement à la grande batée en bois.

#### **IV.2.2 Exploitation mécanisée**

L'exploitation de l'or à l'aide de moyens mécaniques puissants peut produire des centaines de kilogrammes dans l'année. L'exploitation mécanisée comprend l'exploitation industrielle et l'exploitation semi-industrielle. Compte tenu de la quantité de réserve estimée, il paraît que cette dernière est la mieux appropriée pour notre cas.

L'exploitation mécanisée utilise en effet des appareils mécaniques comme la pelle hydraulique, le camion, un système de lavage mécanique et divers appareils mécaniques, accompagnés d'une main d'œuvre qualifiée et des superviseurs expérimentés.

#### **IV.3 Mode d'exploitation mécanisé [5]**

L'exploitation se définit comme toute opération qui consiste à extraire ou à séparer des gîtes naturels des substances minérales pour en disposer à des fins utilitaires ou esthétiques et comprenant à la fois les travaux préparatoires, l'extraction et éventuellement l'installation et l'utilisation des facilités destinées au traitement et à l'écoulement de la production.

Le mode d'exploitation est défini comme le moyen d'accès au gisement. Son choix dépend généralement de la situation et du rendement économique de l'exploitation.

Les modes d'exploitation minière sont:

- le **mode d'exploitation à ciel ouvert** qui consiste à enlever les stériles au-dessus du gisement et à extraire les roches ou le minerai qui sont ensuite transportés dans une usine de traitement ou à des fins de transformation ;
- le **mode d'exploitation souterraine** qui est destiné pour le gisement situé en profondeur, en creusant un réseau de galerie très structuré pour y accéder. Cette exploitation s'avère plus coûteuse et nécessite une qualification ainsi qu'une mécanisation plus avancées.

#### **IV.3.1 Différentes méthodes d'exploitation à ciel ouvert [17]**

L'exploitation à ciel ouvert consiste à enlever les stériles de recouvrement et à accéder au gisement à partir du jour ou de la surface.

Le secteur d'exploitation à ciel ouvert englobe toutes les formes d'extraction de matières premières minérales à partir de gisement affleurant. Selon les propriétés physiques du matériau brut et les contraintes imposées par la nature du site, il existe différents types d'exploitation de mine à ciel ouvert

##### **IV.3.1.1 Extraction à sec**

L'extraction à sec est la méthode utilisée pour des substances tendres ou dures. Si les matériaux sont trop durs pour être excavés directement, ils doivent d'abord être abattus. Ils sont ensuite chargés mécaniquement et transportés vers les ateliers de préparation mécanique.

Selon le type de matériau à exploiter, il existe trois méthodes d'extraction à sec :

- **Méthode à l'explosif**

C'est la méthode la plus usitée. L'abattage en masse de bloc à l'explosif concerne essentiellement les roches dures, elle se fait dans des gradins prédécoupés par des forages, (sur 10 à 15 mètres de hauteur au maximum), chargés d'explosifs caractérisés par une forte puissance ; l'explosion interne développe une pression de gaz pouvant dépasser quelques centaines de milliers de bar.

Lors de l'explosion des charges, les fissures créées par la multiplication des forages se rejoignent facilement et rapidement, induisant ainsi un basculement des blocs.

- **Méthode du sciage par le câble diamanté**

La méthode est utilisée pour le découpage de bloc de forme bien définis dans un matériau non fissuré tel que le marbre ou le calcaire dur (les calcaires coralliens).

Ce découpage est réalisé à l'aide d'un fil utilisé comme support d'abrasif (sable).

➤ **Méthode du ripage**

Cette méthode consiste à déplacer, à enlever ce qui gêne à l'aide d'une ripe (griffe ou engin plus puissant). Elle peut également être utilisée lors de la remise en place des terres pendant le réaménagement : la ripe décompacte les terrains tassés par le passage des engins).

Quant aux matériaux tendres, l'abattage (et même le chargement) est effectué à l'aide d'une machine telle que la pelle à godet, l'excavateur à godet, la dragline, ou la roue –pelle.

**IV.3.1.2 Dragage**

Il caractérise les gisements alluvionnaires, où les matériaux non consolidés sont récupérés par voie mécanique ou hydraulique, puis transportés vers la phase de préparation. L'ensemble de l'équipement du dragage se trouve généralement dans l'eau. Il s'agit souvent d'installations flottantes opérant sur des cours d'eau ou des lacs artificiels.

**IV.3.1.3 Exploitation marine**

C'est la récupération des matériaux non consolidés sur le plateau continental, c'est-à-dire à proximité de la côte (gisements alluvionnaires marins), les travaux se faisant aussi par voie mécanique ou hydraulique ; et d'autre part les exploitations dans les régions abyssales, où les matériaux sont remontés des fonds marins.

**IV.3.2 Critère du choix de la méthode d'exploitation**

Avant d'entamer la réalisation du projet d'exploitation d'un gisement, il est d'abord nécessaire de connaître sa forme géométrique, son orientation et la direction de son extension afin de définir la méthode d'exploitation à utiliser. De plus, cette dernière dépend aussi de la dimension des matériels à utiliser aux opérations d'abattage, de manutention et de traitement, qui sont à leur tour déterminés par la connaissance préalable de la taille du gisement et de la capacité de production.

Le choix de la méthode sera basé sur les critères suivants :

- la garantie de la sécurité de l'exploitation (exploitation continue et aisée) ;
- l'amélioration des conditions de travail du personnel ;
- l'obtention d'un rendement économique suffisant ;

- la morphologie et la géologie du gisement ;
- l'importance des morts terrains recouvrant le gisement ;
- la protection de l'environnement.

### **IV.3.3 Justification du choix**

Dans notre cas, en tenant compte des conditions mentionnées ci-dessus, le choix convenable sera d'adopter le mode d'exploitation à ciel ouvert en utilisant la méthode de ripage. Etant donné que notre gisement est alluvionnaire, les matériaux sont assez tendres, c'est-à-dire friables et faciles à abattre.

Pour notre cas, il est inutile d'adopter un type d'avancement du front de taille puisque la profondeur du gisement ne dépasse guère les 6 [m]. Le gisement sera exploité à un seul niveau à l'aide d'une pelle hydraulique et comme moyen de transport, l'utilisation des camions-bennes sera prévue.

## **IV.4 Méthodes de traitement de l'or**

### **IV.4.1 Méthode gravimétrique**

#### **IV.4.1.1 Batée [32]**

La batée est un récipient peu profond (forme conique et évasée) qui constitue l'outil de base de l'orpailleur, mais aussi de la prospection minière. Il permet d'exercer une force centrifuge hydraulique sur des sables aurifères mélangés à l'eau. Les particules légères sont évacuées en périphérie tandis que l'or plus lourd reste au milieu de la batée.

#### **IV.4.1.2 Sluice [16] [20] [23]**

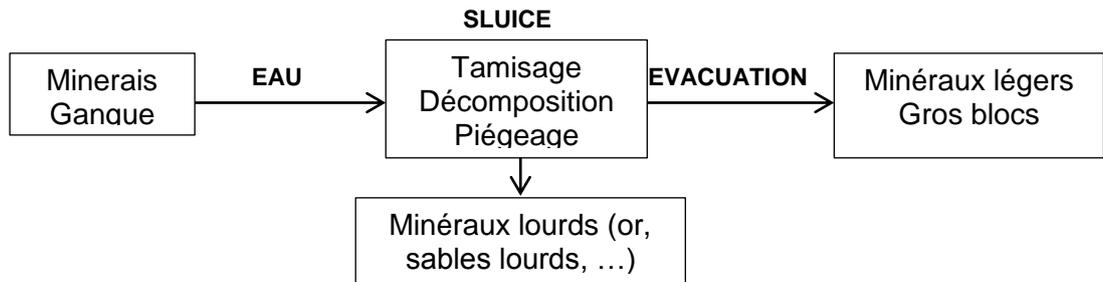
##### **a) Description**

Le sluice est un concentrateur de sables aurifères. Il est constitué d'une rampe de lavage garnie de moquette. Cet appareil est statique et permet l'écoulement idéal d'un fluide composé d'eau, de sables, de graviers, en réalisant une séparation gravimétrique par l'aide des pièges disposées à un endroit déterminé.

##### **b) Principe de fonctionnement**

Le principe de fonctionnement du sluice est résumé par la figure 4.1.

Après passage au sluice, seul les minerais lourds restent. Les autres sont évacués à l'extérieur.



**Fig. 4. 1: Principe de fonctionnement d'un sluice**

c) Caractéristiques techniques

Le tableau suivant montre les caractéristiques d'un sluice.

**Tableau 4. 1: Caractéristiques techniques d'un sluice**

Paramètres	Valeurs
<b>Pente</b>	4° à 5° 5° à 10°
<b>Ouverture du tamis</b>	200 [µm] à 20 [mm]
<b>Capacité</b>	Fonction de la longueur, vitesse, écoulement, alimentation

Source : PETOT J., « Note relative aux tables dormantes ou sluices »

Remarques :

- Si la pente est bonne, les sables légers et les graviers doivent migrer à des vitesses différentes vers la sortie du sluice. Cette migration se déroule au fond du sluice et doit être moins rapide que le courant.
- Si la vitesse d'écoulement de l'eau d'alimentation est trop forte, les sables lourds sont aussi entraînés, ce qui pourrait entraîner la perte des très fines paillettes.
- Par contre, si la vitesse d'écoulement est trop faible, le sable classique ne s'élimine pas, le sluice s'engorge et ne fonctionne pas (ne piège plus des paillettes).

**IV.4.1.3 Jig ou bacs à piston [8]**

a) Principe

Les tout-venants sont soumis à une pulsation verticale alternée au cours de leur écoulement dans un bac, soit par le mouvement du bac, soit par pulsation de l'eau, le bac étant fixe.

La séparation est réalisée dans un lit de particule fluidisée par les courants d'eau ascendants et descendants, provoquant ainsi une stratification selon la masse volumique des grains.

Une particule sphérique de diamètre  $D$ , de masse volumique  $\rho_s$ , tombant par gravité dans un fluide visqueux de masse volumique  $\rho_f$ , est soumise à trois forces : la gravité, vers le bas, les forces dérivants des fluides déplacés et la résistance à l'avancement, vers le haut.

Et l'accélération des particules (or dans notre cas) au départ s'écrit :

$$\frac{dv}{dt} = \frac{(\rho_s - \rho_f) \times g}{\rho_s}$$

Avec  $g$  : Accélération de la pesanteur [ $m^2/s$ ]

$\frac{\rho_s}{\rho_f}$  : Masse volumique du solide sur celle du fluide

La résultante de ces actions fait que les minéraux lourds soient stratifiés au-dessous des minéraux légers. La grille supporte la masse des particules dans laquelle s'opère la séparation. Les minéraux lourds sont extraits soit par ponction, soit par filtration à travers la grille et recueillis dans la partie inférieure du bac ou huche.

b) Différents types de jig

➤ **Jig à grille mobile**

Ils comportent une caisse fixe compartimentée dans laquelle se met verticalement un caisson équipé d'un fond perforé ou grille. Les produits progressent sous l'effet de l'agitation du caisson et du courant de pulpe (produit + eau). Les plus lourds plongent les premiers, traversent la grille et sont extraits par le fond des premiers compartiments, et les mixtes dans les compartiments suivants, tandis que les légers, classés par granulométries, sont évacués au bout du bac.

➤ **Jig à grille fixe et à eau pulsée**

Les bacs modernes sont des variantes des grilles fixes dont la pulsation est créée par un piston et les concentrés sont prélevés dans la huche et contre-vanne.

La gamme de dimension des produits est plus étendue que pour la plupart des autres appareils de gravimétrie. La capacité des jigs est en fonction de la nature des produits, de leurs dimensions et de la concentration en éléments lourds.

**IV.4.1.4 Tables à secousses [1] [8]**

a) Description

Les tables font en général, 4,5 à 5 [m] dans le sens du mouvement et de 1,8 à 2,4 [m] dans le sens perpendiculaire. Elles ont une surface de 8,5 [m<sup>2</sup>] pour l'or.

b) Principe de fonctionnement

La séparation s'effectue sur base des différences de masse volumique des grains sur une surface plane inclinée transversalement (le deck), parcourue par un mince film d'eau, et portant une série de barrettes (riffles) disposées perpendiculairement au sens d'écoulement de l'eau.

Le deck est animé d'un mouvement longitudinal asymétrique (en dent-de-scie). Les secousses ainsi créées permettent un classement par taille et par masse volumique des particules entre les riffles, le long desquelles elles progressent. Les particules échappées d'une riffle sont reprises par le film d'eau et amenées par le courant à la riffle suivante où le même phénomène de classement se reproduit.

**IV.4.2 Méthode de traitement chimique**

**IV.4.2.1 Amalgamation [8] [26] [37]**

L'amalgamation consiste à allier l'or (et l'argent) avec du mercure et à décomposer l'alliage par distillation du mercure. Actuellement cette technique est marginale.

Le but de l'amalgame d'or et de mercure est de les chauffer dans un four afin d'en extraire le mercure et de récupérer les résidus d'or.

Les produits concentrés riches en or obtenus par l'orpailleur sont mélangés avec de mercure comme les montre les photos ci-dessous.



**Photo 4. 1: A gauche : concentré d'or A droite : Mélange du concentré et du mercure (amalgamation)**

Après ce procédé, l'amalgame est pressé dans un morceau de tissu pour être tordu afin de passer l'excès de mercure à travers les pores du tissu.

Comme l'amalgame d'or est solide, il ne passe pas à travers les pores du tissu. Le fait de frotter l'amalgame et tordre le tissu à mains nues comme cela est fait généralement est dangereux, car le mercure peut traverser la peau et se fixer sur les cellules des graisses humaines.

Quand le mercure est chauffé à basse température, il devient volatile et s'échappe en laissant une boule de grains d'or aggloméré, l'or spongieux ou 'doré'.

La vapeur de mercure est extrêmement toxique. Pour éviter qu'elle s'échappe dans l'atmosphère et pollue l'environnement, des cornues de distillation sont utilisées.

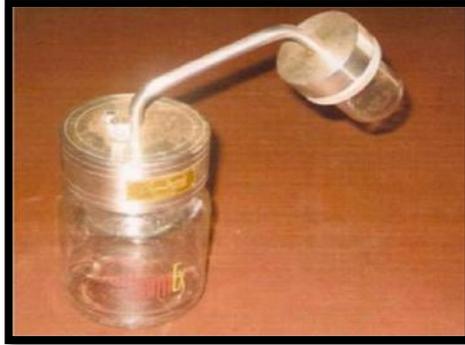


Photo 4. 2 : Cornue en verre

#### IV.4.2.2 Cyanuration [8] [12] [26]

##### a) Présentation

L'extraction hydro-métallurgique par cyanuration a été inventée en 1888, c'est le procédé le plus utilisé pour l'extraction minière (environ 80 % de la production).

Le mécanisme global de la cyanuration de l'or est décrit par la réaction d'Elsner. La présence de l'oxygène permet la formation du complexe auro-cyanure à partir de l'or métallique et du cyanure.

- Cas du sodium : La technique de cyanuration utilise la propriété de solubilité de l'or dans une solution diluée de cyanure de sodium, ce dernier ne peut être appliqué que sous normes sévères.

##### b) Principe et processus

- Le minerai broyé (< 0,1 [mm]) est traité par une solution diluée (0,5 [g/l]) de cyanure de sodium en milieu basique (pH > 10 pour éviter la libération de cyanure d'hydrogène (HCN) très toxique) et en présence de dioxygène :
- Après traitement de 12 à 48 [h], la solution contient quelques grammes d'or par [m<sup>3</sup>] La consommation de NaCN est de 0,2 à 1 [kg/t] de minerai ;
- La solution contenant le complexe auro-cyanure peut être traitée par cémentation (procédé Merrill-Crowe, 40 % de la production mondiale) par du zinc.

L'or (Au) se dépose sur les grains de Zn, qui attaqués par H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> libèrent l'or. Le métal obtenu (doré) contient jusqu'à 5 % d'impuretés métalliques. Actuellement, la

fixation de l'or sur charbon actif est de plus en plus utilisée (40 % de la production mondiale). Une tonne de charbon actif peut absorber 70 [kg] d'or.

Si le temps de contact charbon-pulpe est de l'ordre de 1 [h] ; celui du séjour du charbon est de plusieurs jours. L'or est récupéré en traitant le charbon par une solution chaude (70 [°C]) à 1 % de NaOH et 0,1 % de NaCN. La solution obtenue contient quelques grammes d'or par litre. Le charbon est recyclé après chauffage à 600-750 [°C], à l'abri de l'air.

L'or est récupéré par électrolyse.

#### **IV.4.2.3 Flottation [8] [18] [28]**

##### **a) Présentation**

De gros progrès avaient été réalisés dans la flottation des sulfures quand ce nouveau procédé de lavage fut introduit dans la métallurgie de l'or. De plus en plus employé, il fait partie intégrante du traitement des minerais complexes ou réfractaires, intervenant comme procédé de concentration ou comme procédé complémentaire de récupération.

##### **b) Procédé de concentration**

La flottation remplace ici le lavage gravimétrique et assure la récupération de l'or libre et du métal associé aux sulfures habituels (pyrite, arsénopyrite et sulfures de cuivre) ou combiné au tellure. Les concentrés obtenus seront, suivant les cas :

- cyanurés directement après rebroyage (suivi ou non d'une agitation préliminaire) ;
- traités par fusion. La métallurgie de l'or et de l'argent est alors liée à celle du métal commun prédominant (Cu par exemple).

##### **c) Procédé complémentaire de récupération**

C'est un procédé de récupération de l'or fin non libéré ou existant à l'état de tellures et échappant à l'amalgamation, la concentration gravimétrique ou à la cyanuration.

##### **d) Procédé d'élimination sélective**

C'est un procédé d'élimination sélective d'espèces cyanicides nocives ou réfractaires à la cyanuration (stibine, graphite, sulfures de cuivre).

➤ *Flottation sélective*

✓ **Antimoine** : le minerai, qui contient de 2 à 5 % d'antimoine est broyé avec du cyanure de sodium et du carbonate de sodium, puis flotté avec un écumant pour séparer le sulfure d'antimoine  $Sb_2S_3$  qui fait l'objet d'un traitement spécial. Le mispickel et la pyrite sont ensuite réactivés avec le sulfate de cuivre  $CuSO_4$  et ces sulfures avec les réactifs usuels sont récupérés dans un deuxième concentré ou le rejet étant traité par cyanuration.

✓ **Cuivre** : les minerais cuivreux peuvent être séparés comme la stibine, avec l'appoint d'un réactif collecteur du type xanthate ou aéroflat : ils sont envoyés à la fusion et le deuxième concentré ou le rejet sont traités par cyanuration afin de récupérer les sulfures.

➤ *Dépression (carbone)*

L'entraînement du carbone dans les concentrés à cyanure peut être considérablement réduit en conditionnant la pulpe broyée avec de l'amidon ou un réactif convenable avant l'introduction des collecteurs et écumants habituels utilisés pour la flottation des sulfures et arséniosulfures aurifères.

➤ *Flottation de l'or libre*

L'or libre ne flotte pas aussi rapidement que la plupart des sulfures et la durée du traitement devra être d'autant plus longue que le pourcentage de métal libéré est plus élevé.

Le sulfate de cuivre accélère sa flottation, en même temps que celle de la pyrite et du mispickel. En général, l'opération est faite en pulpe peu alcaline (pH : 7,0 à 7,5), en utilisant le carbonate de sodium comme régulateur d'alcalinité.

La combinaison des réactifs comprend généralement :

- un aéroflat liquide (20 à 100 [g/t]) ;
- un xanthate d'alcool supérieur (10 à 30 [g/t]) ;
- un dithiophosphate (10 à 20 [g/t]) ;
- de l'huile de pin (5 à 20 [g/t]) ;
- du sulfate de cuivre (50 à 150 [g/t]) ;

**IV.4.2.4 Hydrométallurgie : affinage avec le chlore [8] [12] [16] [26] [27]**

a) Présentation

Cette méthode a été mise au point pour rendre l'extraction d'or plus efficace et pour produire de l'or pur (>99 %). dans la norme environnementale.

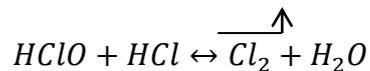
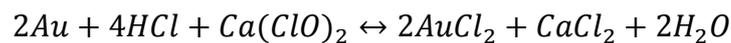
Généralement, la teneur du concentré doit être supérieure à 1000 [g/ t].

b) Principe

Les concentrés de gravimétrie sont lixiviés dans un mélange d'acide chlorhydrique dilué et d'agent de blanchiment dilué.

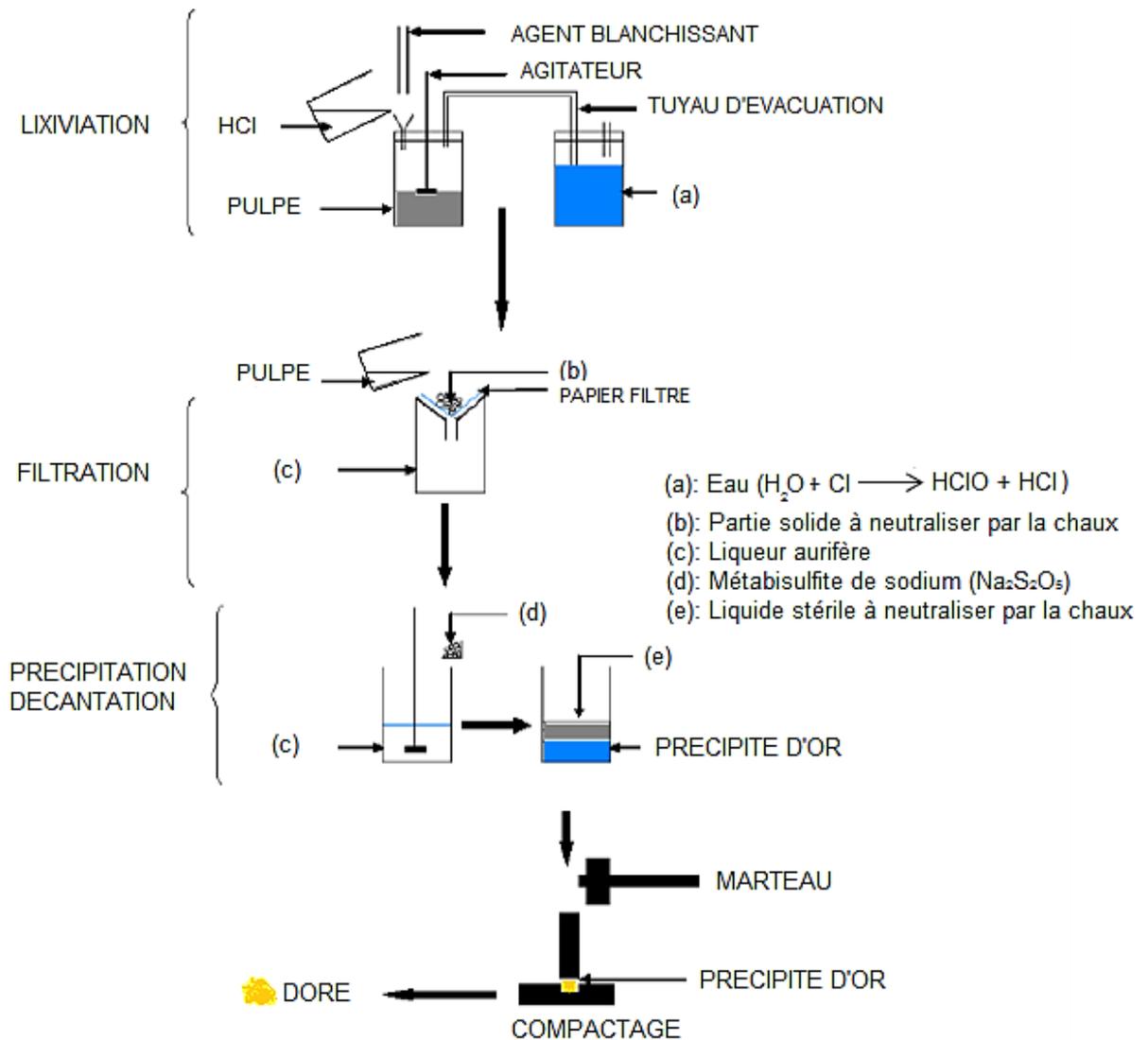
Après que les solides soient filtrés, à l'aide du papier filtre et neutralisés par la chaux, l'or sera précipité avec l'un des produits suivants: acide oxalique ; ferrosulfate ; métabisulfite de sodium ; nitrate de sodium ; zinc.

La réaction chimique qui se produit lors du mélange s'écrit alors:



Dans de bonnes conditions, des poudres d'or d'une pureté de 99 % peuvent être obtenues qui par la suite pourra être forgé en disque d'or par un simple martelage.

La figure suivante résume les principales opérations du traitement hydro-métallurgique.



**Fig. 4. 2: Flowsheet de l'hydrométallurgie de l'or** (Source : ROQUES E., Octobre 1956, «Métallurgie de l'Or », technique de l'ingénieur, 1ère édition)

#### IV.4.3 Choix et justification

Le sluice est un appareil facile à utiliser et qui permet d'obtenir un rendement élevé. Dans notre cas, nous l'avons choisi afin de permettre un bon débourbage et pour être ensuite amélioré avec une table vibrante.

Afin d'obtenir la qualité d'or reconnue dans le marché mondial, c'est-à-dire 24 carat, les méthodes gravimétriques ne sont pas suffisantes. Ainsi, des méthodes chimiques sont nécessaires, d'où l'utilisation de l'hydrométallurgie.

#### IV.5 Etapes d'exploitation

Le procédé d'extraction est une succession de tâches ou d'activités qu'il faut exécuter dans un ordre plus ou moins défini pour réaliser un travail comme l'exploitation minière. Ces différentes tâches sont appelées « opération minière ».

D'une manière générale, les principales tâches sont l'extraction, le transport, le stockage, le traitement et la vente.

L'organigramme suivant illustre la séquence des opérations à effectuer dans le cadre de l'exploitation du gisement, objet de notre étude.

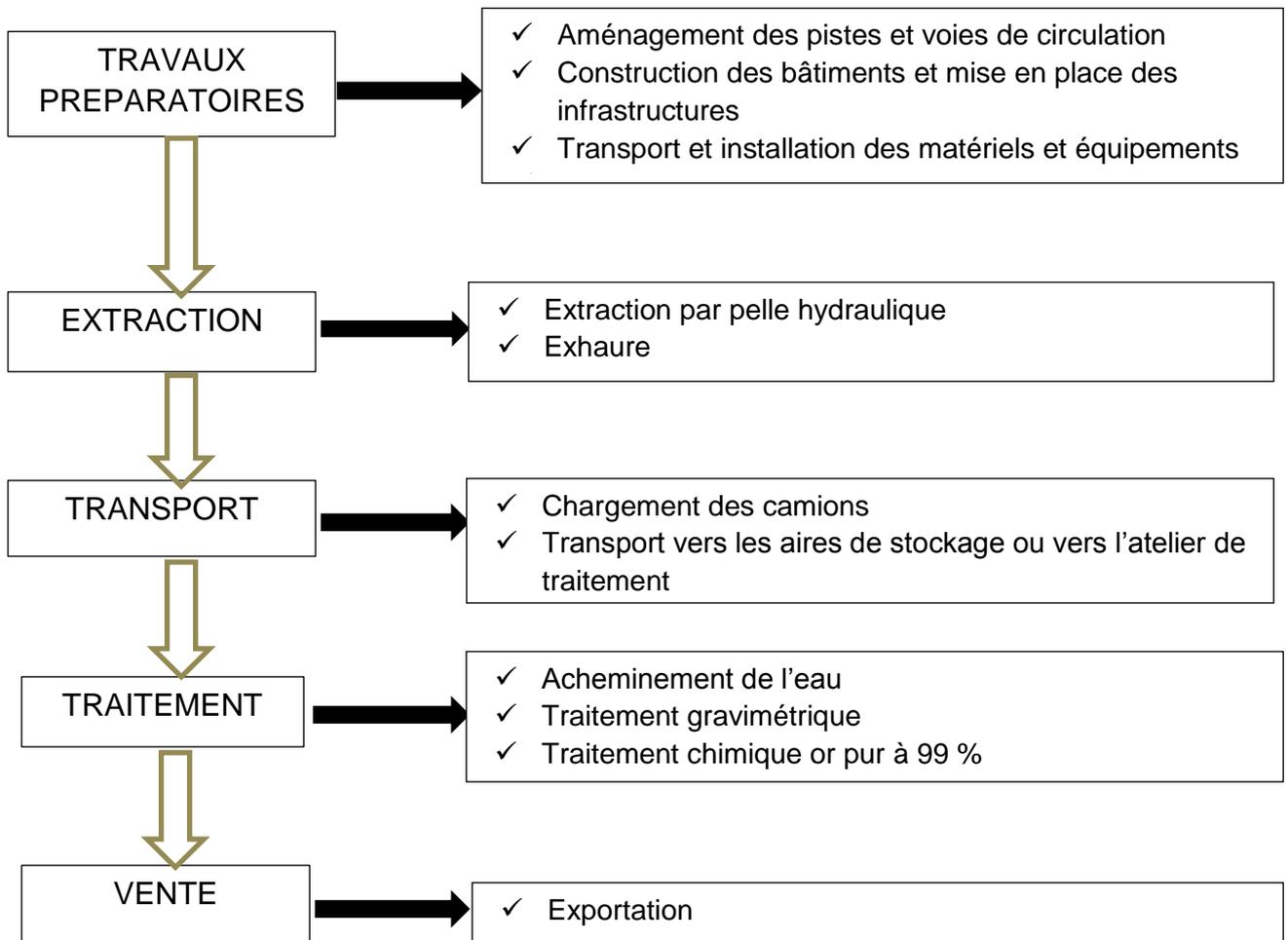


Fig. 4. 3: Schéma illustrant les différentes étapes d'exploitation de la mine

## IV.6 Moyen matériel et humain

### IV.6.1 Matériels d'exploitation

Les matériels nécessaires sont les matériels d'exploitation de la mine, les matériels de construction et de préparation du site, les matériels de traitement. Nous allons essayer de citer ci-dessous les principaux matériels. Leurs caractéristiques seront illustrées en annexe VI.

**IV.6.1.1. Matériels d'ouverture et de construction**

**Tableau 4. 2: Liste des matériels d'ouverture et de construction**

Désignation	Utilisation
Bureau administratif	-
Campement des cadres	Habitation
Logement du gardien	Habitation
Sanitaires	-
Garage et hangar pour engin roulant	-
Atelier mécanique	Stockage des outils mécaniques
Réservoirs d'eau et carburant	Stockage d'eau et carburant
Aires de lavage et entretien	-
Clôtures en bois	Protection contre les animaux sauvages et pour la sécurité
Tractopelle	Décapage de la couche à humus et terrain végétal
Motopompe	Evacuation ou amené d'eau
Compacteur tandems vibrant	Préparation des pistes
Puits d'eau	Puiser de l'eau

**IV.6.1.2. Matériels d'extraction**

**Tableau 4. 3: Liste des matériels d'extraction**

Désignation	Fonction principale
Pelle hydraulique	Extraction de minerai et stérile
Camion benne	Transport de minerai et stérile
Camion-citerne	Transport de carburant
Voiture 4x4 Pick up	Déplacement des cadres
Petits matériels	Divers

**IV.6.1.3. Matériels de traitement**

**Tableau 4. 4: Liste des matériels de traitement**

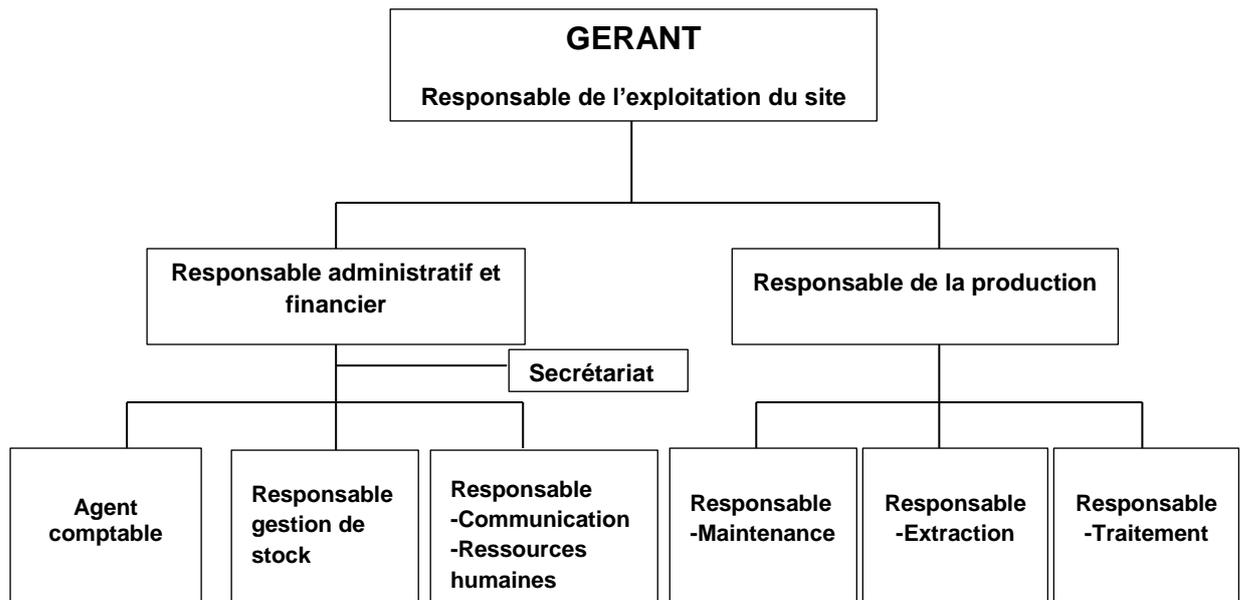
Désignation	Fonction principale
Sluice	Traitement gravimétrique, débouillage
Appareil hydro métallurgique	Traitement chimique
Table vibrante	Traitement gravimétrique
Petits matériels	

**IV.6.2 Ressources humaines**

**IV.6.2.1 Politique de recrutement**

En matière de politique de recrutement, nous optons autant que possible pour un recours à la population locale. Toutefois, comme les lycées techniques font défaut à Miandrivazo, la formation des nouveaux recrues est indispensable au bon fonctionnement de l'exploitation.

**IV.6.2.2 Organigramme du personnel**



**Fig. 4. 4: Organigramme du personnel**

**IV.6.2.3 Effectif du personnel**

**Tableau 4. 5: Postes de travail et responsables**

Volet	Poste	Effectif	Tâches	Profil
A D M I N I S T R A T I F  Et  F I N A N C I E R E	Secrétaire informaticienne	01	Responsable	Niveau baccalauréat Formation en secrétariat Expérience de 2 ans
	Responsable des ressources humaines et de la communication	01	Assure la paie, la gestion du personnel, la communication	Niveau bacc+4 en ressources humaines Aisance relationnelle Expérience 3 ans
	Agent comptable	01	Assure la gestion des comptes,	Niveau maîtrise en gestion, option finance et comptabilité Expérience 2 ans
	Responsable gestion de stock	01	Achats des matériels consommables, gestion des stocks	Niveau baccalauréat Expérience de 2 ans dans un poste similaire
	Gardiens	02	Assurent la sécurité du chantier	Jeune homme honnête
	Planton	02	Assurent la propreté et le nettoyage du bureau	Femme honnête et propre
	Cuisinière	02	Assure la restauration des cadres	Femme Sachant bien cuisiner
	Infirmière	01	Assure des soins en cas d'accidents	Niveau licence en paramédicaux

<b>P R O D U C T I O N</b>	Mécanicien	02	Assurent la maintenance, Réparation et entretien des engins roulants	Niveau baccalauréat Bonne connaissance en engin d'extraction
	Chauffeur	01	Conduit le véhicule 4x4	Niveau baccalauréat Permis de conduire complet
	Responsable traitement	01	Gère le traitement, participe au traitement gravimétrique	Niveau ingénieur Spécialité : Génie chimique/ Mines
	Responsable maintenance	01	Maintenance des outils de production	Niveau ingénieur Spécialité : génie industriel
	Manœuvre	27	Assurent le traitement gravimétrique et le traitement chimique	Jeunes hommes honnêtes et motivés
	Responsable extraction	01	Gère l'exploitation	Niveau ingénieur Spécialité : Mines
	Conducteur d'engin	06	Conduisent des engins roulants dont le chauffeur du camion-citerne	Niveau baccalauréat Permis de conduire complet
	Pointeur	01	Compte le nombre de cycles et assure la vitesse de l'exploitation	Niveau baccalauréat

En tout, le nombre du personnel serait de 54 dont 3 cadres.

#### IV.7 Poste de travail

Le travail est organisé en un seul poste par jour. La durée d'un poste est de 8 heures dont 7 heures de production au minimum et une heure de préparation (démarrage des machines, apprêt ou retard des ouvriers,...). Un intervalle de 2 heures est accordé à partir de midi pour la pause-déjeuner du personnel, ainsi que l'entretien journalier des matériels.

Ce poste est fonctionnel pendant 6 jours. Il dépend aussi bien des conditions météorologiques (saison de pluie, cataclysme naturel, ...) que de la conjoncture locale.

Durant l'année, il y aura :

$$\text{Jours de travail} = 6 \text{ jours} \times 4 \text{ semaines} \times 12 \text{ mois}$$

$$\text{Jours de travail} = 288 \text{ jours de travail}$$

Soit 2 016 heures de production annuelle.

## IV.8 Travaux préparatoires

Avant toute opération d'extraction, plusieurs tâches primordiales (appelées travaux préparatoires) doivent être exécutées. Parmi eux figurent l'aménagement des voies d'accès, l'exhaure, la construction et installation des bâtiments.

### IV.8.1 Aménagement des voies d'accès

L'aménagement des voies d'accès et voies de circulations permet la facilité de circulation pour le transport des matériaux et du personnel ainsi que l'entrée des engins d'extraction au site.

Du point de vue économique, il est mieux de laisser les pistes à l'état de terrassement.

Les distances séparant les deux zones à exploiter et la laverie/les verses sont en moyenne représentées dans le tableau suivant. Notons tout de même que cela varie en fonction de l'avancement de l'exploitation :

**Tableau 4. 6: Distances séparant les zones de travail**

	Zone 1	Zone 2
Laverie	855	846
Verses	990	981

(Source : Auteur)

En somme, il y aura 2 749 [m] à aménager, le plan de masse de la mine sera illustré ultérieurement.

Pour permettre l'exécution de ces travaux, il faut un compacteur tandems vibrant CP-CS533E et un tractopelle 438D. Ce dernier sera également utilisé lors de la découverte du gisement.

### IV.8.2 Construction et installation

Il faut installer entre autre les bâtiments d'habitations, les bâtiments administratifs, les hangars, les clôtures, les réservoirs d'eau et de gasoil, les lignes téléphoniques et câbles électriques, les tuyauteries.

Il y a également le transport et l'installation des matériels et équipements nécessaires, qui sont l'unité de traitement, les engins de chantier, les équipements de l'atelier (poste de soudures, compresseurs,...) et la motopompe.

### IV.8.3 Exhaure

Il va falloir procéder à l'exhaure, c'est-à-dire, le dessèchement et la déviation des cours d'eau sur le site. Pour notre cas, compte tenu des caractéristiques des cours d'eau existants (débit faible et cours d'eau non permanent), les motopompes sont bien adaptées pour leur séchage.

### IV.8.4 Découverte

Il s'agit du défrichage des matières végétales qui était très important (secteur d'une superficie d'environ 43 126 [m<sup>2</sup>] et 52 850 [m<sup>2</sup>]) et du décapage des morts terrains (environ 1,78 [m] d'épaisseur moyenne) sur la partie à exploiter. Il est à noter que les opérations de décapage des matériaux de découverte seront réalisées de manière successive et seront limitées aux stricts besoins de l'exploitation. Les terres de découverte seront stockées en merlon sur le flanc Ouest de la mine de façon à ne pas perturber l'environnement et à faciliter la remise en état du site.

Enfin, pour bien illustrer les travaux, voici le plan de masse de la mine

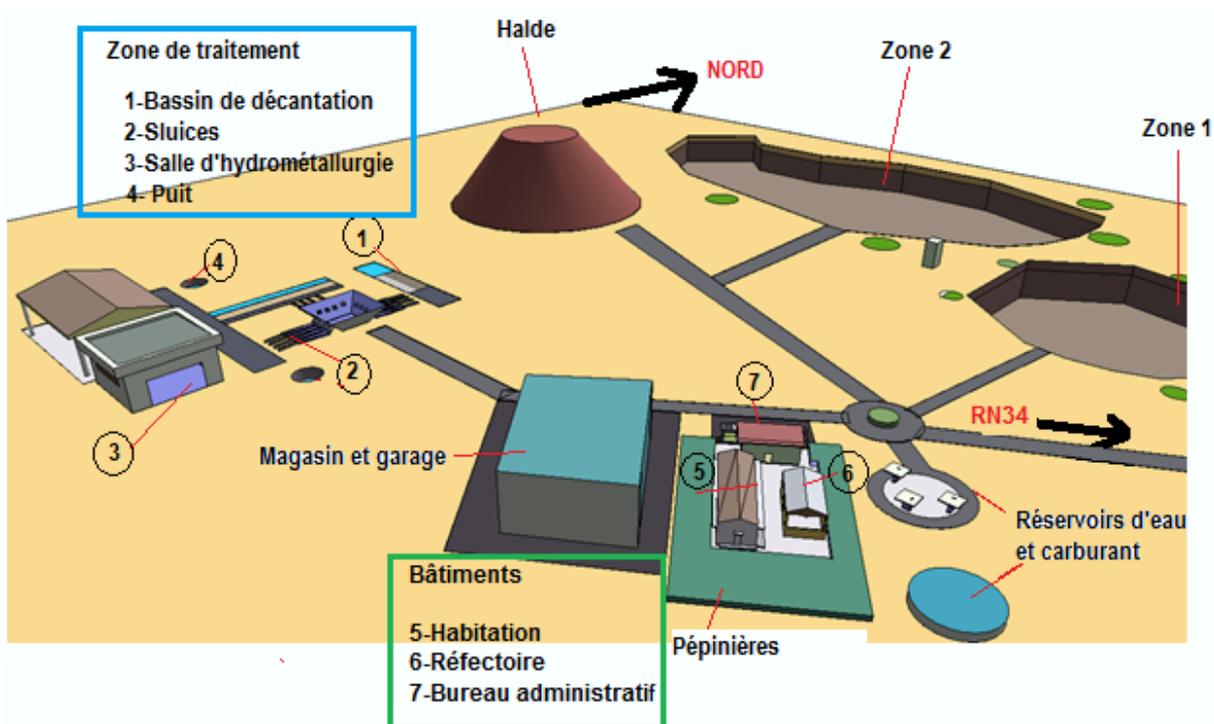


Fig. 4. 5: Plan de masse du site d'exploitation

### IV.9 Rythme de production

Le rythme de production dépend entre autres des facteurs suivants :

- la quantité de la réserve possible ;

- le débouché des produits finis, c'est-à-dire l'étude de marché (quantité et prix) ;
- la capacité et la performance des matériels utilisés ;
- le nombre des ouvriers et mains d'œuvres.

#### **IV.9.1 Définitions [7] [17]**

D'une manière générale, la production est mesurée par la quantité des matériaux manipulés par la machine pour le nombre de cycles de travail que celle-ci peut effectuer en un temps donné.

De notre côté, il est préférable de procéder à une exploitation successive des deux zones.

Voici quelques définitions sommaires de certains paramètres spécifiques forts utiles non seulement pour la détermination de la production d'une machine en général, mais aussi pour le calcul du nombre de ces machines nécessaires pour l'accomplissement des travaux.

#### **Disponibilité**

C'est le rapport du temps disponible, c'est à dire pendant lequel la machine peut effectivement travailler au temps total théorique (par exemple 8 heures dans un poste), la différence entre les deux étant le temps passé en entretien et arrêts pour pannes.

$$D = \frac{T_d}{T_t}$$

Avec  $T_d = T_t - T_{aep}$

Où D : disponibilité

$T_t$  : temps théorique

$T_d$  : temps disponible

$T_{aep}$  : temps d'arrêts pour entretien et pannes

#### **Utilisation**

C'est le rapport du temps effectif de travail au temps disponible, la différence entre les deux étant les temps d'arrêts au chantier.

$$U = \frac{T_u}{T_d}$$

Où  $T_u$  : temps utile

### **Taux de marche**

C'est le produit de la disponibilité par l'utilisation

$$k_m = D \times U$$

### **IV.9.2 Abattage, chargement et transport**

Pour l'exploitation minière à ciel ouvert, la manutention des roches tient une grande place aussi bien dans le processus d'exploitation que sur le plan d'organisation de travail.

Le choix des matériels du chantier est plus délicat et dépend de plusieurs facteurs, que ce soit sur le plan technique, économique, ou sur le plan d'organisation du travail.

Le critère primordial c'est que l'équipement choisi s'adapte aisément à la nature du matériau à manipuler, et qu'il pourra assurer le rythme de la production journalière. Ainsi, il doit être apte aux conditions de chantier (pente, adhérence et portance du sol) et répond bien aux critères de plus bas prix de revient des matériels.

Cependant, le choix définitif ne pourra être pris qu'après une étude comparative détaillée de différents modèles en s'appuyant sur :

- les caractéristiques de l'engin ;
- la durée du cycle de travail ;
- le rendement requis par cycle ;
- le coefficient d'utilisation de l'engin.

#### **IV.9.2.1 Abattage et chargement**

L'opération d'abattage consiste à enlever les matériaux de la couche encaissante. Tandis que le chargement consiste à embarquer ces matériaux abattus dans l'engin de transport afin de les transporter vers le traitement ou vers le dépôt. Pour notre cas, étant donné la nature des matériaux, on va utiliser le même engin pour l'abattage et le chargement.

##### **a) Engin à utiliser**

Nous allons choisir la pelle hydraulique CAT 320-128HP montée sur chenille avec un godet travaillant en rétro comme engin d'extraction et de chargement. Les avantages de l'utilisation de cet engin sont tels qu'il peut travailler en chargeur, en rétro et en

benne en remplaçant son godet. En utilisant les formules mentionnées dans le sous-paragraphe III.9.1 les principaux paramètres de l'engin à utiliser sont :

- disponibilité : 87,5 % ;
- utilisation : 84 % avec un temps de travail de 50 [mn] ;
- volume du godet : 1 [m<sup>3</sup>] ;
- taux de marche km = 73,5 %.

**b) Cycle de travail d'abattage et de chargement**

Le cycle de travail d'abattage et de chargement comprend les phases suivantes :

- temps d'excavation  $t_1$
- durée du mouvement du bras chargé vers le camion à charger, pendant  $t_2$  ;
- durée du déversement du matériau, pendant  $t_3$  ;
- durée du mouvement du bras vide vers le tas, pendant  $t_4$ .

La durée de ces opérations constitue la durée d'un cycle de la pelle  $T_p$ .

$$T_p = t_1 + t_2 + t_3 + t_4$$

La production de la pelle vaut donc :

$$P_p = \frac{(C_g \times n \times k_{rp} \times k_m)}{k_f}$$

- Avec
- $C_g$  : capacité du godet [m<sup>3</sup>] ;
  - $n$  : nombre de cycles par heure  $n = 3600/T_p$  ;
  - $k_{rp}$  : coefficient de remplissage du godet = 85 % ;
  - $k_f$  : coefficient de foisonnement = 1,3 ;
  - $k_m$  : taux de marche ;

D'après des données pratiques, avec une rotation de 90°, la durée d'un cycle est de 30 [s]

D'où notre production serait de :

$$P_p = \frac{(1 \times \frac{3600}{30} \times 0,85 \times 0,735)}{1,3} = 57,66 \text{ [m}^3/\text{h]}$$

**IV.9.2.2 Transport**

Cette opération consiste à transporter les matériaux abattus vers l'installation de traitement ou encore amener les stériles vers les verses.

a) Engin à utiliser

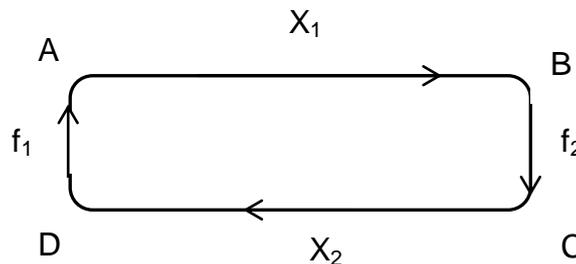
Après l'étude comparative, aussi bien du point de vue technique qu'au point de vue économique, il y a intérêt d'acheter des camions neufs. Cette option offre un bon rendement, permet d'éviter les pannes dues à l'ancienneté, et présente l'avantage d'une réutilisation dans le futur.

Ainsi, on va employer un camion benne basculante de capacité 19 tonnes, tant par sa tenue sur terrain accidenté que par sa capacité de chargement, sa puissance de traction en rampe et sa vitesse de déplacement. Il est le mieux adapté pour notre gisement. Les deux puissants vérins hydrauliques qui amènent la benne en quelques secondes à un angle de 70° avec l'horizontale assurent le vidage total et instantané des déblais.

b) Cycle de travail de transport

Le cycle du camion est défini comme le tour effectué par un camion pendant un voyage. La durée d'un cycle varie en fonction du trajet parcouru

➤ Schéma du trajet de l'engin de transport



Avec  $X_1$  : Parcours aller en charge : A vers B durant  $t_{v1}$  ;  
 $f_2$  : manœuvre et déchargement : B vers C durant  $t_{f2}$  ;  
 $X_2$  : Parcours retour à vide : C vers D pendant une durée de  $t_{v2}$  ;  
 $f_1$  : manœuvre et chargement : D vers A durant  $t_{f1}$  ;  
 A et D : au point d'abattage ;  
 B et C : à l'endroit de déchargement.

c) Durée d'un cycle

Notons

$T_v [s] = t_{v1} + t_{v2}$  : temps variable qui est fonction de l'évolution de travaux ;

$T_f [s] = t_{f1} + t_{f2}$  : temps fixe qui est considéré comme constante.

La durée du cycle T est :  $T_c [s] = T_v + T_f$

D'où le nombre de cycles d'un camion par heure :

$$n = \frac{3600}{T_c}$$

d) Application numérique

Compte tenu des approches pratiques et de notre cas proprement dit, nous adoptons les valeurs suivantes pour les paramètres ci-après.

- la vitesse moyenne à vide est de  $V_v=30$  [km/h] et celle à charge de  $V_c=20$  [km/h] ;
- le temps de déchargement est de  $t_d= 60$  [s] ;
- le temps de manœuvre est de  $t_m= 80$  [s] ;
- le coefficient de remplissage utilisé est de  $k_{rc} = 0,85$  ;

La capacité volumétrique de notre camion benne vaut alors:

$$C_v = \frac{C_m}{\rho} \times k_{rc} = \frac{19}{1,76} \times 0,85 = 9,18 [m^3]$$

Avec  $C_m$  : la capacité massique ou charge utile du camion en tonnes.

$\rho$  : Masse volumique de la couche en  $[t/m^3] = 1,76$

➤ **Pour la zone 1**

La distance moyenne parcourue par le camion lors du transport des stériles et des minerais vaut  $L_1= 937,5$  [m].

- ✓ Temps de chargement  $t_c$

Le temps de chargement est la durée pendant laquelle la pelle hydraulique remplit le camion-benne.

- ✓ Nombre de godets nécessaire

$$n_g = \frac{C_v}{k_{rp} \times C_g \times k_f} \quad n_g = \frac{9,18}{0,85 \times 1 \times 1,3} = 8,3 \quad n_g \approx 9$$

- ✓ Durée

$$t_c = T_c \times n_g \quad t_c = 30 \times 9 \quad t_c = 270 [s]$$

- ✓ Durée de parcours : en charge  $t_{pc}$

$$t_{pc} = \frac{L_1 \times k_v \times 3600}{V_c}$$

Avec  $L_1$  est le trajet en [km]

$k_v = 1,1$  coefficient qui tient compte du changement de vitesse ou de rétrogradation.

$$t_{pc} = \frac{0,9375 \times 1,1 \times 3600}{20} \approx 186 \text{ [s]}$$

✓ Durée de parcours à vide  $t_{pv}$

$$t_{pv} = \frac{L_1 \times k_v \times 3600}{V_v} = \frac{0,9375 \times 1,1 \times 3600}{30} \approx 124 \text{ [s]}$$

✓ Temps de cycle du camion

$$T_c = T_f + T_v$$

• Temps fixes

$$T_f = t_c + t_d + t_m + t_m = 270 + 60 + 80 + 80 = 490 \text{ [s]}$$

• Temps variable

$$T_v = t_{pc} + t_{pv} = 124 + 186 = 310 \text{ [s]}$$

• Temps de cycle

$$T_c = 310 + 490 = 800 \text{ [s]} \approx 15 \text{ [mn]}$$

Nous allons poursuivre les calculs avec la durée de 15 minutes par cycle.

✓ Nombre de cycles

$$n = \frac{3600}{T_c} = \frac{3600}{900} = 4$$

✓ Rendement volumétrique des camions travaillant dans la zone 1

$$R'_1 = \frac{n \times C_v}{k_f} = \frac{4 \times 9,18}{1,3} = 28,25 \text{ [m}^3\text{]}$$

✓ Nombre de camions nécessaires

$$n_c = \frac{P_p}{R_1} = \frac{57,66}{28,25} = 2,04$$

Imposons le nombre de camions à 2 camions bennes,

Le rendement volumétrique horaire définitif vaut :

$$R_1 = \frac{2 \times 4 \times 9,18}{1,3} = 56,49 \text{ [m}^3\text{/h]}$$

Le rendement de la pelle doit être alors égal au rendement des camions-bennes :  
Soit 8 godets de 0,85 et 1 godet rempli à 0,26. Equivaut à 56,49 [m<sup>3</sup>].

### ➤ **Pour la zone 2**

La distance moyenne parcourue par le camion lors du transport des stériles et des minerais vaut  $L_2 = 913,5 \text{ [m]}$ .

- ✓ Temps de chargement  $t_c$

Il est le même que dans le cas précédent puisque les pelles sont les identiques, donc il vaut 330 [s].

- ✓ Durée de parcours : en charge  $t_{pc}$

$$t_{pc} = \frac{L_2 \times k_v \times 3600}{V_c}$$

Avec  $L_2$  est le trajet en [km]

$k_v = 1,1$  coefficient qui tient compte du changement de vitesse ou de rétrogradation.

$$t_{pc} = \frac{0,9135 \times 1,1 \times 3600}{20} \quad t_{pc} \approx 181 \text{ [s]}$$

- ✓ Durée de parcours à vide  $t_{pv}$

$$t_{pv} = \frac{L_1 \times k_v \times 3600}{V_v} = \frac{0,9375 \times 1,1 \times 3600}{30} \quad \approx 121 \text{ [s]}$$

- ✓ Temps de cycle du camion

$$T_c = T_f + T_v$$

- Temps fixes

$$T_f = t_c + t_d + t_m + t_m = 270 + 60 + 80 + 80 = 490 \text{ [s]}$$

- Temps variable

$$T_v = t_{pc} + t_{pv} = 121 + 181 = 302 \text{ [s]}$$

- Temps de cycle

$$T_c = 302 + 490 = 802 \text{ [s]} \quad \approx 15 \text{ [mn]}$$

Comme précédemment, nous allons poursuivre les calculs avec la durée de 15 minutes par cycle.

- ✓ Nombre de cycles

$$n = \frac{3600}{T_c} = \frac{3600}{900} = 4$$

- ✓ Rendement volumétrique horaire des camions travaillant dans la zone 2

Ce rendement est aussi égal tant dans la zone 1 que dans la zone 2, à :

$$R = R_1 = R_2 = 28,25 \text{ [m}^3\text{]}$$

- ✓ Nombre de camions nécessaires

Ce nombre est ici égal à 2 et le rendement volumétrique horaire est de 56,49 [m<sup>3</sup>].

e) Vérification [17]

Les engins de transport assurent la production, la chargeuse qui les charge participe à celle-ci mais à titre indispensable. Dans cet esprit, le but recherché étant une immobilisation minimum de l'engin de transport, il faut limiter ses temps d'attente. La taille des chargeuses devra être définie de telle façon que :

$$t_c \times n < T_c$$

En effet, si  $t_c \times n > T_c$  l'efficacité de la chargeuse influera à 100 % sur la production. Par contre, si  $t_c \times n \leq T_c$ , l'efficacité de la chargeuse pourrait être respectée sans influence pour la production totale puisque dans ce cas c'est la chargeuse qui attend les engins de transport et non l'inverse.

$$t_c \times n = 270 \times 2 = 540 [s]$$

Et  $T_c$  vaut 900 [s]

D'où, l'inégalité est vérifiée.

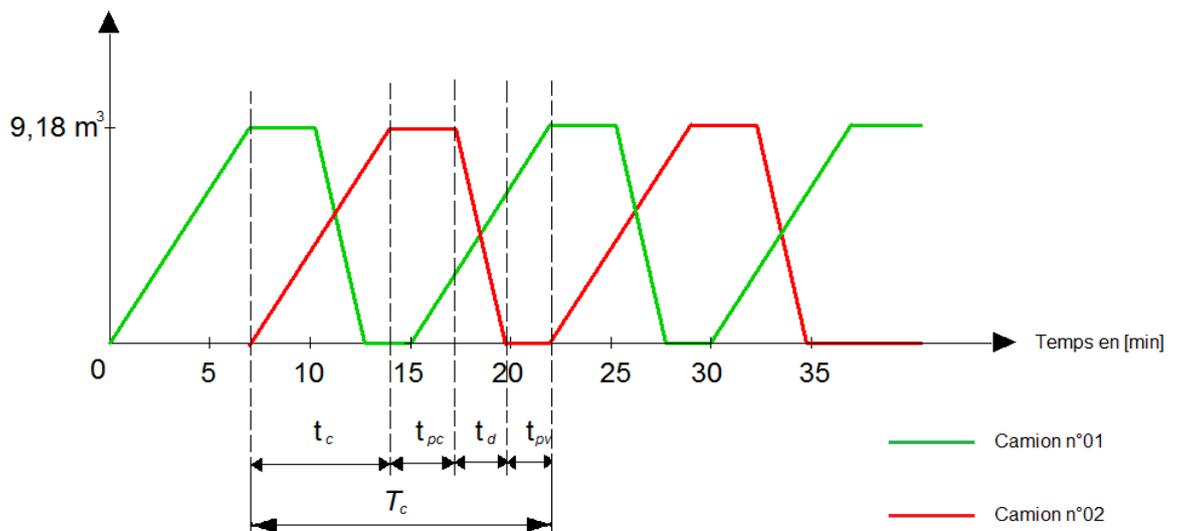
$$t_c \times n < T_c$$

**IV.9.3 Récapitulation**

En tout, on va utiliser un engin de chargement et deux camions-bennes pour le transport.

**IV.9.3.1 Harmonogramme de transport**

Pour une bonne compréhension, nous présentons ci-dessous l'harmonogramme de transport :



**Fig. 4. 6: Harmonogramme de transport**

#### IV.9.3.2 Tableau récapitulatif

Ci-dessous le tableau récapitulant les résultats sus-cités :

**Tableau 4. 7: Tableau récapitulatif**

Chargement $t_c$	Capacité du godet	1 [m <sup>3</sup> ]	
	Coefficient de remplissage du godet	0,85	
	Nombre de cycles de godet pour remplir un camion	11	
	Durée d'un cycle de godet	30 [s]	
	Durée totale de chargement	<b>270 [s]</b>	
Manœuvre du camion avant le chargement		80 [s]	
Déchargement $t_d$		60 [s]	
Manœuvre du camion avant le déchargement		80 [s]	
Temps fixe $T_f$		<b>180 [s]</b>	
Aller en charge $t_{pc}$ Zone 1/ Zone 2		186 [s]	181 [s]
Retour à vide $t_{pv}$ Zone 1/ Zone 2		124 [s]	121 [s]
Temps variable $T_v$		<b>310 [s]</b>	<b>302 [s]</b>
Durée d'un cycle de transport		$\approx$ 900 [s] $\approx$ 15 [mn]	
Nombre de cycles	Par heure	4	
	Par jour	28	
Cubature de camion	Par cycle	9,18 [m <sup>3</sup> ]	
Rendement	Par cycle	7,06 [m <sup>3</sup> ]	

#### IV.9.3.3 Rendements volumétriques

- le rendement volumétrique horaire vaut  $R_h = 56,49 [m^3]$  ;
- le rendement journalier vaut  $R_j = 395,43 [m^3]$  ;
- le rendement hebdomadaire est de  $R_s = 2\,372,58 [m^3]$  ;
- le rendement mensuel est de  $R_m = 9\,490,32 [m^3]$  ;
- le rendement annuel est de  $R_a = 113\,883,84 [m^3]$ .

#### IV.9.4 Vitesse d'exploitation

On va exploiter la zone 1 en premier lieu ; ensuite viendra l'exploitation de la zone 2. Adoptons en première étape une vitesse de démarrage avec la production d'or de 40%. Elle sera augmentée jusqu'à 50 % pour la vitesse de croisière. Cela indique que 50 % de l'exploitation sera constitué par le décapage et 50 % ceux de l'extraction.

Lorsque les stériles seront décapés totalement, il ne reste que les minerais, ce qui rendra la production d'or de 100 %.

Les calculs qui vont suivre seront basés à partir de la production maximale de 100%, soit avec le rendement de transport journalier de 395,43 [m<sup>3</sup>] de minerai d'or.

#### IV.10 Travaux de traitement

Afin d'avoir recours à une bonne qualité et éviter les pertes, on va procéder aux traitements physiques et chimiques.

##### IV.10.1 Traitement gravimétrique

##### IV.10.1.1 Utilisation du sluice

###### a) Caractéristiques physiques du sluice

La viabilité de l'exploitation dépend aussi de la méthode du traitement des tout-venants. En sachant que nous avons une teneur moyenne de 1,07 [g/t], il faut donc éliminer plus de boues avant d'obtenir le pré-concentré. Comme notre rendement volumétrique horaire vaut  $R_h=56,49 \text{ [m}^3\text{]}$ , soit  $R_j=395,43 \text{ [m}^3\text{/j]}$  le nombre et les caractéristiques des sluices utilisés devront s'accommoder à cette production.

Pour cela, utilisons des sluices-box de rendement massique de  $C_{\text{sluice}}=11 \text{ [t/m}^2\text{/jour]}$ .

Supposons qu'il y a  $n_{\text{sluice}} = 12$  sluices de largeur  $l_s = 0,7 \text{ [m]}$  ; sa longueur  $L_s$  vaut alors :

$$L_s = \frac{R_j * \rho}{n_{\text{sluice}} * l_{\text{sluice}} * C_{\text{sluice}}} = \frac{395,43 * 1,76}{12 * 0,7 * 11} \approx 7,5 \text{ [m]}$$

Ainsi donc, les caractéristiques de notre sluice seront citées dans le tableau ci-dessous:

**Tableau 4. 8: Caractéristiques techniques du sluice**

Paramètres	Valeur	Interprétation
Pente	5°	Une pente faible permet d'avoir une bonne récupération allant jusqu'à 80 %.
Ouverture du tamis	0,5 [mm]	Les couches aurifères sont des particules fines.
Capacité sluice	11 [t/m <sup>2</sup> /jour]	Le rendement journalier est de 58 [t] par sluice.
Débit de l'eau	13 [l/min]	6 240 [l] est le débit d'eau nécessaire par jour et par sluice.

###### b) Masse d'or récupérée

Avec le taux de récupération de 80 %, on aura comme masse d'or récupérée de

$$m_{or} = \text{réserves} * 0.8 \quad m_{or} = 412\,601 * 0.8 \quad m_{or} = 330\,081 \text{ [g]}$$

###### c) Masse de la pulpe

Après débouillage au sluice, les minerais deviennent plus concentrés, donc supposons qu'après bon lavage on obtient la teneur de : 1000 [g d'or /t].

La masse des matières solides totale dans la pulpe obtenue sera de :

$$m_s = \frac{m_{Or}}{t} \qquad m_s = \frac{330\,081}{1000} \qquad m_s = 330,08 [t] \approx 330 [t]$$

Avant de passer sur la table vibrante, notre pulpe doit avoir une teneur en eau de 75%.

#### IV.10.1.2 Utilisation de la table vibrante

Afin d'avoir une bonne concentration de l'or et faciliter sa récupération chimique, on va procéder à la récupération par table vibrante des pré-concentrés issus du sluice. Pour pouvoir le faire, on va utiliser la table vibrante conçue par ANDRIARINAIVO R. M.

##### a) Caractéristiques techniques

Les caractéristiques techniques de cet appareil sont représentées dans le tableau suivant :

**Tableau 4. 9: Caractéristiques techniques de la table vibrante**

Paramètres	Valeur
Pente	5°
Rendement $R_{table}$	85 %
Capacité	420 [kg/jour]
Débit de l'eau	13 [l/min]

##### b) Nombre de tables vibrantes nécessaires

Le tonnage à traiter par jour est de :

$$t_{\text{à traiter}} = \frac{n_s \times C_s \times m_{\text{solide}}}{V_m \times \rho} = \frac{12 \times 58 \times 330}{212\,953 \times 1,76} = 0,612 [t]$$

Avec :

$n_s$  : nombre de sluices ;

$C_s$  : Capacité de sluice par jour =  $11 \times 0,7 \times 7,5 = 58 [t/j]$  ;

$V_m$  : volume total de minerai.

Afin de s'aménager au rendement du sluice, le nombre de tables vibrantes nécessaires est de :

$$n = \frac{t_{\text{à traiter}}}{C_{table}} \qquad n = \frac{612}{420} = 1,45 \qquad n = 2$$

#### IV.10.2 Traitement chimique : Hydrométallurgie par chloruration

A l'issue de la table vibrante, notre pré-concentré aura une teneur de  $t_h = 75\%$  d'or mélangé avec d'autres particules. L'affinage hydro-métallurgique consiste à affiner l'or pour obtenir la qualité de 24 carats commercialisable sur le marché mondial.

La masse du produit obtenue de la table sera de :

$$m_{table} = \frac{t_{\text{à traiter}} \times t \times R_{table}}{t_h} = \frac{0,612 \times 1000 \times 0,85}{0,75} = 693,9 \text{ [g/jour]}$$

Avec  $t = 1000$  [g/t], sachant qu'à l'entrée de la table, notre pré-concentré doit avoir cette teneur.

Ici, on va adopter l'appareil hydro-métallurgique réalisé par SOLONIAINA F.

##### IV.10.2.1 Caractéristiques techniques de l'appareil

Les réactifs utilisés sont :

- Acide chlorhydrique HCl à raison de 350 [ml];
- Hypochlorite de sodium NaClO à raison de 105 [ml] ;
- Métabisulfite de sodium  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ , 1,8 [g/g d'or].

Le rendement de l'appareil est de  $R_{\text{chimique}} = 87,4\%$  avec un or pur à 99,5 %.

##### IV.10.2.2 Différentes étapes

Ce traitement se déroule après le traitement à la table puisqu'on a besoin d'environ un kilogramme de pré-concentré.

Le tableau ci-dessous décrit les étapes à suivre :

**Tableau 4. 10: Durée et détails des tâches à exercer**

Opération	Préparation produits et matériel	Première phase de lixiviation	Deuxième phase de lixiviation	Première Filtration	Précipitation	Deuxième Filtration
Durée	20 [min]	10 [min]	300 [min]	10 [min]	240 [min]	20 [min]
Détails des opérations	-Montage de l'ensemble de l'équipement -Préparation de HCl dilué et NaClO dilué	-Introduction de réactifs et sable noir -Démarrage de foulonnage -Addition de NaClO par minute	-Addition de NaClO tous les 20 minutes	-Séparer sable et liquide de chlorure d'or après évacuation du gaz chlore	-Introduction chlorure d'or et méta bisulfite de potassium -Démarrage de foulonnage	-Séparer l'or métallique et liquide

Le travail se termine par le compactage de l'or pour obtenir l'or pur à 99,5 %.

##### IV.10.2.3 Masse du produit fini

Après toutes ces opérations, la masse totale du produit fini est de :

$$m_{\text{fini}} = r_{\text{és}} * R_{\text{chimique}} * R_{\text{table}} * R_{\text{stuiice}}$$

$$m_{fini} = 412\,601 * 0,874 * 0,85 * 0,8$$

$$m_{fini} = 245\,217 [g]$$

La quantité journalière de la production moyenne est de :

$$Q = m_{table} * R_{chimique} * C_t$$

$$Q = 693,9 * 0,874 * 0,75$$

$$Q=454,86 [g/jr]$$

Ainsi donc, le flowsheet ci- dessous résume notre système de traitement d'or.

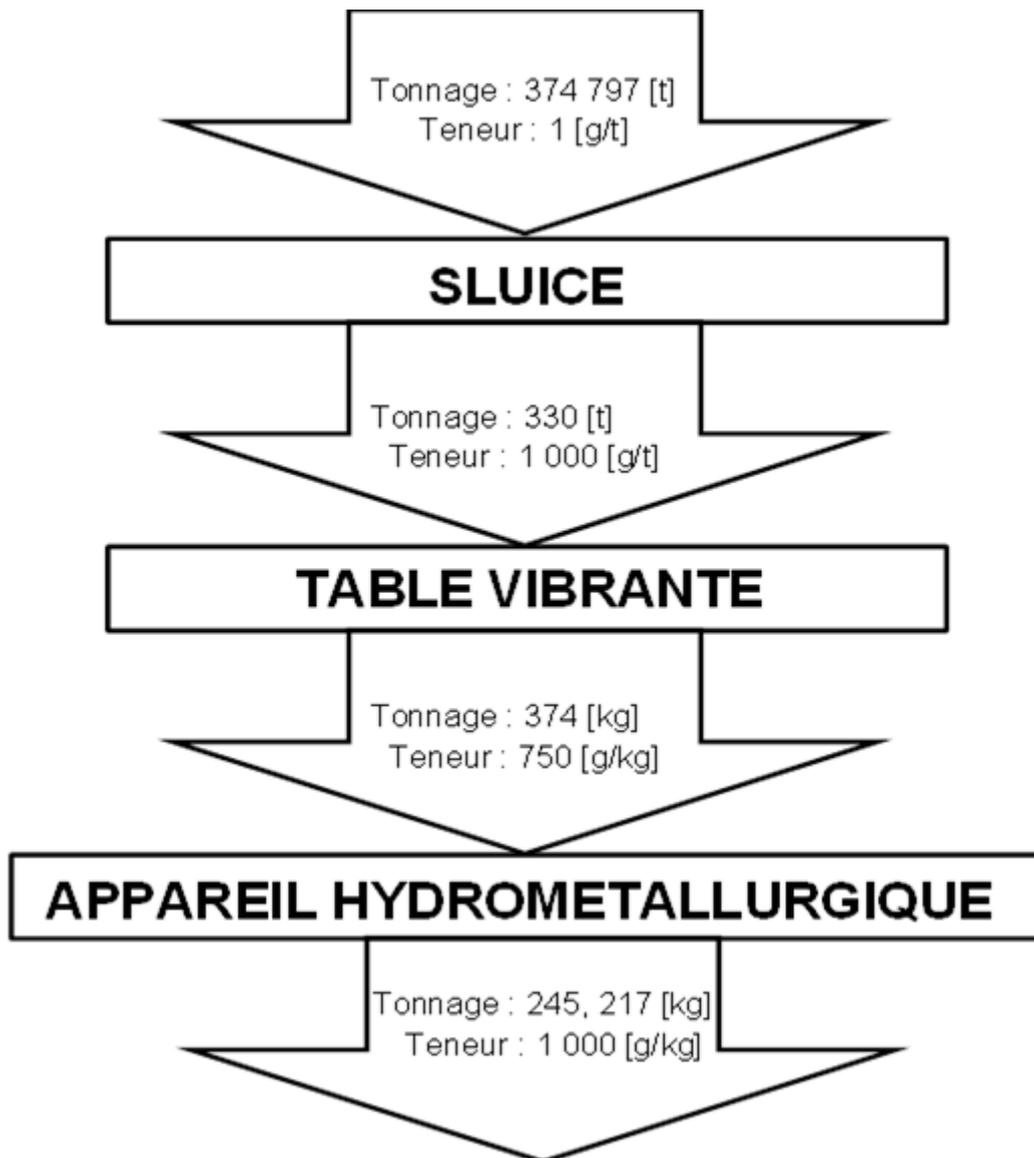


Tableau 4. 11: Schéma de traitement de l'or

#### IV.11 Travaux auxiliaires

##### IV.11.1 *Entretien et maintenance des matériels d'exploitation*

Les travaux de maintenance et d'entretien assurent le bon fonctionnement des matériels afin de réduire les risques de perturbation de l'organisation du chantier ou de panne.

La maintenance est l'ensemble des actions permettant de maintenir ou de rétablir un bien dans un état de fonctionnement. Quant à l'entretien, il représente l'ensemble des travaux ayant pour but de maintenir dans leur état initial des ouvrages ou équipements existants sans changer leurs usages ou leurs fonctions. Malgré une opposition de sens entre les deux termes, ils sont inséparables.

Ci-dessous, le tableau récapitulant les principales tâches lors des entretiens

**Tableau 4. 12: Type d'entretien**

<b>Période</b>	<b>Entretien</b>	<b>Matériels</b>
<b>Journalière</b>	- soufflage des filtres ; - remplissage d'huile ; - adduction d'huile vérin ; - graissage (godet) ; - nettoyage des appareils de traitement.	Camion, pelle, bull, matériels de traitement, motopompe.
<b>Hebdomadaire</b>	- graissage complet ; - soufflage du radiateur ; - réfrigérant d'huile ; - lavage.	Camion, pelle, bull, matériels de traitement, motopompe.
<b>toutes les 80 heures</b>	- entretien général: remplacement des pièces d'usure, vidange, vérification des moteurs, graissage ; - vidange du moteur et le remplissage d'huile.	Pelle, camion, bull
<b>toutes les 1000 heures de travail</b>	- entretien général de l'ensemble du système de lavage ; - entretiens généraux des engins : vidange du moteur, de la boîte de vitesse, du pont et du réservoir. - changement des filtres et des pièces d'usure.	Matériels de traitement et tous les engins

#### **IV.11.2 Entretien des pistes**

L'entretien des pistes est indispensable pour assurer la circulation des engins et la préservation de l'environnement. Pour ce faire, ces pistes sont revêtues avec des matériaux calibrés comme le sable, puis compactés et arrosés d'une façon régulière.

Les matériels nécessaires sont :

- un compacteur de type CP-CS533E ;
- un camion-citerne arroseur JE 13 de capacité 10 [m<sup>3</sup>].

Ce dernier assure également l'alimentation en eau du chantier en puisant l'eau de rivière (Mahajilo) qui est à 2500 [m] du site.

### **IV.11.3      *Pompage de l'eau***

Mise à part l'eau nécessaire à la vie quotidienne, pour l'arrosage et le lavage, le système de traitement requiert beaucoup d'eau. Sa quantité est en moyenne de 182 litres par minute, ce qui équivaut à 76,5 [m<sup>3</sup>/j].

Pour pouvoir assurer la ressource en eau, des puits seront créés pour aspirer de l'eau à l'aide des motopompes, le recyclage de l'eau à l'aide du système de décantation de particules est prévu.

Le camion-citerne sus-mentionné contribuera également à faciliter l'approvisionnement en eau.

### **IV.11.4      *Sécurité dans la mine***

Les flux des engins de travaux présentent un risque relativement élevé d'accident de circulation lors d'une exploitation de mine. Il s'avère ainsi nécessaire d'installer une bonne signalisation à travers des panneaux d'indication et des balises au bord des pistes.

De même, le port de casques et habits de protection à l'intérieur de la zone d'exploitation est à recommander au personnel et aux ouvriers.

## **IV.12 Ordonnancement des tâches [10]**

### **IV.12.1      *Introduction***

L'ordonnancement des travaux dans l'exploitation minière consiste à planifier les différentes opérations y afférentes. Planifier l'exploitation d'une mine demeure une tâche très complexe visant à assurer la sécurité, l'efficacité et la rentabilité de l'extraction du minerai.

Ces différentes tâches mettent en jeu des capitaux, des matériaux, des matériels, et des hommes de spécialités et de compétences diverses.

En effet, la planification permet d'établir un emploi du temps bien organisé pour chaque tâche. Ce, en vue de coordonner les différentes opérations et d'apercevoir en temps opportun les retards prévisibles. Deux contraintes principales pèsent sur la gestion d'une exploitation, à savoir la maîtrise des coûts et la maîtrise des délais. Les outils présentés ici permettent au chef d'exploitation de visualiser ces contraintes sur des graphiques adaptés.

## IV.12.2 Méthode utilisée

### IV.12.2.1 Technique PERT:

La technique PERT est une technique américaine de modélisation de projet, se traduisant par *Program Evaluation and Review Technique*, ou technique d'évaluation et de révision de Programme. Elle consiste à mettre en ordre sous forme de réseau plusieurs tâches, en raison de leurs dépendances et de leur chronologie qui permettent d'avoir un produit fini.

#### a) Décomposition des tâches

##### a.1) Nombre de jours d'abattage et de découverte

➤ Nombre de jours d'exploitation de la zone 1 :

- $d_1=159$  jours de démarrage avec la vitesse de 40 % de production en or pour une capacité de 316,3 [m<sup>3</sup>/j] soit 50 299 [m<sup>3</sup>] extraits ;
- ensuite on va augmenter la capacité à 50 % de production d'or ; alors, il va faut :

$$d_2 = \frac{64\,258 \times 2 - 50\,299}{395,43} = 198 \text{ jours}$$

pour exploiter avec la vitesse de croisière de 50 % de production d'or, plus clairement, 50 % en volume sera les stériles et 50 % les minerais d'or ;

- étant donné que le volume des stériles pour cette zone est de 64 258 [m<sup>3</sup>] tandis que le volume de minerais de 84 527 [m<sup>3</sup>], c'est cette différence qui donne une vitesse de production de 100 % pour une capacité journalière de 395,43 [m<sup>3</sup>/j]. Donc:

$$d_3 = \frac{84\,527 - 64\,258}{395,43} = 52 \text{ jours}$$

Le nombre de jours total pour exploiter la zone 1 est de :

$$d = d_1 + d_2 + d_3 = 159 + 198 + 52 = 409 \text{ jours}$$

➤ Nombre de jours d'exploitation de la zone 2

Après l'exploitation totale de la zone 1, on va entamer l'exploitation de la zone 2 :

- avec une vitesse de croisière de 50 % en production d'or, on a besoin de :

$$d_1' = \frac{109\,400 \times 2}{395,43} = 553 \text{ jours}$$

pour extraire tous les stériles ;

- lorsque les stériles ont été extraits, on aura une production de 100 %, c'est-à-dire qu'on n'extrait que de minerai durant :

$$d'_2 = \frac{128\,426 - 109\,400}{395,43} = 48 \text{ jours}$$

La durée totale d'exploitation de la zone 2 et aussi celle de l'activité d'extraction est de :

$$d' = d'_1 + d'_2 = 553 + 48 = 601 \text{ jours}$$

La durée totale de l'activité d'extraction serait donc de 1 010 jours.

#### a.2) Principales activités durant l'exploitation

Les principales tâches ainsi que leurs durées d'exécution sont représentées ci-dessous.

Compte tenu des caractéristiques du site entre autres la distance, la présence d'eau, nous allons prévoir :

- 4 jours pour l'arrivée des engins ;
- 15 jours pour l'évacuation des eaux de surfaces.

Nous allons adopter aussi :

- 60 jours pour l'aménagement des pistes ;
- 50 jours pour les installations diverses ;
- 30 jours pour la préparation du front ;
- 100 jours pour la remise en état final.

**Tableau 4. 13: Décomposition des tâches de la mine**

Id.	Tâche	Antécédent	Durée [j]
A	Transport des engins	-	4
B	Exhaure	A	15
C	Aménagement des voies d'accès	AB	60
D	Aménagement et installations des habitations, réservoirs, puits, ...	ABC	50
E	Préparation du front	ABC	30
F	Découverte, abattage, traitement	ABCDE	1 010
G	Activités connexes : entretien piste, exhaure,...	ABCD	1 010
H	Remise en état	ABCDEFGF	100

b) Graphe PERT

A l'heure actuelle, dans la pratique, la plus part des situations réelles sont confrontées à des problèmes entre autres le calcul de coût minimal, de recherche des meilleurs chemins. En effet, cette méthode permet un gain considérable des délais d'exécution à travers leurs contrôles, tout en indiquant le chemin critique et la durée minimale du projet.

Les principales tâches à exécuter sont représentées par le graphe PERT comme l'indique la figure 4.7.

**IV.12.2.2 Diagramme de GANTT**

Le diagramme de Gantt est un outil utilisé (souvent en complément d'un réseau PERT) dans l'ordonnancement dans la gestion de projet, permettant ainsi de visualiser dans le temps les diverses tâches composant un projet. Ce concept a été développé par GANTT H.L., ingénieur américain, vers 1910.

En complément du graphe précédent, le diagramme de Gantt représentant les phases de la mine sera illustré dans la figure 4.8.

**IV.12.3 Durée de vie de la mine**

D'après l'ordonnancement ci-dessus, la durée de vie de la mine est de 1 239 jours majorée de 5 % pour entre autres les arrêts imprévus du chantier, problème. En conséquence, il aura 1 300 jours de travail, soit environ quatre ans et demi d'exploitation. C'est donc une mine à courte durée.

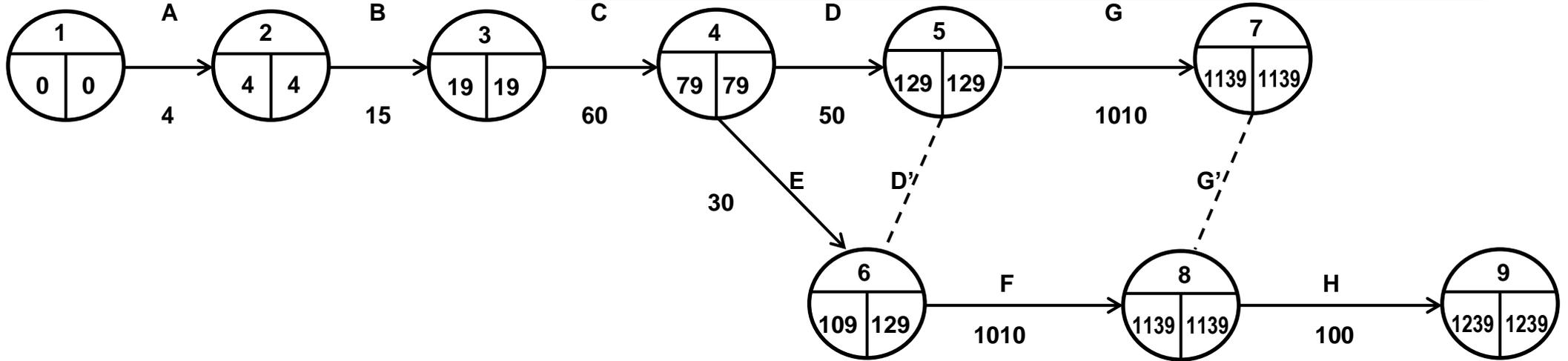


Fig. 4. 7: Graphe PERT des succession des tâches de la mine, unité de temps en jour

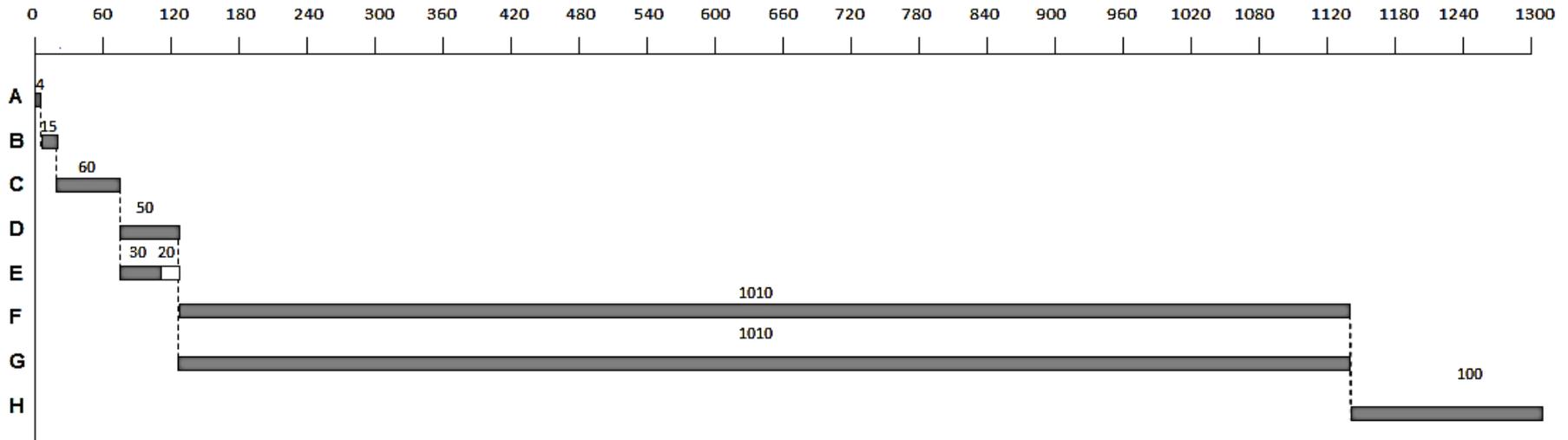


Fig.4. 8: Diagramme de Gantt de la mine

## **CONCLUSION PARTIELLE**

En utilisant plusieurs matériels prédéfinis et en améliorant les conditions humaines, nous avons pu proposer une exploitation d'une durée de cinq ans. Compte tenu de sa durée, des quantités extraites par an, et des engins à utiliser, nous pouvons affirmer qu'il s'agit ici d'une petite mine.

Pour pouvoir l'exploiter, nous avons proposé l'utilisation d'une pelle hydraulique et de deux camions bennes pour l'extraction et le transport ; douze sluices, deux tables vibrantes et un appareil hydrométallurgique pour le traitement, outre les autres outils supplémentaires. Cela va permettre une production maximale de 454,86 [g].

## Chapitre V: IMPACTS ENVIRONNEMENTAUX DU PROJET

L'objectif de notre étude est d'une part d'évaluer la possibilité ou non de l'exploitation aurifère de Miandrivazo tout en considérant les aspects socio-économiques et environnementaux, et d'autre part de prédire et réduire les nuisances occasionnées par cette activité.

L'environnement est en général l'ensemble des éléments naturels et artificiels qui entourent l'être humain. Au sens strict, il est constitué de l'ensemble des parties des milieux (milieux physiques et biologiques) qui sont en corrélation directe avec le milieu humain.

Ce chapitre permettra, à travers les propositions de solutions techniques économiquement acceptables, d'optimiser le choix de l'exploitation et d'implantation du site, l'évolution de l'exploitation et la réhabilitation de la mine. Ces propositions consistent essentiellement à réduire au maximum l'ensemble des incidences physiques, entre autres l'instabilité des terrains, la pollution de l'air, de l'eau, nuisances pour la vie animale et la vie végétale et les impacts socio-économiques d'une exploitation sur son environnement. Le but est donc d'identifier, puis de limiter au maximum, voire même enrayer ces nuisances.

Par ailleurs, la remise en état du site doit être conforme au plan de réaménagement régi par la réglementation en vigueur.

### V.1 Présentation de l'approche

La protection de l'environnement est une question-clé de tout projet de développement. Elle fait l'objet d'une attention particulière de la part des opérateurs miniers et des autorités locales. Pour ce faire, cette étude comprend :

- l'analyse de l'état initial du site ;
- l'analyse des effets sur l'environnement ;
- les raisons du maintien du projet ;
- les mesures envisagées pour prévenir ou atténuer les conséquences dommageables et les mesures prises pour la remise en état des lieux.

**V.2.1 Etat initial**

Ce paragraphe a été déjà développé dans la première partie de cette étude, mais à titre de rappel et ce pour mieux se situer dans son contexte environnemental, nous allons le résumer dans le tableau suivant :

**Tableau 5. 1: Etat initial du site**

Milieu	Identification	Etat initial
<b>Physique et biologique</b>	Faune et flore	Présence dominante des formations herbacées et couvertures forestières très localisées. Les espèces faunistiques sont rares, à part quelques oiseaux.
	Hydrologie et hydrogéologie	Le site est considéré comme hydro-géologiquement riche. Le niveau piézométrique de la nappe phréatique est peu profond. Les sous écoulements des oueds montrent des sources exploitées par endroit. De plus, il y a présence des rivières sur le site.
	Géomorphologie et paysage	Présence d'une forte érosion favorisée par le climat chaud et humide qui érode les sols ferrallitiques.
	Géologie	Le site est constitué principalement par des alluvions, des débris de roches métamorphiques: amphibolite, gneiss quartzofelspathique, roches métasédimentaires (quartzite, cipolin).
	Bruits et vibrations	La carrière est située dans un environnement acoustique de type rural : 40 à 45 [dB], altéré par la circulation sur la RN34. Nous n'avons pas noté de sources particulières de vibrations.
<b>Socio-économique</b>	Infrastructures	Aucune infrastructure n'a été observée dans la zone. Seul le village d'Ambohiphaonana se situe aux environs.
	Activités humaines et utilisation du sol	On note la présence de quelques cultures vivrières dans les vallées et aux pieds des collines ; ainsi que des rizières dans les plaines. Les habitants sont principalement des agriculteurs et des éleveurs, et aussi des exploitants artisanaux d'or.

**V.2.2 Matrice des impacts environnementaux [4]**

Cette matrice résume l'identification des impacts potentiels et leurs sources afin de prendre des mesures d'atténuation pour les prévenir, les réduire ou les supprimer.

**V.2.2.1 Sur le milieu physique**

**Tableau 5. 2: Impacts et mesures d'atténuation sur le milieu physique**

COMPOSANTES	SOURCES D'IMPACTS	IMPACTS POSSIBLES	MESURES D'ATTENUATION	RESULTATS ESCOMPTES
PAYSAGE ET SOL	<ul style="list-style-type: none"> <li>- installation de l'usine de traitement et de préparation : devers de l'eau du sluice, des produits chimiques ;</li> <li>- décapage et défrichage des matières végétales ;</li> <li>- remblayage des stériles ;</li> <li>- fosses et excavations effectuées pendant l'exploitation ;</li> <li>- détournement des cours d'eau.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- effet à première vue à causes des excavations et talus artificiels.</li> <li>- perturbation visuelle ;</li> <li>- perte de la valeur esthétique naturelle et récréative de la mine ;</li> <li>- dextrinisation du paysage environnant ;</li> <li>- perte des sols aptes à supporter la végétation ;</li> <li>- érosion et déstabilisation du sol ;</li> <li>- modification ou dégradation de l'esthétique du paysage originel.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la conformité des opérations minières aux normes précisées dans les textes réglementaires ;</li> <li>- les espèces végétales en dehors du périmètre seront entretenues pour servir d'écran naturel ;</li> <li>- les opérations de décapage des matériaux de découverte seront réalisées de manière successive et qui seront limitées aux stricts besoins de l'exploitation ;</li> <li>- les terres de découverte seront stockées en merlon sur le flanc Ouest de la carrière de façon à ne pas perturber l'environnement ;</li> <li>- revégétalisation.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la valeur esthétique naturelle de la zone plus ou moins rétablie ;</li> <li>- la dégradation du sol évitée ;</li> <li>- le climat de la région stabilisé ;</li> <li>- la remise en état du site facilité.</li> </ul>

<p style="text-align: center;"><b>AIR</b></p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- poussières lors des travaux préparatoires ;</li> <li>- engins d'exploitation : circulation et échappement des moteurs ;</li> <li>- les stocks : action du vent.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- dispersion des poussières et des particules chimiques dans l'air ;</li> <li>- émanation des gaz nocifs: HCl ;</li> <li>- modification de la qualité initiale de l'air (pollution et mauvaise odeur autour du site) ;</li> <li>- maladies respiratoires ;</li> <li>- effets de poussière sur les engins d'exploitation.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la conformité des opérations minières aux normes précisées dans textes réglementaires ;</li> <li>- utilisation de carburants moins polluants et entretien des filtres à air des engins ;</li> <li>- arrosage régulier des pistes par temps sec ;</li> <li>- chargement des matériaux ne dépassant pas le niveau supérieur de la ridelle ;</li> <li>- végétalisation de merlon ou conservation des rideaux d'arbres existants ne gênant pas l'exploitation.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la pollution de l'air réduite au minimum ;</li> <li>- une atmosphère saine et respirable maintenue ;</li> <li>- les émissions de poussières réduites au minimum ;</li> <li>- les émissions de polluants réduites.</li> </ul>
<p style="text-align: center;"><b>EAU DE SURFACE ET HYDROGEOLOGIE</b></p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- transport des éléments physico-chimiques et substances polluantes provenant des rejets du reste des matériaux traités ;</li> <li>- les hydrocarbures liquides provenant des aires de lavage et d'entretien des appareils de traitement ;</li> <li>- écoulement des eaux usées ;</li> <li>- alimentation en excès d'eau.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- acidification du milieu risquant d'arrêter les activités biologiques ;</li> <li>- tarissement des sources en eau ou changement de la piézométrie de la nappe ;</li> <li>- dissémination des poussières et boues lors des pluies d'orage dans les milieux aquifères (érosion) ;</li> <li>- infiltration des eaux polluées dans la nappe phréatique modifiant sa qualité ;</li> <li>- contamination des produits polluants ou nocifs envers les eaux qui se trouvent aux alentours du site ;</li> <li>- modification du réseau de drainage : obstruction des écoulements et rétention d'eau.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la conformité des opérations minières aux normes précisées dans textes réglementaires ;</li> <li>- imperméabilisation du fond des aires de lavage et d'entretien des matériels ;</li> <li>- recyclage de l'eau de traitement après décantation dans le bassin ;</li> <li>- contrôle de la qualité des eaux ;</li> <li>- éviter la perturbation de la rivière pendant le captage d'eau d'alimentation et l'évacuation d'eau usée ;</li> <li>- canalisation des eaux de ruissellement ;</li> <li>- aucun rejet ou dépôt en dehors de la limite des carrées.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- l'équilibre naturel de l'eau maintenu et le tarissement des sources évité ;</li> <li>- la pollution des eaux limitée et leur qualité préservée ;</li> <li>- la biodiversité protégée.</li> </ul>

<b>BRUIT ET VIBRATION</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- fonctionnement des engins et manutention des matériaux ;</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- déstabilisation de l'équilibre du sol et risque de dégâts aux constructions voisines ;</li> <li>- bruits et nuisances sonores dans les zones environnantes</li> <li>- nuisance aux ouvriers miniers effectuant les travaux d'exploitation;</li> <li>- perturbation de la vie des animaux environnants ;</li> <li>- modification de la structure géologique profonde (disparition des sources).</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la conformité des opérations minières aux normes précisées dans les textes réglementaires ;</li> <li>- insonorisation à la source des moteurs et équipements ;</li> <li>- capotage des machines ou mise en place des dispositifs élastiques anti-chocs (caoutchouté par exemple);</li> <li>- mise en place des écrans aménagés ou des obstacles naturels autour des installations ;</li> <li>- entretien des engins notamment au niveau des silencieux d'échappement.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- les effets de vibration exercés au sol et aux constructions réduits ;</li> <li>- les niveaux sonores engendrés par l'exploitation réduits ;</li> <li>- tranquillité et la qualité de vie du voisinage respectées.</li> </ul>
---------------------------	--	--	---	---

**V.2.2.2 Sur le milieu biologique**

**Tableau 5. 3: Impacts et mesures d'atténuation sur le milieu biologique**

<b>COMPOSANTE</b>	<b>SOURCES DES IMPACTS</b>	<b>IMPACTS POSSIBLES</b>	<b>MESURES D'ATTÉNUATION</b>	<b>RESULTATS ESCOMPTES</b>
<b>FAUNE ET FLORE</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- émanation des poussières</li> <li>-Défrichement ;</li> <li>- décapage et contamination des sols ;</li> <li>- rejets des polluants et déchets chimiques dans la surface ou dans des eaux ;</li> <li>- excavations.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- aucun effet résiduel grave car la zone est dépourvue des espèces en péril ;</li> <li>- dégradations diverses des écosystèmes aquatiques et terrestres;</li> <li>- recul de la reproduction et de la population de la faune et de la flore, causé par la modification et la disparition des habitats</li> <li>- disparition ou déplacement d'une population faunique ;</li> <li>- disparition d'une population de certaines espèces floristiques ou faunistiques ;</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la conformité des opérations minières aux normes précisées dans textes réglementaires ;</li> <li>- utilisation d'abats poussières ;</li> <li>- embauche d'une main d'œuvre locale pour le reboisement énergétique en dehors de la concession ;</li> <li>- déplacement des espèces faunistiques et floristiques endémiques dans les parcs et zoo appropriés s'ils en existent ;</li> <li>- clôture du chantier pour éviter la pénétration des animaux domestiques dans la zone ;</li> <li>- conserver ou favoriser un écran de végétation autour de tous les sites</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la biosphère en équilibre</li> <li>- la faune et la flore existantes conservées ;</li> <li>- les périodes et les zones sensibles prises en compte;</li> <li>- les émissions de poussières limitées.</li> </ul>

		- mortalité et/ou blessure des animaux piégés par les excavations et/ou les aliments toxiques.	sensibles.	
--	--	--	------------	--

V.2.2.3 Sur le milieu socio-économique

Tableau 5. 4: Impacts et mesures d'atténuation sur le milieu socio-économique

COMPOSANTE	SOURCES D'IMPACTS	IMPACTS POSSIBLES	MESURES D'ATTÉNUATION	RESULTATS ESCOMPTES
<b>MILIEU HUMAIN</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- emprise foncière ;</li> <li>- matériels à moteurs d'exploitation ;</li> <li>- poussière et déchets chimiques ;</li> <li>- augmentation de la population ;</li> <li>- arrêt des opérations minières proprement dites.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- perte en parcelle agricole et en zone de pâturage ;</li> <li>- perturbation de l'équilibre économique existant ;</li> <li>- prolifération des maladies ;</li> <li>- pollution de l'air et dégradation des qualités des eaux par la contamination des déchets ;</li> <li>- endommagement des structures et perturbation des habitants des localités ;</li> <li>- rapport conflictuel avec les cultures locales, les traditions et les styles de vie ;</li> <li>- dégradation des sites culturels ;</li> <li>- sentiment de désagrément à cause des nuisances sonores.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- la conformité des opérations minières aux normes précisées dans textes réglementaires ;</li> <li>- identification au préalable des modes d'occupation du sol et sa répartition spatiale ;</li> <li>- consultation des différentes entités concernées par le projet dès la phase conception ;</li> <li>- limitation de recrutement de personnel extérieur à la zone du projet;</li> <li>- améliorer les conditions de sécurité, sanitaires et d'hygiène des travailleurs et des populations locales ;</li> <li>- renforcer la capacité socio-organisationnelle et du savoir-faire de la population.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- les conflits entre le promoteur et la population locale limités;</li> <li>- la gestion de l'utilisation du sol améliorée;</li> <li>- les émissions de bruit à la source limitées;</li> <li>- l'équilibre social maintenu.</li> </ul>
<b>INFRASTRUCTURES</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- circulation des engins sur les voies publiques ;</li> <li>- démantèlement ou rétrocession des infrastructures utilisées.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- déstabilisation des infrastructures et risque de dégâts aux constructions voisines ;</li> <li>- dégradation précoce des routes, des ponts et des chemins publics qui ne sont pas adaptés à l'exploitation.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- entretien instantané des routes et limitation des charges de camions ;</li> <li>- éviter le déversement des produits dans le trajet ;</li> <li>- construction des pistes autonomes pour la vocation de l'exploitation.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- les infrastructures existantes maintenues en bon état ;</li> <li>- le nombre des infrastructures augmenté.</li> </ul>

#### **V.2.2.4 Impacts positifs**

A côté des effets négatifs majeurs pour lesquels nous avons proposé des mesures correctives ou d'atténuation, le projet présentera des impacts positifs tant au niveau régional que national, et ce sur le plan socio-économique et technique.

Au plan local, il est prévu :

- la création de 54 emplois stables ;
- le renforcement des infrastructures socio-économiques, notamment la contribution au renforcement des accès routiers, et du système de la communication et de l'électricité ;
- la part dans les collectivités territoriales décentralisées sur les redevances minières. Malheureusement, une fois perçues au niveau central, les C.T.D ne perçoivent pas leur part dans la plupart des cas.

La contribution aux efforts de l'administration en matière de lutte contre la pauvreté par:

- la promotion du développement local durable ;
- l'augmentation du pouvoir d'achat de la population ;
- la lutte contre l'exode rural.

Ainsi au plan national

- la contribution au développement du secteur minier avec le transfert de connaissance ;
- l'apport des impôts et des redevances minières pour l'amélioration du P.N.B au profit de l'économie nationale.

#### **V.2.3 Raisons du choix du projet**

Le choix d'accomplir ou non notre projet repose sur plusieurs facteurs entre autres les facteurs géologiques, techniques, environnementaux malgré les impacts négatifs identifiés précédemment.

##### **V.2.3.1 Facteurs géologiques**

*Qualité des métaux:* Suivant les résultats de recherche, l'or est qualifié de natif avec une densité de 19,3.

*Importance des réserves :* Suite aux études de reconnaissances réalisées sur terrain, il y a une réserve exploitable suffisante.

### **V.2.3.2 Facteurs environnementaux**

*Critères environnementaux* : La zone où s'implante la mine se trouve dans un milieu rural dépourvu d'espèces faunistiques ou floristiques en péril. Des solutions ont été apportées afin de diminuer les effets négatifs.

*Perspectives de remise en état* : bien qu'il soit inconcevable de remettre le site à son état initial, il y aura plusieurs moyens pour l'aménager à des fins de reboisement ou des vocations économiques (agriculture, usine industrielle, site touristique et culturel, etc.) ou même des habitations.

### **V.2.3.3 Facteurs techniques**

*Opportunité du projet* : L'existence ou la possibilité de construction des infrastructures favorables à l'exploitation (voies d'accès, source d'énergie électrique, etc.).

### **V.2.3.4 Facteurs sociaux:**

*Main d'œuvre* : Facilité de l'embauche locale avec des mains d'œuvre à bon marché.

*Conjoncture sociale* : Entretenir un bon équilibre social entre le promoteur et les villageois afin d'éviter les conflits dus à l'appropriation du terrain, à la violation des tabous, à la profanation des tombeaux, des monuments ou des terres sacrées, etc.

### **V.2.3.5 Facteurs économiques:**

*Vocation de la zone* : L'exploitation contribue à la promotion du développement socio-économique de la région par la création des emplois, le renforcement des infrastructures, la contribution des impôts, etc.

*Rentabilité du projet* : Cette rubrique sera étudiée dans le chapitre VI ci-dessous.

## **V.2.4 Remise en état du site**

### **V.2.4.1 Généralités**

La remise en état du site est une opération qui tient une place primordiale dans les travaux miniers, en l'occurrence l'exploitation de l'or. Le but c'est de restituer les terrains le plus près de sa forme initiale, et d'adapter le site aux équilibres biologiques antérieurs de l'écosystème. Dans ce cas, il faut élaborer un plan de la remise en état dont les principes sont gérés par quelques nécessités :

- assurer une stabilité à long terme des terrains,
- maîtriser la circulation des eaux tout en préservant leur qualité,

- garantir la sécurité du public avec élimination au maximum des dangers issus de l'exploitation.

Les dispositions de la loi N° 2005-021 portant Code minier en date du 17 Octobre 2005 stipule clairement à l'article N°99 que « Toute personne physique ou morale, qui exerce des activités minières, a l'obligation de prendre les mesures de protection nécessaires pour minimiser et réparer tout dommage pouvant résulter des travaux conduits dans le cadre de son activité. Ladite personne est responsable de toute dégradation de l'environnement du fait de ses travaux. Cette responsabilité n'est limitée que dans la mesure où la personne visée exerce dans le respect des lois et règlements régissant les activités minières ainsi que ceux visant à la protection de l'environnement ». Les schémas d'aménagement et de la remise en état d'une mine devraient donc être planifiés avant le début de l'exploitation. La restauration du site, qui relève de la responsabilité du promoteur, fait désormais partie des coûts usuels d'une exploitation. Les principales possibilités d'aménagement de la mine après exploitation sont les suivantes :

- 1°/ remise en état à des fins agricoles;
- 2°/ remise en état à des fins de reboisement;
- 3°/ remise en état en espace de détente et de loisirs;
- 4°/ remise en état en décharge contrôlée ;
- 5°/ remise en état en cités d'habitation.

#### **V.2.4.2 Principe**

Dans notre cas, nous avons choisi, dans cette étude de préféabilité, la remise en état des lieux à des fins de reboisement. Ainsi, Les opérations suivantes seront notamment réalisées :

- les fosses et les excavations seront remblayées et remodelées puis reboisées;
- les zones à risques seront protégées par des merlons, des barrières naturelles (par exemple les taillis épineux), ou des clôtures ne devant pas être franchies. Des panneaux de signalisation préventive ou d'interdiction peuvent être associés à ces protections.
- le site sera débarrassé de toutes les matériels et installations ;
- toutes les ordures et déchets de carrières doivent être retirés du site d'exploitation ;

➤ des pépinières et des arbustes seront plantés sur une bande à la bordure de la zone d'exploitation.

Enfin, il est à noter que la réhabilitation des infrastructures sera comprise dans ces travaux de remise en état. La Société embauchera des mains d'œuvre locales pour le reboisement énergétique en dehors de la concession afin de ne pas laisser la dégradation se prolonger dans le temps.

#### V.2.4.3 Ordonnancement de la remise en état [10]

Les opérations et leurs durées d'exécution sont résumées dans le tableau suivant :

**Tableau 5. 5: Ordonnancement de remise en état**

Opérations	Durée moyenne d'exécution [j]
Démontage des matériels et nettoyage des lieux	5
Purge des fronts et remblayage des excavations	45
Re-couverture de terres végétales	20
Remodelage et reprofilage léger	10
Revégétalisation et reboisement	20

### CONCLUSION PARTIELLE

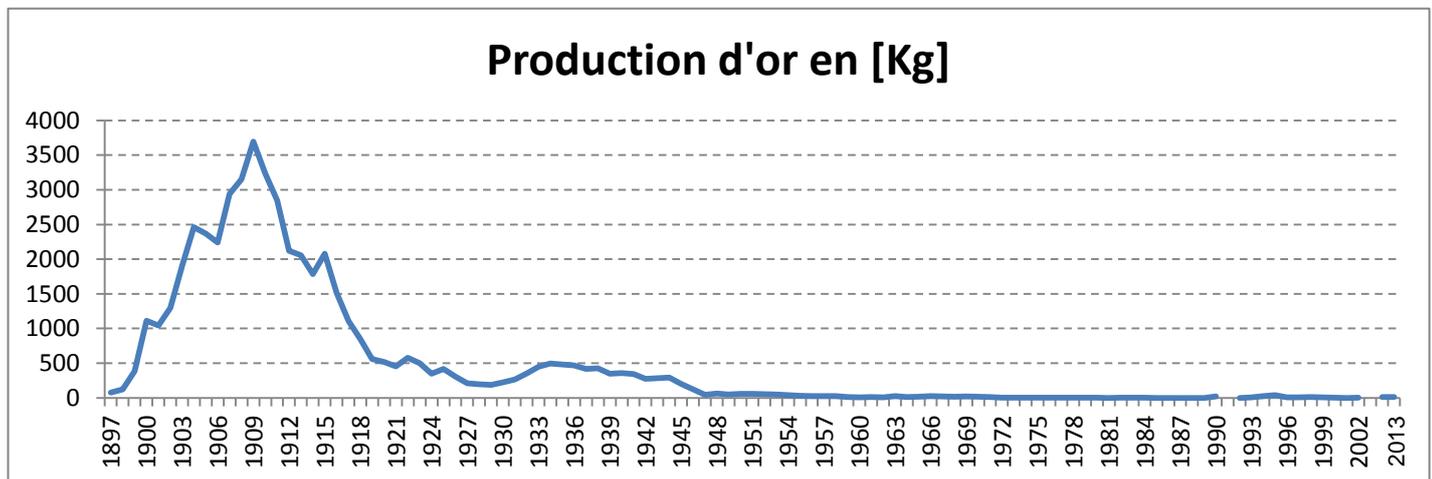
Les résultats ont fait ressortir que du point de vue environnemental, les impacts négatifs les plus significatifs seraient la dégradation du paysage susceptible de contribuer à la dégradation des ressources en eau et en sol de la région. De même, une dégradation de la qualité de l'air pourrait se produire du fait de l'émission des particules par les activités d'exploitation minière. Enfin, les bruits et vibrations causées par la circulation des engins et le fonctionnement des matériels d'exploitation entraînent des effets gênants pour les habitants environnants. L'analyse environnementale conforte l'option de poursuivre l'étape d'exploitation en proposant des solutions visant la réduction des éventuels impacts négatifs. De plus, cette exploitation constituera une opportunité pour les gens du village et un apport positif à l'économie nationale.

**Troisième partie**  
**ETUDES ECONOMIQUE ET**  
**FINANCIERE DU PROJET**

## Chapitre VI: ETUDE DU MARCHE DE L'OR

### VI.1 Production de l'or à Madagascar [22]

D'après les statistiques, Madagascar a produit environ 50 tonnes d'or entre 1897 et 1964; la production moyenne annuelle fut de 2 tonnes entre 1904 et 1915. Elle est descendue de 500 kilogrammes à 200 kilogrammes entre 1919 et 1945. Les trois quarts de production provenaient de l'orpaillage artisanal, et le quart de l'exploitation semi industrielle. De 1964 à 1984, la production de l'or a connu de nouveau une baisse considérable. Depuis 1972, la production déclarée est en dessous de 10 kilogrammes par an ; elle est très faible car une grande partie de production passe dans un circuit informel de commercialisation, donc difficile à estimer.



**Fig. 6. 1: Récapitulation de la production d'or à Madagascar de 1897 à 2013**

(Source : Direction des Mines et Industries stratégiques)

### VI.2 Marché de l'or [3] [34]

Le cours de l'or, lors de l'exploitation artisanale se négocie entre les orpailleurs et les collecteurs. Les orpailleurs vendent leurs produits selon leur entendement (tous les jours, toutes les semaines,...). Pour ces orpailleurs, l'or génère un revenu d'appoint. Le prix de l'or varie en fonction du calendrier culturel.

Cependant, Madagascar exporte des produits travaillés de bijouterie et de joaillerie vers la France, la Réunion, la Chine et Taiwan. Le trafic illicite de ce métal précieux ne permet pas d'avoir des statistiques exactes d'exportation ainsi que des produits transformés.

Actuellement, par rapport à d'autres pays du monde, Madagascar ne peut pas se classer parmi les pays où la production aurifère est susceptible de jouer un rôle économique notable. Il faut quand même savoir que l'or de Madagascar est l'un des plus chers au monde en rapport à la qualité

### VI.2.1 Demande d'or [36]

#### VI.2.1.1 Demande d'or selon les consommations

Nous retrouvons ci-dessous le tableau indiquant les principales sources de consommation de l'or et la quantité de ce dernier en 2012 et 2013 au niveau mondial.

**Tableau 6. 1: Demande d'or par utilisation**

<b>DEMANDE D'OR (en tonnes)</b>					
Trimestre	2012				2013
	T1	T2	T3	T4	
Bijouterie	490,8	420,8	462,1	521,7	551,0
Technologie	105,8	103,3	102,1	96,2	102,0
Achats nets (banques centrales)	115,2	161,4	110,2	146,4	109,2
Placement	395,8	284,1	422,0	423,9	200,8
Lingots et pièces	342,5	281,1	284,2	335,8	377,7
Produits semblables	53,2	0,0	137,8	88,1	-176,9
Demande d'or totale	1107,5	969,7	1096,4	1188,2	963,0

(Source: Thomson Reuters GFMS et world Gold Council)

#### VI.2.1.2 Réserves d'or des banques centrales [34]

Le tableau ci-dessous montre les réserves en or dans les banques centrales du monde en 2014.

**Tableau 6. 2: Réserves d'or dans les banques du monde (en tonnes)**

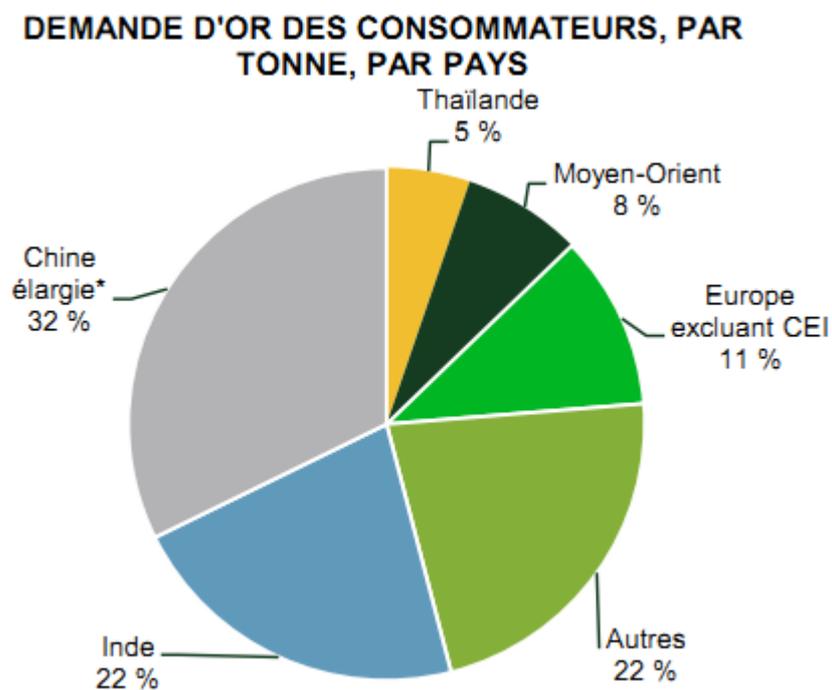
Banque centrale	2014
Réserve Fédérale des Etats-Unis	8 133
Banque d'Angleterre	312
Banque national Suisse	1 040
Banque de France	2435
Banque de Japon	765
Budesbank	3 400
Banque Populaire de Chine	600

Banque centrale de Chine	420
Banque centrale de Russie	400
Inde	557
Venezuela	363
Banque de Liban	286
Ensemble des autres banques de l'U.E	12 700
Banque des règlements internationaux	2080
Total banques centrales du monde	33 491

(Source : [www.gold.fr](http://www.gold.fr))

### VI.2.1.3 Demande d'or par pays [33]

Le diagramme ci-dessous montre la demande d'or par pays en 2013



Remarque : \*La Chine élargie comprend Hong Kong et Taïwan.

**Fig. 6. 2: Demande d'or par pays** (Source: World Gold Council, 2013)

### VI.2.2 Pays producteurs [31]

Depuis le début du XIX<sup>e</sup> siècle, la répartition de la production de l'or a considérablement évolué. En 2007, environ 2. 444 tonnes de minerai d'or ont été extraites. Les principaux pays producteurs sont :

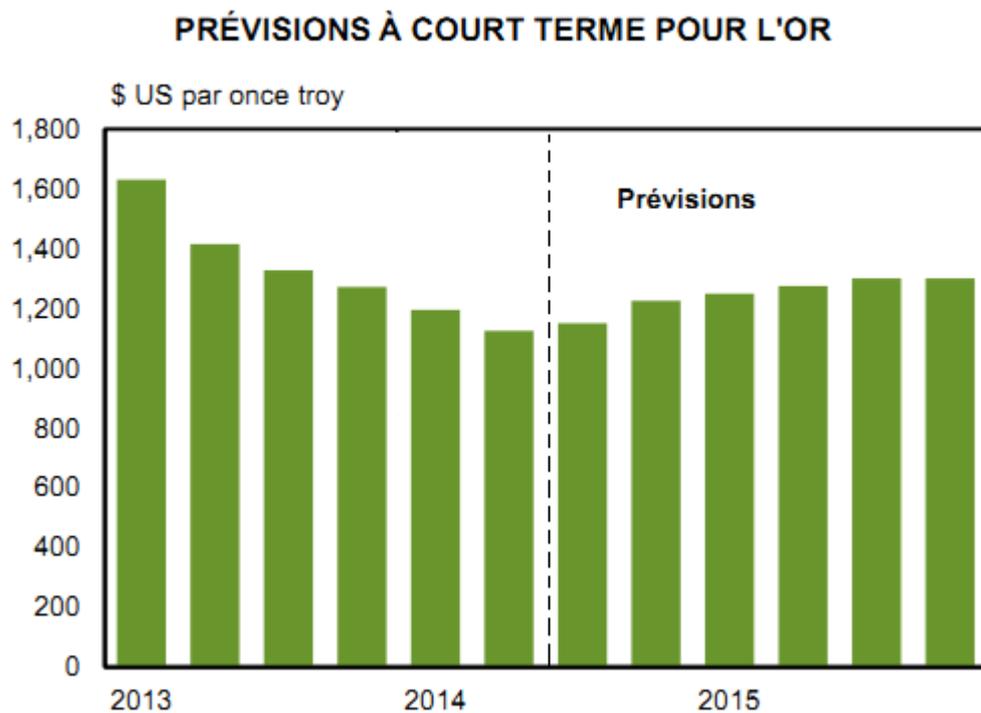
- la **Chine** : 276 [t]
- l'**Afrique du Sud** : 272 [t]
- les **États-Unis** : 255 [t]
- l'**Australie** : 251 [t]
- l'**Indonésie** : 171 [t]

- le **Pérou** : 167 [t]
- la **Russie** : 94 [t]
- le **Canada** : 93 [t]

### VI.3 Cours de l'or actuel [31] [35]

Les cours sont particulièrement fluctuants et sont soumis à divers facteurs : évolution des stocks d'or des banques centrales, demande d'orfèvrerie, demande industrielle, coûts et volumes de production, état des réserves minières, valeur refuge, ou achats et ventes spéculatifs en fonction des incertitudes monétaires. Une partie du marché est opaque, en raison d'un orpaillage illégal qui s'est fortement développé à la fin du XX<sup>ème</sup> siècle en Amérique du Sud.

L'histogramme ci-dessous illustre la variation et la prévision de cours de l'or actuel.



**Fig. 6. 3: Prévision et Cours de l'or** (Source : Haver Analytics)

La valeur actuelle du cours d'or vaut 1 175 [USD] l'once.

### VI. 4 Part de marché dans le monde

Le produit fini qui est estimé à 245 217 grammes s'avère comme une quantité dérisoire au niveau mondial. Cependant au niveau national, elle n'est pas négligeable.

## **CONCLUSION PARTIELLE**

Le marché de l'or est surtout dominé par la thésaurisation des banques ; et une part seulement sera destinée à la bijouterie et joaillerie.

Selon nos sources, une once d'or vaut: 1 175 dollars américain ; ce qui implique qu'un gramme d'or vaut 98 000 [Ar] en monnaie locale sur le marché mondial. La recette totale de l'exploitation et après traitement sera de 24 031 266 000,00 [Ar].

## Chapitre VII: EVALUATIONS ECONOMIQUE ET FINANCIERE DU PROJET

Afin d'établir si l'exploitation est faisable ou non, il faut déterminer les composantes économiques et financières du projet et faire une analyse de ces derniers sur un point de vue technico-économique.

Les coûts du projet seront estimés à partir de la production et les techniques utilisées pour l'exploitation.

Ainsi, les principaux coûts retenus dans cette estimation découlent des informations ou documents recueillis localement et dans les sites internet. En effet, acquérir des matériels neufs au lieu d'utiliser des matériels d'occasions ou d'en louer permet d'améliorer le rendement du travail ainsi que de détenir en avance les matériels en vue d'un autre projet.

Pour une meilleure compréhension de l'étude, nous allons la diviser en deux rubriques. La première traite l'évaluation financière en déterminant les investissements totaux et la rentabilité financière de l'entreprise, et la seconde étudie les évaluations socio-économiques pour le calcul du coefficient d'intégration et le critère de rentabilité économique du projet.

### VII.1 Investissements [3] [6]

Ils comprennent :

- les investissements fixes : terrain, construction, travail de génie civil, équipements et matériels ;
- le capital ou l'actif circulant constitué par le fonds de roulement.

Les investissements sont constitués de coûts en monnaie locale d'une part et de coûts en devise ramenés en monnaie locale d'autre part. Pour cela, nous tenons compte du taux de change du 19/11/2014 avec :

1 [€] = 3 234,73 [Ar] et 1 [USD] = 2 601,7 [Ar]. Ainsi pour l'évaluation des matériels et des charges diverses nécessaires à la réalisation de ce projet, nous adopterons la répartition dont la clé est décrite par le tableau suivant :

**Tableau 7. 1: Clé de répartition des investissements**

Désignation	Monnaie locale [Ar]	Devise [Ar]
01-Terrain domanial	100 %	-
02-Bâtiment et construction	100 %	-
03-Matériels roulants	40 %	60 %
04-Equipements pour la mine	25 %	75 %
05-Equipements pour l'unité de traitement	25 %	75 %
06-Frais de montage et de transport	100 %	-
07-Frais du personnel	100 %	-
08-Investissements divers	40 %	60 %
09-Pièces de rechange et fournitures d'entretien	40 %	60 %
10-Utilités	80 %	20 %
11-Consommables	80 %	20 %

**VII.1.1 Analyse des coûts des investissements fixes (If)**

Les dépenses en investissements fixes sont constituées par l'immobilisation incorporelle (ingénierie, étude ...), les coûts des matériels techniques, les matériels de campement, les frais d'aménagement, de réhabilitation et de construction, les frais de remise en état du site (protection de l'environnement) et les mobiliers de bureau.

**VII.1.1.1 Terrain domanial**

Il est évalué à 12 [ha] et en monnaie locale 120 000 000 [Ar].

**VII.1.1.2 Equipements et engins d'exploitation**

**Tableau 7. 2: Equipements et engins d'exploitation**

Rubriques	Unité	Quantité	Prix unitaire [Ar]	Monnaie locale [Ar] 25 %	Devise équivalent en [Ar] 75 %	Coût total 100 %
Pelle hydraulique CAT 320-128HP	Unité	1	814 424 720,52	203 606 180,13	610 818 540,39	814 424 720,52
Tractopelle 438D	Unité	1	205 596 784,21	51 399 196,05	154 197 588,16	205 596 784,21
Compacteur de sol vibrant CP-CS533E	Unité	1	391 847 240,40	97 961 810,10	293 885 430,30	391 847 240,40
Motopompe	Unité	14	2 685 714,29	9 400 000,00	28 200 000,00	37 600 000,00
<b>Sous total 1</b>				362 367 186,28	1 087 101 558,85	1 449 468 745,13

**VII.1.1.3 Matériels roulants**

**Tableau 7. 3: Matériels roulants**

Rubriques	Unité	Quantité	Prix unitaire [Ar]	Monnaie locale [Ar] 40 %	Devise équivalent en [Ar] 60 %	Coût total 100 %
Camion benne KERAX	Unité	2	356 787 772,41	285 430 217,93	428 145 326,89	713 575 544,82
Voiture de terrain 4x4	Unité	1	55 000 000,00	22 000 000,00	33 000 000,00	55 000 000,00
Camoin citerne arroseur JE 13	Unité	1	120 343 157,73	48 137 263,09	72 205 894,64	120 343 157,73
<b>Sous total 2</b>				355 567 481,02	533 351 221,53	888 918 702,55

**VII.1.1.4 Equipements de traitement**

**Tableau 7. 4: Matériels de traitement**

Rubriques	Unité	Quantité	Prix unitaire [Ar]	Monnaie locale [Ar] 25 %	Devise équivalent en [Ar] 75 %	Coût total 100 %
Table vibrante (+5%)	Unité	2	281 452,50	140 726,25	422 178,75	562 905,00
Appareil hydrométallurgique (+5 %)	Unité	1	343 830,90	85 957,73	257 873,18	343 830,90
Sluice amélioré	Unité	12	260 170,00	780 510,00	2 341 530,00	3 122 040,00
Groupe Electrogène 110 KVA	Unité	1	7 400 000,00	1 850 000,00	5 550 000,00	7 400 000,00
<b>Sous total 3</b>				2 857 193,98	8 571 581,93	11 428 775,90

**VII.1.1.5 Frais de montage et de transport**

Ce frais est estimé à 7 %( $St1 + St2 + St3$ ).

**Tableau 7. 5: Frais de montage**

Désignation	Monnaie locale en [Ar] 100 %	Devise équivalent en [Ar] 0 %	Coût total en [Ar] 100 %
Sous total 1	1 449 468 745,13	-	1 449 468 745,13
Sous total 2	888 918 702,55	-	888 918 702,55
Sous total 3	11 428 775,90	-	11 428 775,90
( $St1+St2+St3$ )	2 349 816 223,58	-	2 349 816 223,58
<b>Sous total 4</b>	164 487 135,65	-	164 487 135,65

**VII.1.1.6 Investissements en construction**

**Tableau 7. 6: Investissements en construction**

Rubriques	Unité	Quantité	Prix unitaire [Ar]	Coût de l'opération		Coût total 100 %
				Monnaie locale [Ar] 100 %	Devise équivalent en [Ar] 0 %	
Bureau 180 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	18 000 000,00	18 000 000,00	-	18 000 000,00
Clôture 3000 [m]	Unité	1	1 000 000,00	1 000 000,00	-	1 000 000,00
Logement gardien 20 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	2 000 000,00	2 000 000,00	-	2 000 000,00
Logement cadre 90 [m <sup>2</sup> ]	Unité	2	9 000 000,00	18 000 000,00	-	18 000 000,00
Restauration et sanitaires 120 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	12 000 000,00	12 000 000,00	-	12 000 000,00
Atelier mécanique 20 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	2 000 000,00	2 000 000,00	-	2 000 000,00
Salle de traitement 100 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	10 000 000,00	10 000 000,00	-	10 000 000,00
Garage pour engin 500 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	25 000 000,00	25 000 000,00	-	25 000 000,00
Bassin de décantation	Unité	4	20 000 000,00	80 000 000,00	-	80 000 000,00
Réservoirs (eau et gasoil)	Unité	2	4 500 000,00	9 000 000,00	-	9 000 000,00
Terrain de sport	Unité	1	1 000 000,00	1 000 000,00	-	1 000 000,00
Vigie 4 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	400 000,00	400 000,00	-	400 000,00
Réhabilitation, aménagement et entretiens des pistes	Lot	1	25 000 000,00	25 000 000,00	-	25 000 000,00
Magasin de stockage 100 [m <sup>2</sup> ]	Unité	1	10 000 000	10 000 000,00	-	10 000 000,00
Aire de lavage, entretien	Lot	1	400 000,00	400 000,00	-	400 000,00
Forage des puits d'eau		4	100 000,00	400 000,00	-	400 000,00
<b>Sous total 5</b>				214 200 000,00	-	214 200 000,00

**VII.1.1.7 Divers**

a) Remise en état du site

**Tableau 7. 7: Coût de la remise en état du site**

Opérations	Coût total en [Ar]
Achat et préparation de pépinière	5 000 000
Démontage des matériels et nettoyage des lieux	6 000 000
Purgeage des fronts et remblayage des excavations par les stériles	12 000 000

Re-couverture de terres végétales	5 000 000
Remodelage et reprofilage	2 000 000
Revégétalisation, et reboisement	3 000 000
Entretien et réhabilitation des infrastructures locaux	8 000 000
Total	41 000 000
Imprévu 10 %	4 100 000
<b>Sous total 6</b>	<b>45 100 000</b>

b) Autres

**Tableau 7. 8: Coût des divers produits**

Rubriques	Unité	Quantité	Prix unitaire [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar] 100 %
				Monnaie locale [Ar] 40 %	Devise équivalent en [Ar] 60 %	
Equipements des ouvriers: casque, combinaison,...	Lot	1	40 000 000,00	16 000 000,00	24 000 000,00	40 000 000,00
Fourniture de bureau	Lot	1	42 500 000,00	17 000 000,00	25 500 000,00	42 500 000,00
Extincteur à poudre 9 [kg]	Unité	1	396 000,00	158 400,00	237 600,00	396 000,00
Equipements pour les installations téléphoniques et électriques	Lot	1	55 000 000,00	22 000 000,00	33 000 000,00	55 000 000,00
Frais de démarrage			125 000 000,00	50 000 000,00	75 000 000,00	125 000 000,00
Sous total 6 : remise en état				45 100 000		45 100 000,00
<b>Sous total 7</b>				150 258 400,00	157 737 600,00	307 996 000,00

**VII.1.1.8 Récapitulation des investissements fixes (If)**

Les frais d'ingénierie s'élèvent à 15 % des investissements fixes

**Tableau 7. 9: Récapitulation des investissements fixes (If)**

Rubrique	Monnaie locale en [Ar]	Devise équivalent en [Ar]	Coût total en Ar
Terrain domanial	120 000 000,00	-	120 000 000,00
Matériels et équipements	720 791 861,28	1 629 024 362,30	2 349 816 223,58
Aménagements et constructions	214 200 000,00	-	214 200 000,00
Frais d'installation et de transport	164 487 135,65	-	164 487 135,65
Divers investissements	150 258 400,00	157 737 600,00	307 996 000,00
Sous total	1 369 737 396,93	1 786 761 962,30	3 156 499 359,23
Frais d'ingénierie 15 %	205 460 609,54	268 014 294,35	473 474 903,88
Imprévus (5 %)	78 759 900,32	102 738 812,83	181 498 713,16

<b>TOTAL If</b>	1 653 957 906,79	2 157 515 069,48	3 811 472 976,27
Pourcentage [%]	43,39	56,61	100

### VII.1.2 Investissements en fonds de roulement (lfr)

Ce sont les calculs des charges annuelles de l'exploitation. Les calculs détaillant cette rubrique sont illustrés dans l'annexe VII.

#### VI.1.2.1 Frais du personnel

Tableau 7. 10: Frais du personnel

Responsabilité	Salaire mensuel/Agent	Déjeuner	indemnité maladie	Charge patronale/Agent	Nombre	Frais mensuel total	Frais annuel total
Directeur du site	1 400 000,00	24 000,00	182 000,00	206 000,00	1	1 606 000,00	19 272 000,00
Responsable administratif et financière	800 000,00	24 000,00	104 000,00	128 000,00	1	928 000,00	11 136 000,00
Responsable de production	800 000,00	24 000,00	104 000,00	128 000,00	1	928 000,00	11 136 000,00
Responsable R.H, communication	650 000,00	24 000,00	84 500,00	108 500,00	1	758 500,00	9 102 000,00
Responsable approvisionnement et magasinage	650 000,00	24 000,00	84 500,00	108 500,00	1	758 500,00	9 102 000,00
Agent comptable	650 000,00	24 000,00	84 500,00	108 500,00	1	758 500,00	9 102 000,00
Secrétaire informaticienne	500 000,00	24 000,00	65 000,00	89 000,00	1	589 000,00	7 068 000,00
Infirmière	600 000,00	24 000,00	78 000,00	102 000,00	1	702 000,00	8 424 000,00
Responsable maintenance	650 000,00	24 000,00	84 500,00	108 500,00	1	758 500,00	9 102 000,00
Responsable traitement	650 000,00	24 000,00	84 500,00	108 500,00	1	758 500,00	9 102 000,00
Responsable extraction	650 000,00	24 000,00	84 500,00	108 500,00	1	758 500,00	9 102 000,00
Conducteurs d'engin	500 000,00	24 000,00	65 000,00	89 000,00	5	2 945 000,00	35 340 000,00
Chauffeur arroseur	500 000,00	24 000,00	65 000,00	89 000,00	1	589 000,00	7 068 000,00
Chauffeurs 4 x 4	450 000,00	24 000,00	58 500,00	82 500,00	1	532 500,00	6 390 000,00
Mécanicien	400 000,00	24 000,00	52 000,00	76 000,00	2	952 000,00	11 424 000,00
Pointeur	300 000,00	24 000,00	39 000,00	63 000,00	1	363 000,00	4 356 000,00
Manœuvres gravimétriques	150 000,00	24 000,00	19 500,00	43 500,00	26	5 031 000,00	60 372 000,00
Manœuvres hydrométallurgiques	200 000,00	24 000,00	26 000,00	50 000,00	1	250 000,00	3 000 000,00
Gardiens	150 000,00	30 000,00	19 500,00	49 500,00	2	399 000,00	4 788 000,00
Cuisinière	200 000,00	24 000,00	26 000,00	50 000,00	2	500 000,00	6 000 000,00
Planton	150 000,00	24 000,00	19 500,00	43 500,00	2	387 000,00	4 644 000,00
<b>Sous total 8</b>					54	21 252 500,00	255 030 000,00

### VI.1.2.2 Pièces de rechange et fournitures d'entretien

On estime qu'elles représentent 7 % des investissements en équipement.

$$7 \%(St1 + St2 + St3)$$

**Tableau 7. 11: Pièces de rechange et fournitures d'entretien**

Désignation	Monnaie locale en [Ar] 40 %	Devise équivalent en [Ar] 60 %	Coût total en [Ar] 100 %
Sous total 1	579 787 498,05	869 681 247,08	1 449 468 745,13
Sous total 2	355 567 481,02	533 351 221,53	888 918 702,55
Sous total 3	4 571 510,36	6 857 265,54	11 428 775,90
(St1+St2+St3)	939 926 489,43	1 409 889 734,15	2 349 816 223,58
<b>Sous total 9</b>	65 794 854,26	98 692 281,39	164 487 135,65

### VI.1.2.3 Utilités

**Tableau 7. 12: Consommation en utilités (réactifs, carburant, électricité,...)**

Rubriques	Unité	Quantité	Prix unitaire [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar] 100 %
				Monnaie locale [Ar] 80 %	Devise équivalent en [Ar] 20 %	
Carburant	Litre	269 000	3 000,00	645 600 000,00	161 400 000,00	807 000 000,00
Réactifs				126 554,00	31 638,50	158 192,50
Lubrifiant 2 % (St1 + St2 + St3)				37 597 059,58	9 399 264,89	46 996 324,47
Energie électrique				13 839 785,60	3 459 946,40	17 299 732,00
<b>Sous total 10</b>				697 163 399,18	174 290 849,79	871 454 248,97

### VI.1.2.4 Récapitulation du fond de roulement (lfr)

**Tableau 7. 13: Récapitulation du fond de roulement**

Désignation	Monnaie locale en [Ar]	Devise équivalent en [Ar]	Coût total en [Ar]
Frais du personnel	255 030 000,00	-	255 030 000,00
Pièces de rechange	65 794 854,26	98 692 281,39	164 487 135,65
Utilités	697 163 399,18	174 290 849,79	871 454 248,97
Sous total	1 017 988 253,44	272 983 131,18	1 290 971 384,62
Imprévus 5 %	50 899 412,67	13 649 156,56	64 548 569,23
<b>TOTAL lfr</b>	1 068 887 666,11	286 632 287,74	1 355 519 953,85
Pourcentage %	78,85	21,15	100,00

### VI.1.2.5 Investissements sans intérêts intercalaires

L'investissement total est la somme des investissements fixes et du fonds de roulement

**Tableau 7. 14: Investissements sans intérêt intercalaire**

Désignation	Monnaie locale en [Ar]	Devise équivalent en [Ar]	Coût total en [Ar]
Investissements fixes	1 653 957 906,79	2 157 515 069,48	3 811 472 976,27
Fonds de roulement	1 068 887 666,11	286 632 287,74	1 355 519 953,85
Total	2 722 845 572,90	2 444 147 357,22	5 166 992 930,12
Pourcentage %	52,70	47,30	100,00

## VII.2 Financement de l'exploitation [23] [24] [25]

### VII.2.1 Tableau récapitulatif des investissements

**Tableau 7. 15: Récapitulation des investissements**

Désignation	Monnaie locale en [Ar]	Devise équivalent en [Ar]	Coût total en [Ar]
Terrain domanial	120 000 000,00	-	120 000 000,00
Matériels et équipements	720 791 861,28	1 629 024 362,30	2 349 816 223,58
Aménagements et constructions	214 200 000,00	-	214 200 000,00
Frais d'installation et de transport	164 487 135,65	-	164 487 135,65
Frais du personnel	255 030 000,00	-	255 030 000,00
Pièces de rechange	65 794 854,26	98 692 281,39	164 487 135,65
Utilités	697 163 399,18	174 290 849,79	871 454 248,97
Frais d'ingénierie 15 %	205 460 609,54	268 014 294,35	473 474 903,88
Divers investissements	150 258 400,00	157 737 600,00	307 996 000,00
<b>Sous-total</b>	<b>2 593 186 259,90</b>	<b>2 327 759 387,83</b>	<b>4 920 945 647,74</b>
Imprévus (5 %)	129 659 313,00	116 387 969,39	246 047 282,39
<b>Total</b>	<b>2 722 845 572,90</b>	<b>2 444 147 357,22</b>	<b>5 166 992 930,12</b>
Pourcentage %	52,70	47,30	100,00

Les investissements nécessaires sont :

- en monnaie locale  $L_s = 2\,722\,845\,572,90$  [Ar] ;
- en devise équivalent en Ariary  $D_s = 2\,444\,147\,357,22$  [Ar] ;
- investissement total  $I_s = 5\,166\,992\,930,12$  [Ar].

### VII.2.2 Source de financement

Selon les actionnaires : 2/3 des investissements en devise sont apportés par la Société. Il constitue les capitaux propres. Les restes sont empruntés auprès des institutions financières soit locales, soit étrangères. Cependant, compte tenu du taux d'intérêt élevé à Madagascar, il est préférable d'emprunter plus de somme à l'étranger.

Donc  $C_p$  : Le capital propre

$$C_p = 2/3 D_s$$

$$C_p = 1\,629\,431\,571,48$$
 [Ar]

$C_l$  : L'emprunt local

$$C_l = 15 \% L_s$$

$$C_l = 408\,426\,835,94 \text{ [Ar]}$$

$C_d$  : L'emprunt extérieur

$$C_d = 1/3 D_s + 85 \% L_s$$

$$C_d = 3\,129\,134\,522,71 \text{ [Ar]}$$

En général, les emprunts bancaires constituent les dettes à long et à moyen termes pour l'entreprise. Cependant, pour la Société, ils seront limités à 3 ans puisque l'investissement est de courte-durée.

- Pour l'emprunt local, ces dettes seront remboursées annuellement pendant cinq ans à annuités constantes : taux d'intérêt 18 % avec six mois de différées soit  $d_L = \frac{6}{12}$
- Pour celles contractées auprès d'une banque extérieure : une banque Sud-Africaine, originaire du fondateur, le remboursement se fait annuellement pendant cinq ans, avec un taux d'intérêt de 8,5 % pour les banques Sud-Africaines à annuités constantes avec six mois de différées soit  $d_D = \frac{6}{12}$

### **VII.2.3 Intérêts intercalaires**

Rappelons que la notion d'intérêts intercalaires a été introduite pour définir les intérêts rapportés par les emprunts bancaires que l'entreprise prendra en charge avant qu'elle ne produise. Ils sont dus au différées de remboursement.

Ces intérêts intercalaires seront capitalisés et considérés comme des valeurs immobilisées. Ainsi, nous désignons par :

- $I$  : investissement total ;
- $D$  : dépenses d'investissements en devise ;
- $L$  : dépenses d'investissements en monnaie locale ;
- $I_s$  : investissement total sans intérêt intercalaire : 5 166 992 930,12 [Ar] ;
- $D_s$  : dépenses d'investissements en devises sans intérêt intercalaire : 2 444 147 357,22 [Ar] ;
- $L_s$  : dépenses d'investissements en monnaie locale sans intérêts intercalaires, soit égal à : 2 722 845 572,90 [Ar] ;
- $I_i$  : intérêt intercalaire total;
- $I_{iL}$  : intérêt intercalaire du crédit intérieur ;
- $I_{iD}$  : intérêt intercalaire du crédit extérieur.

Nous avons :

$$I_s = D_s + L_s$$

$$I = D + L$$

$$I_i = I_{iL} + I_{iD}$$

Ainsi,

$$I_{iL} = (0,15L) * i_L d_L$$

$$= 0,15 \times 0,18 \times 0,5L$$

$$I_{iL} = 0,0135 L$$

$$I_{iD} = \left(\frac{1}{3}D + 0,85L\right) * i_D d_D$$

$$I_{iD} = 1/3 \times 0,085 \times 0,5D + 0,85 \times 0,085 \times 0,5L$$

$$I_{iD} = 0,0142 D + 0,0361L$$

Donc,

$$L = L_s + I_{iL} = L_s + 0,0135 L$$

$$L = (1/ 0,9865) \times (L_s)$$

$$D = D_s + I_{iD} = D_s + 0,0142 D + 0,0361((1/ 0,9865) \times (L_s))$$

$$D = (1/ 0,9858) (D_s + 0,0366 L_s)$$

Nous en déduisons le tableau suivant :

**Tableau 7. 16: Tableau de dépenses**

Désignation	Monnaie locale en [Ar]	Devise équivalent en [Ar]	Coût total en Ar
Dépenses d'investissements en devise D <sub>s</sub>	-	2 444 147 357,22	2 444 147 357,22
Dépenses d'investissements en monnaie locale L <sub>s</sub>	2 722 845 572,90	-	2 722 845 572,90
Intérêt intercalaire du crédit extérieur : I <sub>iD</sub>	-	136 265 182,02	136 265 182,02
Intérêt intercalaire du crédit intérieur : I <sub>iL</sub>	37 261 444,74	-	37 382 609,74
Intérêt intercalaire I <sub>i</sub>	37 261 444,74	136 265 182,02	173 526 626,76
Investissement total avec intérêt intercalaire I	2 760 107 017,64	2 580 412 539,25	5 340 519 556,89
Pourcentage %	51,68	48,32	100,00

- les intérêts intercalaires sur l'emprunt local sont : 37 261 444,74 [Ar] ;
- les intérêts intercalaires sur l'emprunt extérieur sont : 136 265 182,02 [Ar] ;
- l'intérêt intercalaire est égal à 173 526 626,76 [Ar].

#### VII.2.4 Plan de financement

En tenant compte des intérêts intercalaires, la somme d'investissement total I est de

$$: I = 5 340 519 556,89 \text{ [Ar]}$$

D'où le plan de financement suivant :

**Tableau 7. 17: Plan de financement**

	Monnaie local [Ar]	Devise équivalent en [Ar]	Total
<b>RESSOURCES</b>			
Capital propre	-	1 629 431 571,48	1 629 431 571,48
Crédit intérieur	445 688 280,67	-	445 688 280,67
Crédit Extérieur	-	3 265 399 704,73	3 265 399 704,73
<b>Total</b>	445 688 280,67	4 894 831 276,21	5 340 519 556,89
<b>EMPLOIS</b>			
Investissements fixes	1 653 957 906,79	2 157 515 069,48	3 811 472 976,27
Fonds de roulement	1 068 887 666,11	286 632 287,74	1 355 519 953,85
Intérêts intercalaires	37 261 444,74	136 265 182,02	173 526 626,76
<b>Total</b>	2 760 107 017,64	2 580 412 539,25	5 340 519 556,89

### **VII.2.5 Tableau de remboursement des emprunts**

#### **VII.2.5.1 Dette intérieure avec taux de 18 %**

A chaque échéance, la Société rembourse la même annuité. Le montant des intérêts est donc décroissant.

i : taux d'intérêt

n : nombre d'années de remboursements

K : capital emprunté

$$\text{Annuité} = K \cdot i / [1 - (1+i)^{-n}] = 445\,688\,280,67 \times 0,18 / [1 - (1+0,18)^{-5}] = 142\,521\,236,51 \text{ [Ar]}$$

**Tableau 7. 18: Remboursement des dettes intérieures**

Année	Capital restant début de la période [Ar]	Amortissement [Ar]	Intérêt [Ar]	Annuité	Capital restant en fin de période [Ar]
0,5	445 688 280,67		37 261 444,74		445 688 280,67
1	445 688 280,67	62 297 345,99	80 223 890,52	142 521 236,51	383 390 934,69
2	383 390 934,69	73 510 868,26	69 010 368,24	142 521 236,51	309 880 066,42
3	309 880 066,42	86 742 824,55	55 778 411,96	142 521 236,51	223 137 241,87
4	223 137 241,87	102 356 532,97	40 164 703,54	142 521 236,51	120 780 708,90
5	120 780 708,90	120 780 708,90	21 740 527,60	142 521 236,51	0,00
<b>Total</b>		445 688 280,67	304 179 346,60	712 606 182,53	

#### **VII.2.5.2 Dette extérieure avec taux de 8,5 %**

$$\text{Annuité} = K \cdot i / [1 - (1+i)^{-n}] = 3\,265\,399\,704,73 \times 0,085 / [1 - (1+0,085)^{-5}] = 828\,646\,611,21 \text{ [Ar]}$$

**Tableau 7. 19: Remboursement des dettes extérieures**

Année	Capital restant début de la période [Ar]	Amortissement [Ar]	Intérêt [Ar]	Annuité	Capital restant en fin de période [Ar]
0,5	3 265 399 704,73	-	136 265 182,02	-	3 265 399 704,73
1	3 265 399 704,73	551 087 636,31	277 558 974,90	828 646 611,21	2 714 312 068,42
2	2 714 312 068,42	597 930 085,40	230 716 525,82	828 646 611,21	2 116 381 983,02
3	2 116 381 983,02	648 754 142,66	179 892 468,56	828 646 611,21	1 467 627 840,37
4	1 467 627 840,37	703 898 244,78	124 748 366,43	828 646 611,21	763 729 595,59
5	763 729 595,59	763 729 595,59	64 917 015,62	828 646 611,21	0,00
<b>Total</b>		3 265 399 704,73	1 014 098 533,35	4 143 233 056,06	

### VII.2.6 Tableau des amortissements

Comme le modèle de gisement envisagé prévoit une exploitation courte de 5 ans, les matériels seront remboursés pour cette durée et seront réutilisables au terme de ladite période. Nous utiliserons ici le taux d'amortissement linéaire.

**Tableau 7. 20: Tableau des amortissements**

Désignation	Durée	Valeur d'acquisition	Remboursement par an Ar	Valeur nette en fin d'exercice
Frais d'ingénierie	3	473 474 903,88	157 824 967,96	-
Matériels et équipements	15	2 349 816 223,58	156 654 414,91	1 566 544 149,05
Bâtiments et constructions	10	214 200 000,00	21 420 000,00	107 100 000,00
Frais d'installation et de transport des matériels	3	164 487 135,65	54 829 045,22	-
Intérêts intercalaires	5	173 526 626,76	34 705 325,35	-
Divers	3	307 996 000,00	102 665 333,33	-
<b>Total</b>		3 683 500 889,88	528 099 086,77	1 673 644 149,05

### VII.2.7 Détermination du prix de vente

Dans le chapitre précédent, nous avons déterminé que 1once d'or vaut : 1 175 [USD] soit 98 000 [Ar/g]. Nous aurons 245 217 [g] d'or à 24 Carats. Soit un chiffre d'affaire de CA=24 031 266 000,00 [Ar]

### VII.2.8 Comptes d'exploitation prévisionnels

Rappelons que la durée d'exécution du projet est d'environ cinq ans. Les comptes d'exploitation prévisionnels sont ainsi établis sur cette période. Ils sont récapitulés dans le tableau suivant sur représentation annuelle:

Tableau 7. 21: Compte d'exploitation prévisionnel

Désignation/ Année	1	2	3	4	5
Production [g]	28 929,10	77 326,20	65 499,84	73 459,89	-
Vente (98 000 [Ar/g])	2 835 051 408,00	7 577 967 600,00	6 418 984 320,00	7 199 069 220,00	-
Consommation intermédiaire [Ar]	1 087 650 734,29	1 087 781 864,87	1 087 749 821,69	1 087 771 389,21	216 285 773,23
Frais du personnel [Ar]	255 030 000,00	255 030 000,00	255 030 000,00	255 030 000,00	85 010 000,00
Coût d'exploitation [Ar]	1 342 680 734,29	1 342 811 864,87	1 342 779 821,69	1 342 801 389,21	301 295 773,23
Amortissement [Ar]	528 099 086,77	528 099 086,77	528 099 086,77	212 779 740,26	212 779 740,26
Coût de production [Ar]	1 870 779 821,06	1 870 910 951,64	1 870 878 908,45	1 555 581 129,47	514 075 513,49
Résultat brut d'exploitation [Ar]	964 271 586,94	5 707 056 648,36	4 548 105 411,55	5 643 488 090,53	-514 075 513,49
Frais financier [Ar]					
-Intérêts de l'emprunt local	80 223 890,52	69 010 368,24	55 778 411,96	40 164 703,54	21 740 527,60
-Intérêts de l'emprunt ext.	277 558 974,90	230 716 525,82	179 892 468,56	124 748 366,43	64 917 015,62
-Intérêts intercalaires	34 705 325,35	34 705 325,35	34 705 325,35	34 705 325,35	34 705 325,35
Total	392 488 190,78	334 432 219,41	270 376 205,87	199 618 395,32	121 362 868,58
Bénéfice imposable [Ar]	571 783 396,16	5 372 624 428,95	4 277 729 205,68	5 443 869 695,21	-635 438 382,07
Impôts et taxes 35 % [Ar]	200 124 188,66	1 880 418 550,13	1 497 205 221,99	1 905 354 393,32	-
Redevance et ristourne 2 % de la première vente [Ar]	56 701 028,16	151 559 352,00	128 379 686,40	143 981 384,40	-
Bénéfice net [Ar]	314 958 179,35	3 340 646 526,82	2 652 144 297,29	3 394 533 917,48	-635 438 382,07
Bénéfice net cumulé [Ar]	314 958 179,35	3 655 604 706,16	6 307 749 003,45	9 702 282 920,94	9 066 844 538,87
Cash-flow brut [Ar]	1 492 370 673,71	6 235 155 735,13	5 076 204 498,31	5 856 267 830,79	-301 295 773,23
Cash-flow net [Ar]	843 057 266,12	3 868 745 613,58	3 180 243 384,06	3 607 313 657,74	-422 658 641,81
Cash flow net cumulé [Ar]	843 057 266,12	4 711 802 879,70	7 892 046 263,76	11 499 359 921,50	11 076 701 279,69

Pendant la dernière année, il n'y a plus activité d'extraction. C'est durant cette année qu'on va procéder à la réhabilitation du site et le remboursement des emprunts restants.

Pour la bonne compréhension de ce tableau, rappelons les quelques définitions et valeurs suivantes :

- Production :

**Tableau 7. 22: Variation du taux de production durant l'exploitation**

Zone	Durée [j]	Taux de production d'or %	Période
Zone 1	159	40	1 <sup>ère</sup> année
	198	50	Une part de la 2 <sup>ème</sup> année
	52	100	Une autre part de la 2 <sup>ème</sup> année
Zone 2	553	50	Une part de la 2 <sup>ème</sup> année, la 3 <sup>ème</sup> année et une part de la 4 <sup>ème</sup> année
	48	0	5 <sup>ème</sup> année

- Ventes [Ar/g]
- consommation intermédiaire = CI

**Tableau 7. 23: Consommation intermédiaire CI**

Désignation	1	2	3	4	5
Pièces de rechange [Ar]	164 487 135,65	164 487 135,65	164 487 135,65	164 487 135,65	164 487 135,65
Matières consommables [Ar]	74 650,06	199 536,33	169 019,01	189 559,51	
utilités [Ar]	871 296 056,47	871 296 056,47	871 296 056,47	871 296 056,47	
Autres (travaux, fournitures et services extérieurs, assurance, vivres, etc.) : considéré à 5 % du CI [Ar]	51 792 892,11	51 799 136,42	51 797 610,56	51 798 637,58	51 798 637,58
CI [Ar]	1 087 650 734,29	1 087 781 864,87	1 087 749 821,69	1 087 771 389,21	216 285 773,23

- Frais du personnel : FP = 255 030 000,00 [Ar]
- Coût d'exploitation CE = CI + FP
- Coût de production CP = CE + A (avec A : amortissement sans intérêt intercalaire)
- Résultat brut d'exploitation RBE = Ventes – CP
- Frais financiers : F<sub>fi</sub> = intérêts E<sub>L</sub> + intérêts E<sub>D</sub> + Intérêts intercalaires
- Bénéfice imposable BI = RBE - F<sub>fi</sub>
- Impôts = 35 % du BI
- Bénéfice net RN = BI – impôts.
- Cash flow brut = RBE + A
- Cash flow net = RN + A

### VII.2.9 Valeur ajoutée

La valeur ajoutée  $V_{aj}$  est un paramètre de gestion d'une entreprise qui mesure la création des valeurs pour savoir le degré de participation de cette entreprise aux activités économiques nationales. En effet, la création d'une entreprise entraîne une amélioration du flux de la trésorerie de l'Etat par l'intermédiaire des impôts et des taxes. L'ensemble des valeurs ajoutées de toutes les entreprises définit le P.I.B pour un pays donné.

Elle est déterminée à l'année de croisière : c'est-à-dire : la 2<sup>ème</sup> année. Utilisons la méthode par rémunération des facteurs. Pour ce, nous considérons la somme de facteurs suivants :

FP	: Frais du personnel	255 030 000,00 [Ar]
I	: Intérêts sur emprunts	334 432 219,41 [Ar]
A	: Amortissements :	528 099 086,77 [Ar]
IT	: Impôts et taxes :	2 031 977 902,13 [Ar]
BN	: Bénéfice net de l'exploitation :	3 340 646 526,82 [Ar]

D'où, la valeur ajoutée est :  $V_{aj} = 6\,490\,185\,735,13$  [Ar]

### VII.3 Critères de rentabilité [23] [24] [25]

Les critères de rentabilité prévisionnelle sont également déterminés sur la base des données relatives à l'année de croisière, c'est-à-dire, la 2<sup>ème</sup> année.

#### VII.3.1 Taux de marge

##### ✓ Taux de marge brut

$$T_{mb} = \frac{\text{bénéfice brut}}{\text{Chiffre d'affaire}} = \frac{5\,707\,056\,648,36}{7\,577\,967\,600,00} = 75,31\%$$

Donc, environ 75,31 % des recettes sont constituées par le bénéfice brut.

##### ✓ Taux de marge net

$$T_{mn} = \frac{\text{bénéfice net}}{\text{Chiffre d'affaire}} = \frac{3\,340\,646\,526,82}{7\,577\,967\,600,00} = 44,08\%$$

Donc, 44,08 % des recettes sont constituées par le bénéfice net.

### VII.3.2 Taux de rentabilité

#### ✓ Taux de rentabilité brut

$$T_{rb} = \frac{\text{bénéfice brut}}{\text{Investissement total}} = \frac{5\,707\,056\,648,36}{5\,340\,519\,556,89} = 1,06$$

Ce qui signifie que 100 [Ar] d'investissement total dégagent 106 [Ar] de bénéfice brut.

#### ✓ Taux de rentabilité net

$$T_{rn} = \frac{\text{bénéfice net}}{\text{Investissement total}} = \frac{3\,340\,646\,526,82}{5\,340\,519\,556,89} = 0,63$$

Ce qui signifie que 100 [Ar] d'investissement total dégagent 63 [Ar] de bénéfice net.

### VII.3.3 Délai de récupération

Le délai de recouvrement (ou de récupération) du capital (ou Payback) correspond au temps nécessaire à l'investisseur pour récupérer les capitaux investis, c'est-à-dire qu'au bout de ce temps la somme des recettes est égale à la somme des dépenses.

Par définition, il est donné par :

$$D_r = \frac{\text{Investissement total} - (\text{fond de roulement} + \text{prix de terrain})}{\text{Cash flow net}}$$

$$D_r = \frac{5\,340\,519\,556,89 - (1\,355\,519\,953,85 + 120\,000\,000,00)}{3\,868\,745\,613,58} = 0,9542$$

Soit 11 mois et 11 jours de travail à partir du commencement de l'année de croisière.

### VII.3.4 Autonomie financière

$$A_f = \frac{\text{Capital propre}}{\text{Total des dettes}} = \frac{1\,629\,431\,571,48}{5\,340\,519\,556,89} = 30,51 \%$$

Ce qui signifie que le capital propre représente 30,51 % des dettes.

### VII.3.5 Productivité économique

$$P_e = \frac{\text{bénéfice net}}{\text{Valeur ajoutée}} = \frac{3\,340\,646\,526,82}{6\,490\,185\,735,13} = 51,47 \%$$

Le bénéfice net contribue à hauteur de 51,47 % de la valeur ajoutée.

### VII.3.6 Ratio d'affectation de la valeur ajoutée

#### VII.3.6.1 Part du groupe salarié : $P_s$

$$P_s = \frac{\text{Frais du personnel}}{\text{Valeur ajoutée}} = \frac{255\,030\,000,00}{6\,490\,185\,735,13} = 3,93 \%$$

Les frais du personnel représentent 3,93 % de la valeur ajoutée.

### VII.3.6.2 Part de l'Etat : $P_E$

$$P_E = \frac{\text{Impôts}}{\text{Valeur ajoutée}} = \frac{2\,031\,977\,902,13}{6\,490\,185\,735,13} = 31,31 \%$$

Ce qui traduit 31,31 % de la valeur ajoutée constitue la part de l'Etat.

### VII.3.7 Calcul du point mort ou seuil de rentabilité

#### VII.3.7.1 Définition

Le point mort ou seuil de rentabilité correspond au montant du chiffre d'affaires pour lequel l'entreprise ne réalise ni perte ni profit. Il peut être exprimé soit en volume de production, soit en chiffre d'affaires.

#### VII.3.7.2 Volume de vente

$$P_m = \frac{\text{Charges fixes totales} * \text{Chiffres d'affaires}}{\text{Chiffres d'affaires} - \text{Charges variables totales}}$$

$$P_m = \frac{3\,114\,986\,740,82 \times 24\,031\,368\,900,00}{24\,031\,368\,900,00 - 4\,567\,239\,583,30} = 3\,845\,915\,441,1335 \quad [\text{Ar}]$$

Soit après la vente de

$$\frac{3\,845\,915\,441,1335}{98\,000} = 39\,244,04 \quad \text{grammes d'or}$$

Avec :

- **chiffre d'affaire** : 24 031 368 900,00 [Ar]
- **charges fixes  $C_f$** : correspondent à l'ensemble des coûts indépendants du niveau d'activité de l'entreprise dont celle-ci doit s'acquitter pour s'assurer de son bon fonctionnement (charges fiscales et sociales, impôts, taxes et versements assimilés, ...). Elles demeurent identiques quel que soit le niveau d'activité de l'entreprise.

$$C_f = \text{Amortissement} + \text{FP}$$

$$C_f = 2\,009\,856\,740,82 + 1\,105\,130\,000,00$$

$$C_f = 3\,114\,986\,740,82 \quad [\text{Ar}] ;$$

- **charges variables  $C_v$** : à l'inverse des charges fixes, les charges variables sont directement liées au niveau d'activité de l'entreprise.

$$C_v = \text{Utilités} + \text{Matières consommables diverses} + \text{Pièces de rechange} + \text{Autres (5 \% CI)}$$

$$C_v = 3\,485\,184\,225,89 + 632\,764,91 + 822\,435\,678,25 + 258\,986\,914,25$$

$$C_v = 4\,567\,239\,583,30 \quad [\text{Ar}]$$

### VII.3.8 Taux de rentabilité interne

#### VII.3.8.1 Définition

Le T.R.I ou Taux de Rendement Interne est la valeur du taux d'actualisation « r » pour laquelle le bénéfice et les dépenses actualisés sont nuls. Il montre la rentabilité du projet pendant la durée de sa vie productive, et représente la rentabilité moyenne annuelle du capital.

$$VAN = \sum_{j=1}^{j=n} \frac{(R - D)}{(1 + r)^j} - I$$

Avec :

i = taux d'actualisation égale à T.R.I

R = Recettes totales

D = Dépenses réelles hors amortissement

I : investissement total

N : durée de l'activité

V.A.N : Valeur actuelle nette

Pour effectuer le calcul, nous avons choisi pour taux d'actualisation 12 % pour avoir une marge dans notre calcul de T.R.I. En réalité, il devrait être inférieur à cette valeur. Dans ce cas, le T.R.I calculé sera encore supérieur à celui calculé avec i= 12 %. Ainsi, le projet sera encore plus rentable.

#### VII.3.8.2 Optimisation et calcul du T.R.I

##### ➤ Utilisation de deux engins d'abattage

Vu le volume de notre ouvrage, nous n'avons pas pu indiquer toutes les opérations démontrant le T.R.I lors de l'utilisation de deux engins d'abattage et quatre camion-bennes pour le transport, le tableau comparatif des résultats est illustré à l'annexe VIII.

**Tableau 7. 24 : Calcul de V.A.N**

Année t	Cash – Flow net en [Ar]	Coefficient d'actualisation (1 + 0,12) <sup>-t</sup> Pour i=12 %	Cash-flow actualisé [Ar]
1	3 168 186 069,13	0,89	2 828 737 561,72
2	7 704 374 510,40	0,80	6 141 880 190,05

3	1 397 740 260,75	0,71	994 883 909,18
<b>Total</b>			9 965 501 660,96
<b>Investissement</b>			7 800 394 293,25
<b>V.A.N</b>			2 165 107 367,701

Pour déterminer T.R.I, nous allons calculer la valeur de r pour V.A.N=0

$$VAN = \sum_{j=1}^{j=3} \frac{(R - D)}{(1 + r)^j} - I = 0$$

D'où r est obtenu T.R.I sera tiré par interpolation pour la valeur de r donnant VAN = 0 :

**r=28,40 %                      V.A.N= 449 655,249**

**r=28,41 %                      V.A.N= - 624 561,716**

D'où T.R.I vaut : **28,4041856%**

➤ **Utilisation d'un seul engin d'abattage**

La V.A.N lors de l'utilisation d'une seule pelle hydraulique est de :

**Tableau 7. 25: Calcul de V.A.N**

Année t	Cash – Flow net en [Ar]	Coefficient d'actualisation (1 + 0,12) <sup>-j</sup> Pour i=12 %	Cash-flow actualisé [Ar]
1	843 057 266,12	0,89	752 729 701,89
2	3 868 745 613,58	0,80	3 084 140 316,95
3	3 180 243 384,06	0,71	2 263 634 424,01
4	3 607 313 657,74	0,64	292 513 043,97
5	-422 658 641,81	0,57	- 239 827 864,17
<b>Total</b>			8 153 189 622,66
<b>Investissement</b>			5 340 519 556,89
<b>V.A.N</b>			2 986 196 692,536

Nous allons calculer la valeur de r pour V.A.N=0

$$VAN = \sum_{j=1}^{j=5} \frac{(R - D)}{(1 + r)^j} - I = 0$$

D'où r est obtenu T.R.I sera tiré par interpolation pour la valeur de r donnant VAN = 0 :

**r=31,84 %                      V.A.N= 321 648,944**

$r=31,85\%$

$V.A.N=-702\ 141,389$

D'où  $r$  vaut : **31,84314143 %**

En utilisant un seul engin d'abattage, le T.R.I est plus élevé donc plus rentable. Et compte tenu que le T.R.I de ce projet est supérieur au taux d'actualisation, aussi, supérieur aux deux taux d'emprunts bancaires : local (18 %) et étranger (8,5 %), ce projet est qualifié d'un projet rentable financièrement.

## 2 **Indice de profitabilité $I_p$**

L'indice de rentabilité est la valeur actualisée des rentrées d'argent par rapport au coût du projet. Il est équivalent à un ratio bénéfices-coûts, et il donne une mesure de rentabilité relative. La règle décisionnelle avec l' $I_p$  est de choisir les projets qui ont un  $I_p$  plus grand que l'unité.

- Si  $I_p > 1$  : la rentabilité est supérieure au taux exigé  $r$  d'où le projet est jugé rentable ;
- Si  $I_p = 1$  : la rentabilité est égale au taux exigé  $r$ , le projet ne peut pas être qualifié de rentable ;
- Si  $I_p < 1$  : la rentabilité est inférieure au taux exigé  $r$  n'est pas rentable.

$$I_p = \frac{\sum_{j=1}^{j=5} \frac{(R - D)}{(1 + r)^j}}{I} = \frac{8\ 153\ 189\ 622,66}{5\ 340\ 519\ 556,89} = 1,52$$

## VII.4 **Evaluation socio-économique**

### VII.4.1 **Coefficient d'intégration : $C_i$**

Ce coefficient permet de mettre en évidence la proportion des frais engagés à l'extérieur pour la réalisation du projet :

$$C_i = \frac{\text{Frais sur place}}{\text{Frais sur place} + \text{Frais extérieurs}}$$

Avec :

- Frais sur place = Crédit intérieur
- Frais sur place = 445 688 280,67 [Ar]
- Frais extérieur = Crédit Extérieur + Capital propre
- Frais extérieur = 4 894 831 276,21 [Ar]

$$C_i = \frac{445\ 688\ 280,67}{445\ 688\ 280,67 + 4\ 894\ 831\ 276,21} =$$

$C_i=8\%$

#### **VII.4.2 Indicateur de rentabilité socio-économique $I_{se}$**

Par définition :

$$I_{se} = \frac{V_{aj}}{\text{Investissement}}$$
$$I_{se} = \frac{6\,490\,185\,735,13}{5\,340\,519\,556,89} = 1,22$$

Cela veut dire 100 [Ar] d'investissement rapporte à la nation 122 [Ar].

### **CONCLUSION PARTIELLE**

D'après l'analyse financière, nous pouvons déduire que ce projet est rentable puisque :

- l'investissement dégage 106 [Ar] de bénéfice brut et 63 [Ar] de bénéfice net ;
- la durée de récupération de l'investissement sera de 11 mois et 11 jours après le début de l'année de croisière ;
- toutes les charges de l'exploitation seront couvertes après la mise en vente de 39 244,04 grammes d'or ;
- le V.A.N est positive ;
- le T.R.I est de 31, 84314143 % largement supérieur aux taux bancaires ;
- l'indice de profitabilité est de 1,52 supérieur à 1.

---

## CONCLUSION GENERALE

Grâce à l'étude réalisée sur terrain et à la prospection à la batée renforcée par la géochimie, nous avons estimé un tonnage d'or d'environ 412 kilogrammes pour une surface de 95 976 mètres-carrés dans la partie de Miandrivazo. Avec la collaboration de la Société, nous avons pu élaborer un système d'exploitation à ciel ouvert allant de l'extraction au traitement aurifère.

Au cours de ce travail, nous avons constaté que l'étude de préfaisabilité d'un gisement reste une étape assez difficile et très importante pour un projet minier. L'élaboration d'un tel projet est un travail qui requiert beaucoup de soins et d'expériences professionnelles. En effet, il faut, entre autres, tenir compte des points suivants :

- ✓ l'étude de marché ;
- ✓ la rentabilité économique ;
- ✓ la conduite de l'exploitation et la qualité de la production ;
- ✓ la sécurité du travail maintes fois négligée ;
- ✓ la protection de l'environnement.

En ce qui concerne notre gisement, après les études d'exploitation (méthode d'exploitation, engin utilisé, rythme d'exploitation,...), de traitement (gravimétrique, hydro-métallurgique) et économique (coûts des investissements, fonds de roulement, délai de récupération, point mort,...), nous pouvons dire que tant sur le plan technique que sur le côté socio-économique, l'exploitation de la mine est jugée rentable avec un T.R.I de 31 % par rapport au T.R.I qui valent 28 % lors de l'étude menée en utilisant deux engins d'abattage. Cependant, l'investisseur doit aussi tenir compte de plusieurs risques tels que le risque pays, le risque d'asymétrie informationnelle, le risque de change et le volet sociologique pour bien déterminer la possibilité d'implantation de la mine.

La présence des ingénieurs des mines doit être impérative sur le terrain puisqu'il consiste à trouver les meilleures techniques, la plus économique sans entraver le volet sécuritaire en général, et l'exploitation minière en particulier. Toutefois, cette étude peut être ajustée selon les conditions réelles de terrain.

Nous espérons que cet ouvrage apportera une significative contribution pour les études ultérieures plus approfondies au niveau de cette mine.

## BIBLIOGRAPHIE ET WEBOGRAPHIE

- [1] ADRIARINAIVO R. M., mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme d'Ingénieur des mines, « CONCEPTION ET REALISATION D'UNE TABLE VIBRANTE POUR LA SEPARATION DES PARTICULES D'OR », 24 Oct. 2008.
- [2] CHAPERON P. ; DALOUX J. ; FERRY L., « Fleuves et rivières de Madagascar », p.855.
- [3] Cours « CFA116 », Conservatoire National des Arts et Métiers, la Réunion 2012-2013.
- [4] Cours 5<sup>ème</sup> année mines, « Environnement minier », E.S.P.A, 2014.
- [5] Cours 3<sup>ème</sup> année mines, « Exploitation à ciel'ouvert », E.S.P.A,2012.
- [6] Cours 5<sup>ème</sup> année mines, « Gestion du projet »,E.S.P.A, 2014.
- [7] Cours 3<sup>ème</sup> année mines, « Manutention des solides », E.S.P.A, 2012.
- [8] Cours 4<sup>ème</sup> année mines, « Métallurgie II », E.S.P.A, 2013.
- [9] Cours 5<sup>ème</sup> année mines, « Prospection minière », E.S.P.A, 2014.
- [10] Cours 5<sup>ème</sup> année mines, « Recherche opérationnelle », E.S.P.A, 2014.
- [11] GUIGES J., « Notice explicative. Carte géologique Ramartina-Mandoto au 1/200 000», 1951.
- [12] HABASHI F. « Extractive metallurgy », Mining, metallurgical and materials Engineering department, Laval University Quebec city Canada.
- [13] HERVIEU J., « Géographie des sols malgaches », Essai synthétique.
- [14] HUGHES F.E., « Geology of the mineral deposits of Australia and Papua New Guinea », the Australian Institute of Mining and Metalurgy, v.1, p.1008.
- [15] HOTTIN G., « Présentation et essai d'interprétation du précambrien malgache », bulletin de bureau des recherches géologiques et minières (deuxième série), p.122-127.
- [16] LIBAUDE J. et MORIZOT G. «Traitement des minerais d'or », B.R.G.M , Juin 1984.
- [17] Mémento des mines et carrières. Aide mémoire de l'exploitatnt 37<sup>ème</sup> édition, nouvelle série n°1, Société de l'Industrie Minérale Paris, 1995.
- [18] MICHEL R. « Métalurgie de l'or » technique de l'ingénieur, 2<sup>ème</sup> édition.
- [19] MOINE B., «Notice explicative sur les feuilles Miandrivazo-Betrandro-Ambatondradama », 1964.
- [20] PETOT J., « Note relative aux tables dormantes ou sluices ».

- [21] Plan communal de développement Miandrivazo, 2013.
- [22] « Plan Directeur d'actions pour la mise en valeur des ressources du sol et du sous-sol de Madagascar », B.R.G.M, 1985.
- [23] PRIGOGINE A., « Récupération de l'or par Sluicing », Tome VII, Institut Royal Colonial Belge, Bruxelles, 1952.
- [24] RAKOTOARIMANANA R.H., « Geology and petrology of the Dabolava region, west central Madagascar, with emphasis on granite-hosted gold mineralization », 2001, Master in natural sciences, rand Afrikaans University, p.79.
- [25] RAKOTONDRAIBE J. H., « Les ressources en eaux de Madagascar », Rapport HY 596, 1974.
- [26] ROQUES E. « Métallurgie de l'or » technique de l'ingénieur, 1<sup>ère</sup> édition, Oct. 1956.
- [27] SOLONIAINA F., mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme d'Ingénieur des mines, « CONCEPTION ET REALISATION D'UNE UNITE PILOTE DE TRAITEMENT HYDROMETALLURGIQUE APPLIQUEE AU TRAITEMENT DU PRECONCENTRE D'OR DU SLUICE », 15 juin 2007.
- [28] TOMLISON H.S. et FLEMING M.G., « Etude cinétiques de flottation » 6<sup>ème</sup> congrès international de la préparation des minerais, Inde, 1963.
- [29] TUCKER R.D. ; ASHWAL M.J ; HAMILTON M. ; LE GRANGE ; RAMBELOSON R., « U-Pb géochronology and isotope geochemistry of the Archean and proterozoic rocks of North-Central Madagascar », Journal of geology, 1999, v. 107, p.125-153.
- [30] Universalis 2014.
- [31] [www.24hgold.com](http://www.24hgold.com), juin 2014
- [32] [www.chercheur-or.com](http://www.chercheur-or.com), juin 2014
- [33] [www.gold.fr](http://www.gold.fr), juin 2014
- [34] [www.lefigaro.fr](http://www.lefigaro.fr), juin 2014
- [35] [www.metaux.precieux.fr](http://www.metaux.precieux.fr), juin 2014
- [36] [www.td.com/economics](http://www.td.com/economics), juin 2014
- [37] [www.xavier-massonau.over-blog.com](http://www.xavier-massonau.over-blog.com), juin 2014

▪

# ANNEXES

## ANNEXE I: NAPPES SOUTERRAINES DANS LE BASSIN VERSANT DE MORONDAVA

Ce tableau résume les caractéristiques physico-chimiques du bassin versant de Morondava.

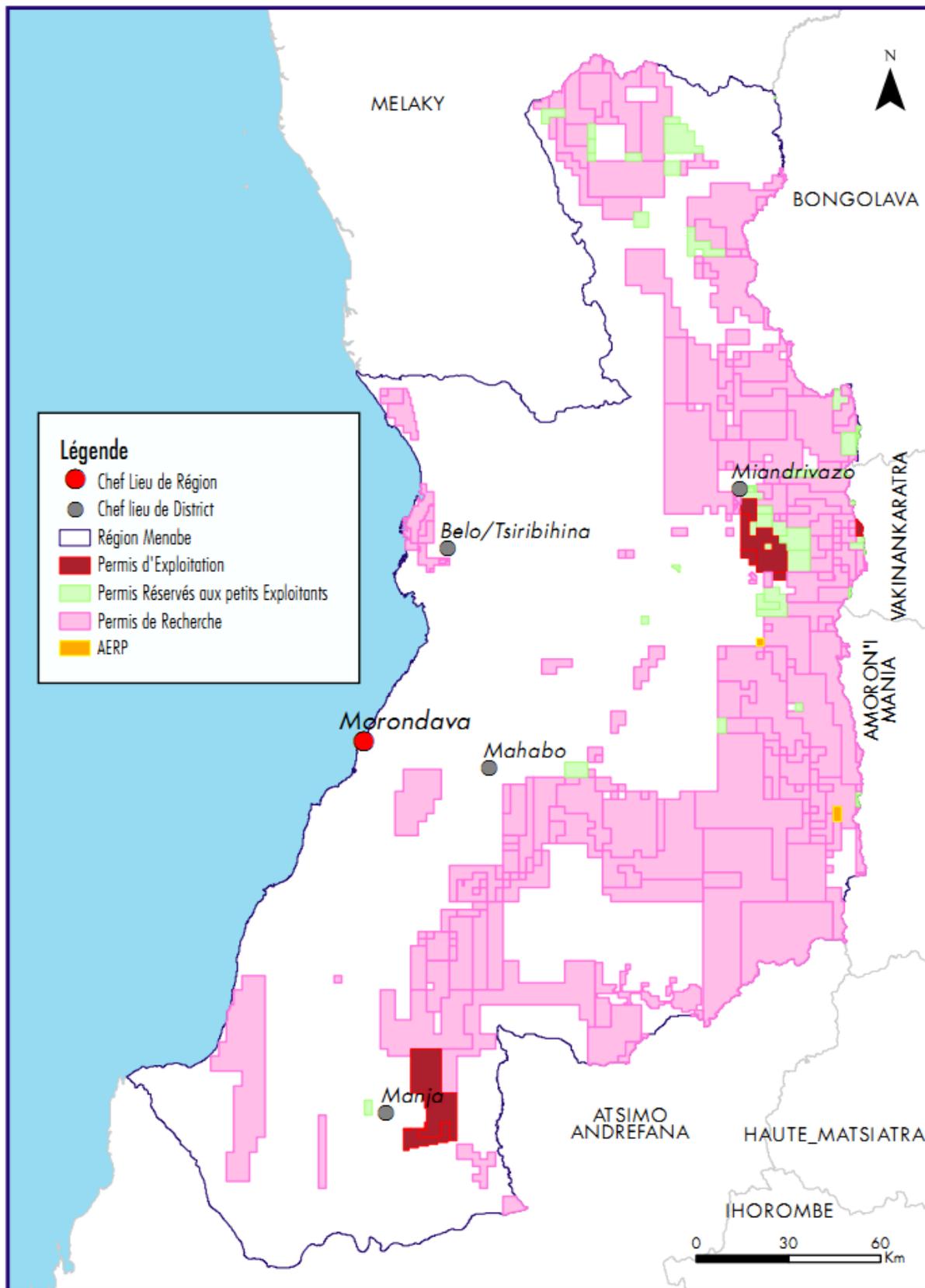
**Tableau 1 1 : Description des nappes aquifères du bassin versant de Morondava**

<b>Nature</b>	<b>Lithologie</b>	<b>Type de porosité</b>	<b>Type de nappe</b>	<b>Niveau statique [m]</b>	<b>Profondeur d'ouvrage [m]</b>	<b>Epaisseur aquifère [m]</b>	<b>Qualité d'eau</b>	<b>Débit spécifique [l/sec/m]</b>	<b>Débit artésien [l/se]</b>
<b>Nappes d'alluvion</b>	Sables argileux	Poreux	Captif ou Artésien	2 à 3	20	jusqu'à 10	Eau douce bicarbonatée calcique	1 à 5	-
<b>Nappes des sables de plage</b>	Sables fins	Poreux	Libre	2 à 3	1 à 5	5 à 10	Douce à saumâtre, parfois salée	0,04 à 055	-
<b>Nappes de l'Eocène supérieur</b>	Calcaire	Karstique	libre	5 à 10	50 à 100	jusqu'à 50	Douce	1,8 à 68	-
<b>Nappes de la Crétacé</b>	Grès sableux	Poreux	Artésien	-	50 à 300	50 à 100	Douce	1 à 14	14 à 19
<b>Nappes du Jurassique moyen</b>	Grès marneux	Poreux	Libre	20	100-150	jusqu'à 50	Douce	1 à 5	-
<b>Nappes de l'Isalo</b>	Sables - gréseux	Poreux	Libre ou peut-être artésien	-	50 à 150	50	Douce	0,5	-

Source : RAKOTONDRAIBE J. H (2005)

## ANNEXE II : PERIMETRES MINIERES DANS LA REGION

Voici la carte représentant les périmètres miniers dans la région de Menabe.



Carte A. 1 : Périmètres miniers de la Région de Menabe

## ANNEXE III : METHODE DE COLLECTE DE DONNEES DE LA PROSPECTION

### 1) Méthode

La coordonnée choisie est l'U.T.M en tant que coordonnée métrique internationale plus facile au maillage, et sélectionnée par l'option du G.S.P. Mais pour une bonne compréhension dans cet ouvrage, nous avons décidé de les projeter suivant la projection Laborde.

Ci-dessous le tableau indiquant les données collectées par points pendant la recherche, avec 10 colonnes qui s'expliquent comme suit :

- la première colonne indique la numérotation des puits pour le comptage de leurs nombres ;
- la deuxième indique l'identification ou dénomination des puits,
- les troisième et quatrième colonnes indiquent les coordonnées X et Y, positionne les points, et la cinquième indiquant l'altitude des points prise par G.P.S ;
- la sixième indique la profondeur finale de chaque puits en mètre, lors de leur exécution ;
- la septième indique la somme de quantité d'or évaluée par puits, en gramme ;
- la huitième indique la profondeur finale ou fond des couches minéralisées par puits ;
- la neuvième indique l'épaisseur des couches minéralisées par puits en mètre ;
- la dixième indique l'épaisseur de stérile par puits en mètre.

**Tableau A. 1: Tableau de collecte de donnée**

	Identification du puits	UTM – X Zone 38K	UTM – Y Zone 38K	Altitude [m]	Profondeur du puits [m]	Estim. Quantité en or [g]	Fond des Couches Minéralisés [m]	Épaisseur des Couches Minéralisés [m]	Épaisseur des Couches Stériles [m]
1									
2									
3									
4									

2) Autres fiches de données

Tableau A. 2 : Récolte de donnée géologique

Well :AS 75		UTM-X	UTM-Y	Z				
Sample	Layer [m]	Description					Gold evaluation	
		Lithology	Color	Gravel				
				Rounded %	Angular %	Total [Kg]		
75 AS 1	0,00-0,10	Sol latéritique résiduel à humus	2,5YR 5/4 Moderate brown	0	100	2,46	(-)	
75 AS 2	0,10-0,68	Sol latéritique résiduel	5R 4/4 weak red	8	92	52,69	(+)	
75 AS 3	0,68-1,03	Sol latéritique résiduel	10R 3/4 Dark reddish brown	0	100	1,98	(+)	
75 AS 4	1,03-1,22	Sol résiduelle argileux bariolé jaunâtre et brunâtre avec concrétion de graviers	2,5YR 5/4 Moderate brown	0	100	4,89	(+++)	
75 AS 5	1,22-2,10	Sol résiduel argileux	5YR 5/8 Light brown	4	96	26,73	(+++)	
75 AS 6	2,10-2,50	Roche résiduelle latérisée	10YR 4/6	0	100	3,57	(+)	
75 AS 7	2,50-2,98	Roche altérée latérisée	10YR 4/6	0	100	8,02	(-)	

3) Cubage (Volume)

La méthode de cubage appliquée pour les volumes se réalise à partir de l'épaisseur ou profondeur métrique [m] de chaque couche et les ensembles, rapportée avec la norme de puits de reconnaissance, de dimension (1 [m] x 1 [m]) alors, 1 [m<sup>2</sup>] x [m], donne le volume en [m<sup>3</sup>].

4) Masse volumique

La masse de chaque couche ou l'ensemble en bloc est basé sur l'application de la densité moyenne prélevée in-situ par les 11 échantillons typiques sélectionnées ; de caractéristique semi- sèche et humide, donne le résultat de 1,76 tonne par mètre cube.

Le tableau A.3 indique le calcul de la densité.

Le volume dans la troisième colonne du tableau ci-dessus indique le rapport de dimensions du trou de prélèvement, tracé avec une règle pour être en forme de cube et avec le maximum d'exactitude, pour avoir le volume.

La masse dans la troisième colonne indique la masse de l'échantillon prélevé dans le cube cité ci- dessus et pesé avec des balances pour avoir la masse en kilogramme, et qui est converti en tonne dans la troisième colonne.

Le rapport du volume et de la masse donne la densité de l'échantillon.

**Tableau A. 3: Calcul de densité**

Numéro progressif	Couches	Volume [m <sup>3</sup> ]	Masse [kg]	Masse [tonne]	Densité [t/m <sup>3</sup> ]
1	TGR06	0,0063	12,28	0,01228	1,95
2	TMR10	0,0063	12,61	0,01261	2,00
3	TIR21 (1)	0,0062	10,25	0,01025	1,65
4	TKR20	0,0062	7,91	0,00791	1,28
5	TIR21 (2)	0,0003	0,65	0,00065	2,17
6	TPR28 (1)	0,013	20,51	0,02051	1,58
7	TPR28 (2)	0,013	19,19	0,01919	1,48
8	TPR28 (3)	0,013	19,57	0,01957	1,51
9	TPR28 (4)	0,013	24,37	0,02437	1,87
10	TPR28 (5)	0,013	25,52	0,02552	1,96
11	TPR28 (6)	0,013	24,79	0,02479	1,91
Total					19,35
Moyenne					1,76

5) Densité des matériaux foisonnés

Les densités des matériaux foisonnés sont représentées dans ce tableau. Pour nous, 1,3 est le coefficient adapté.

**Tableau A. 4: Densité des matériaux [20]**

Matériau	Densité en place	Densité foisonnée	Pente du talus d'éboulement naturel
Terre sèche	1,5 à 1,6	1,2	36 à 40°
Terre humide	1,7 à 1,8	1,3 à 1,4	40 à 45°
Terre mouillée	1,9 à 2	1,4 à 1,5	30 à 36°
Argile humide	1,6 à 1,7	1,2 à 1,3	40 à 45°

## ANNEXE IV : RESULTATS DE LA PROSPECTION ALLUVIONNAIRE

Les résultats en entier de la prospection alluvionnaire effectuée sont représentés par ce tableau :

**Tableau A. 5:Résultats totaux de la prospection à la batée**

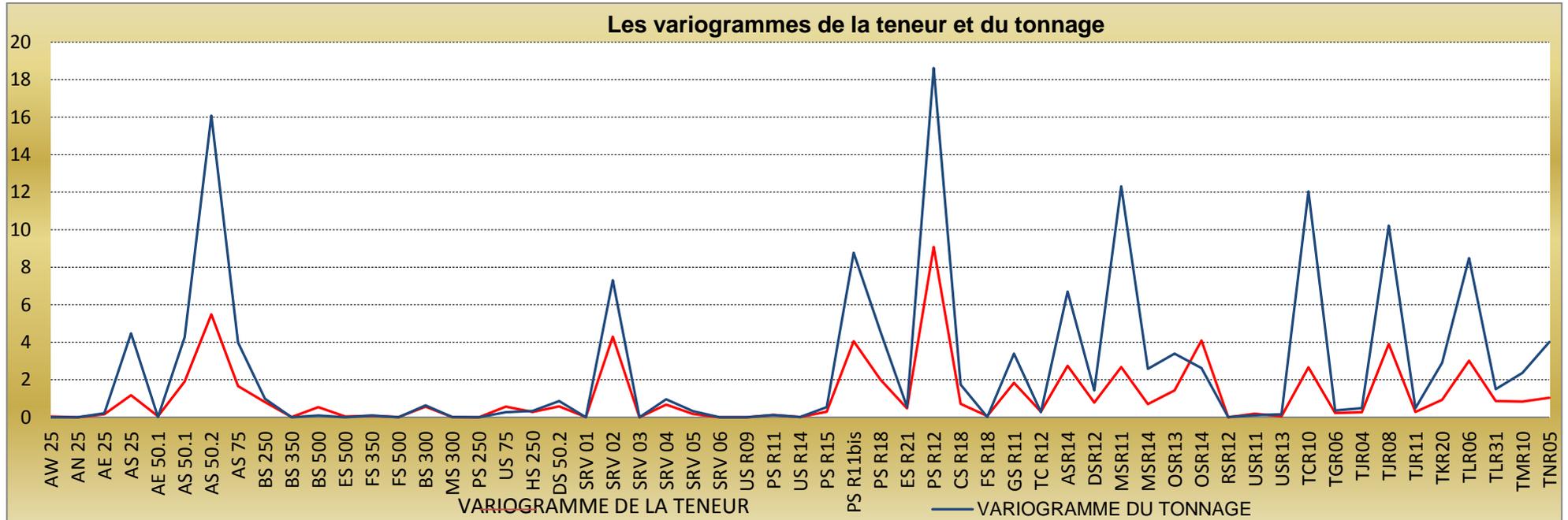
	Identification du puits	UTM – X Zone 38K	UTM – Y Zone 38K	Altitude [m]	Profondeur du puits [m]	estim. quantité en or [g]	fond des couches minéralisées [m]	épaisseur des couches minéralisées [m]	épaisseur des couches stériles [m]
1	<b>AW 25</b>	552 900	7 833 900	300	3,54	0,006335	0,15	0,15	0
2	<b>AN 25</b>	552 950	7 834 000	302	2,3	0	0	0	0
3	<b>AE 25</b>	553 050	7 833 900	298	3,38	0,22334	3,11	1,37	1,74
4	<b>AS 25</b>	552 950	7 833 825	297,5	4,83	4,479455	4,83	3,8	1,03
5	<b>AE 50.1</b>	553 100	7 833 900	297	4,3	0,01267	3,14	0,24	2,9
6	<b>AS 50.1</b>	552 950	7 833 775	295	3,37	4,27274	3,37	2,24	1,13
7	<b>AS 50.2</b>	552 950	7 833 725	297	3,13	16,08698	3,13	2,93	0,2
8	<b>AS 75</b>	552 950	7 833 650	298	2,98	3,98928	2,5	2,4	0,1
9	<b>BS 250</b>	552 975	7 833 571	300	3,2	0,986805	1,57	1,21	0,36
10	<b>BS 350</b>	552 975	7 833 475	303	3,32	0,006335	1,3	0,34	0,96
11	<b>BS 500</b>	552 975	7 833 373	306	1	0,099	0,18	0,18	0
12	<b>ES 500</b>	553 050	7 833 375	304	0,59	0,006335	0,32	0,13	0,19
13	<b>FS 350</b>	553 075	7 833 475	300	3,24	0,099	2,23	1,13	1,1
14	<b>FS 500</b>	553 075	7 833 375	303	1,03	0,006335	0,82	0,36	0,46
15	<b>BS 300</b>	552 975	7 833 525	302	2,53	0,632005	1,59	1,1	0,49
16	<b>MS 300</b>	552 900	7 833 525	303	2,83	0,01583	1,71	1,47	0,24
17	<b>PS 250</b>	552 825	7 833 575	302	2,76	0,008705	1,4	1	0,4
18	<b>US 75</b>	552 700	7 833 650	299	3,59	0,272445	2,16	0,48	1,68
19	<b>HS 250</b>	553 125	7 833 575	300	4,86	0,345875	4,59	1,23	3,36
20	<b>DS 50.2</b>	553 025	7 833 725	297	3,76	0,87118	3,13	1,5	1,63
21	<b>SRV 01</b>	553 125	7 833 775	297	3,68	0,007485	3,68	0,46	3,22
22	<b>SRV 02</b>	552 325	7 833 950	291	4,67	7,310065	4,35	1,7	2,65
23	<b>SRV 03</b>	552 425	7 833 575	296	5,57	0,00849	3,27	2,05	1,22
24	<b>SRV 04</b>	552 350	7 833 350	290	6,42	0,96384	4,81	1,42	3,39
25	<b>SRV 05</b>	552 550	7 833 275	295	3,92	0,322325	3,22	1,82	1,4
26	<b>SRV 06</b>	552 825	7 833 375	304	7,66	0,002515	6,81	1,58	5,23
27	<b>US R09</b>	552 700	7 833 875	297	4,23	0,00079	2,82	0,29	2,53
28	<b>PS R11</b>	552 825	7 833 825	297	1,97	0,12036	1,5	0,96	0,54
29	<b>US R14</b>	552 700	7 833 750	296	4,44	0,015975	4,44	1,51	2,93
30	<b>PS R15</b>	552 825	7 833 725	295	5,25	0,545055	5,25	1,78	3,47
31	<b>PS R11bis</b>	552 825	7 833 813	296,5	2,24	8,77152	2,24	2,16	0,08
32	<b>PS R18</b>	552 825	7 833 648	298	5,06	4,58862	4,57	2,27	2,3

33	<b>ES R21</b>	553 050	7 833 575	300	4,3	0,56022	3,03	1,18	1,85	
34	<b>PS R12</b>	552 825	7 833 800	296	3,22	18,62056	2,63	2,05	0,58	
35	<b>CS R18</b>	553 000	7 833 650	298	3,83	1,745285	3,83	2,44	1,39	
36	<b>FS R18</b>	553 075	7 833 650	299	3,3	0,02037	1,01	0,28	0,73	
37	<b>GS R11</b>	553 100	7 833 825	296	2,18	3,398315	2,05	1,85	0,2	
38	<b>TC R12</b>	552 500	7 833 800	293	4,09	0,272445	3,03	0,91	2,12	
39	<b>ASR14</b>	552 950	7 833 750	296	3,89	6,7123	3,89	2,44	1,45	
40	<b>DSR12</b>	553 025	7 833 800	297	6,32	1,43005	5,61	1,81	3,8	
41	<b>MSR11</b>	552 900	7 833 825	297	5,63	12,3193	5,63	4,59	1,04	
42	<b>MSR14</b>	552 900	7 833 750	296	4,86	2,5795	4,86	3,65	1,21	
43	<b>OSR13</b>	552 850	7 833 778	295	4,84	3,39925	4,84	2,37	2,47	
44	<b>OSR14</b>	552 854	7 833 755	294	2,24	2,61965	2,24	0,64	1,6	
45	<b>RSR12</b>	552 775	7 833 800	296	4,07	0,0102	2,77	1,48	1,29	
46	<b>USR11</b>	552 700	7 833 828	295	5,07	0,11305	3,99	0,59	3,4	
47	<b>USR13</b>	552 700	7 833 775	295	5,38	0,1705	5,38	2,98	2,4	
48	<b>SRV07</b>	552 125	7 833 200	287	3,82	Pas encore effectué de concentré par batée				
49	<b>SRV08</b>	552 050	7 833 200	286	1,84	Pas encore effectué de concentré par batée				
50	<b>T05</b>	552 581	7 833 424	298	2,28	Recoupement Géophysique				
51	<b>TCR10</b>	552 500	7 833 855	294	5,45	12,04235	5,45	4,51	0,94	
52	<b>TFR10</b>	552 425	7 833 855	291	5,92	Pas encore effectué de concentré par batée				
53	<b>TFR13</b>	552 425	7 833 785	291	6,30	Pas encore effectué de concentré par batée				
54	<b>TGR06</b>	552 400	7 833 950	291	4,66	0,36275	4,3	1,58	2,72	
55	<b>TIR21</b>	552 350	7 833 575	292	4,62	Pas encore effectué de concentré par batée				
56	<b>TJR04</b>	552 325	7 834 000	293	6,1	0,48475	4,66	1,73	2,93	
57	<b>TJR08</b>	552 325	7 833 910	290	6,39	10,22325	6,11	2,62	3,49	
58	<b>TJR11</b>	552 325	7 833 825	291	2,33	0,4947	2,09	1,76	0,33	
59	<b>TKR20</b>	552 300	7 833 600	291	4,52	2,90975	4,52	3,11	1,41	
60	<b>TLR06</b>	552 275	7 833 950	292	6,89	8,48875	4,82	2,81	2,01	
61	<b>TLR29</b>	552 275	7 833 380	289	5,55	Pas encore effectué de concentré par batée				
62	<b>TLR31</b>	552 275	7 833 334	289	2,48	1,49995	2,48	1,73	0,72	
63	<b>TMR10</b>	552 245	7 833 840	291	5,84	2,37065	5,74	2,84	2,9	
64	<b>TMR19</b>	552 242	7 833 633	290	5,76	Pas encore effectué de concentré par batée				
65	<b>TNR05</b>	552 225	7 833 975	293	4,46	4,0182	4,46	3,83	0,63	
66	<b>TPR28</b>	552 185	7 833 395	287	3,59	Pas encore effectué de concentré par batée				
67	<b>TSR27</b>	552 110	7 833 415	288	4,91	Pas encore effectué de concentré par batée				
68	<b>YSR09</b>	552 600	7 833 875	295	5,20	Pas encore effectué de concentré par batée				
					<b>TOTAL</b>	<b>277,78</b>	<b>151,943785</b>	<b>187,61</b>	<b>97,04</b>	<b>90,54</b>
					<b>Moyenne</b>	<b>4,09</b>	<b>1,56578509</b>	<b>3,29</b>	<b>1,7</b>	<b>1,59</b>
					<b>Teneur [g/m<sup>3</sup>]</b>	<b>1,56578509</b>				
					<b>Teneur [g/t]</b>	<b>0,88965062</b>				

## ANNEXE V : COURBES VARIOGRAPHIQUES ET DETAILS DES CALCULS

### a) Courbes variographiques

La figure suivante permet de déduire les points à minéralisation importante.



**Fig. A. 1: Variogramme de la teneur et tonnage du gisement**

b) Détails de calcul de la partie de gisement

Reprenons les tableaux du sous-paragraphe III.3.2.5, les valeurs sont calculées par la manière suivante :

**Tableau A. 6: Détails de calcul pour la partie recherche**

Zone	Surface de l'étendue [m <sup>2</sup> ]	Profondeur moyenne des puits [m]	Volume total du bloc de reconnaissance [m <sup>3</sup> ]	Épaisseur moyenne des couches utiles [m]	Volume du bloc utile [m <sup>3</sup> ]
Valeur	S	P	S x P	E <sub>u</sub>	S x E <sub>u</sub>

**Tableau A. 7: Détails de calcul pour la partie minéralisation**

Zone	Épaisseur moyenne des couches minéralisées [m]	Volume total du bloc minéralisé [m <sup>3</sup> ]	Épaisseur moyenne des couches stériles [m]	Volume total du bloc stérile [m <sup>3</sup> ]	Teneur moyenne [g/m <sup>3</sup> ]	RÉSERVE en or [g]
Valeur	E <sub>m</sub>	E <sub>m</sub> x S	E <sub>s</sub>	E <sub>s</sub> x S	t	t x E <sub>m</sub> x S

## ANNEXE VI : CARACTERISTIQUES PHYSIQUES DES ENGINES ET MATERIELS UTILISES

### 1) Matériels utilisés

#### ➤ Boussole

Il existe différents types de boussoles, mais la plus couramment utilisée est la boussole Chaix universelle. Elle est utilisée à la fois pour les levés topographiques et géologiques.

Dans le cas d'un levé géologique, les mesures comprennent les directions et les pendages de filon, de plan de stratification, de schistosité et de fracture, ainsi que la direction et le prolongement d'axes de plis, de linéations, de colonnes minéralisées, etc.

#### ➤ GPS (Global Positioning System)

Le GPS se traduit en français par « Système de positionnement mondial » ; il est un système de localisation. La position est exprimée par défaut dans un format donnant la latitude, la longitude et l'altitude dans le système WGS84.

Ces coordonnées sont facilement converties dans un autre système de référence propre au pays où se situe le récepteur. C'est un système qui se contente de recevoir des satellites et d'en déduire une position. Notre modèle est un «Garmin, eTrex».

#### ➤ XRF : X-ray fluorescence

Cette technique en spectrométrie de fluorescence consiste à mesurer l'énergie du rayon X .En terme technique, elle est désignée sous le nom de Energy dispersy spectroscopy ou EDS ou sous le nom de Energy dispersive X-ray fluorescence spectroscopy ou ED XRF. Ce petit appareil est de type EDX utilisable

- ✓ pour analyse de terrain pour géologues,
- ✓ pour caractérisation et détection dans les mines et carrières
- ✓ pour contrôle et suivi de chantier

L'appareil a les caractéristiques techniques suivantes :

- ✓ mini-tube X (pas de source radioactive)
- ✓ détecteur de très haute résolution et qualitative des éléments K (Z=19) à Pu (Z = 94)
- ✓ limite de détection de 15 à 100 [ppm] suivant les éléments

- ✓ Analyse en 10 à 120 secondes

L'avantage de l'utilisation de ces deux types de spectromètres de fluorescence X est que l'échantillon à analyser est prélevé sans aucune préparation.

- Motopompe

Le tableau suivant résume les caractéristiques de notre motopompe :

**Tableau A. 8: Caractéristiques de la motopompe**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Marque		YANMAR
Type		TF 100 B
Débit	[m <sup>3</sup> /h]	10
Puissance	[CV]	5,5
Pression de service	[Bar]	7
Prix avec accessoire	[Ar]	2 685 714,29

(Source : Madécasse)

- Groupe électrogène

**Tableau A. 9: Caractéristiques du groupe électrogène**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Puissance	[KVA/CV]	110/VA
Prix avec accessoire	[Ar]	7 400 000,00

(Source : Madécasse)

## 2) Engins et matériels lourds

- Camion-benne KERAX

Les caractéristiques de notre camion sont représentées par le tableau ci-dessous.

**Tableau A. 10: Paramètres techniques du camion benne**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Modèle		KERAX
Puissance au volant	[CV]	350
Capacité	[m <sup>3</sup> ]	11
Poids	[tonne]	19
Consommation	[l/100 km]	40
Prix	[Ar]	356 787 772,41

(Source : Madauto Ankorondrano)

- Camion-citerne

Pour ce camion arroseur, le tableau suivant résume ses caractéristiques.

**Tableau A. 11: Paramètres du camion-citerne**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Modèle		JE 13
Puissance au volant	[CV]	262
Capacité	[m <sup>3</sup> ]	10:
Poids	[kg]	29 500

Consommation	[l/100 km]	40
Prix	[Ar]	120 343 157,73

(Source : Entreprise Matérauto)

➤ Voiture 4 x 4

Les caractéristiques techniques de la voiture tout terrain sont :

**Tableau A. 12: Paramètres techniques de la voiture**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Modèle		NISSAN NAVARA double cabine dCi
Puissance nominale	[CV]	190
Capacité	places	5
Poids	[kg]	1 960
Réservoir	[l]	80
Prix	[Ar]	55 000 000

(Source : Madauto Ankorondrano)

➤ Compacteur CP-CS533E

Le compacteur possède les caractéristiques suivant :

**Tableau A. 13: Caractéristiques du compacteur**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Modèle		CATEPILLAR
Moteur		3054C
Puissance	[kW]	97
Poids en ordre de marche	[kg]	10 485
Prix	[Ar]	391 847 240,40

(Source: Henri Fraise)

➤ Tractopelle 438 D

Les propriétés du tractopelle sont :

**Tableau A. 14: Paramètres du tractopelle**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Modèle		CATEPILLAR
Moteur		C9 ACERT
Puissance nominale	[tr/min]	2 100
Capacité	[m <sup>3</sup> ]	10
Poids en ordre de marche	[kg]	24 962
Capacité de la lame	[m <sup>3</sup> ]	6,85
Prix	[Ar]	205 596 784,21

(Source : Henri Fraise)

➤ Pelle hydraulique 320-128HP

Les caractéristiques de la pelle hydraulique sont :

**Tableau A. 15: Caractéristiques de la pelle hydraulique**

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Modèle		CATEPILLAR
Moteur		C7.1 ATAAC
Puissance moteur	[CV]	209
Capacité	[m <sup>3</sup> ]	1
Poids	[kg]	30 115
Profondeur d'excavation maximale	[mm]	7 290
Prix	[Ar]	814 424 720,52

(Source : Henri Fraise)

## ANNEXE VII : CALCULS DU FRAIS DU PERSONNEL, MATIERES CONSOMMABLES ET UTILITES

### 1) Calculs du frais du personnel

#### a) Salaires

Les salaires sont déjà mentionnés d'après le tableau 7.10 de cet ouvrage.

Le salaire mensuel total est 21 955 200,00 [Ar].

#### b) Charges patronales

Nous évaluons les parts patronales à 13 % du salaire mensuel ; elles incluent les frais médicaux et les assurances, ajouté d'une indemnité de déjeuner valant 1000 [Ar/personne/jour] :

Charges patronales =  $21\,955\,200,00 \times 13\% + 1000 \times 56 = 3\,715\,200,00$  [Ar]

#### c) Frais du personnel FP

FP = Salaire + Charges patronales + déjeuner

FP = 21 955 200,00 [Ar]

### 2) Consommation en utilités

#### a) Energie électrique

Selon les tarifs non résidentiels de la JIRAMA, nous considérons le tarif 22 avec :

–Prix Unitaire de la consommation : 286 [Ar/kWh]

–Redevance mensuelle 8 701 [Ar] x 12 : 72 000 [Ar]

–PU de la puissance souscrite: 3 362 [Ar/kW]

Soit :

$C_e$  : la consommation annuelle d'électricité :

$C_T$  : Consommation moyenne par heure dans l'unité de traitement.30 [kW]

$C_g$  : Consommation par heure pour l'éclairage, estimé à 1 [kW]

$C_r$  : Consommation moyenne par heure pour l'entretien des machines, estimé à 2,5 [kW]

$N_H$  = nombre d'heures de fonctionnement des appareils pour une année

$N_H = 8 \times 288 = 2\,304$  heures

$C_U$  = coefficient d'utilisation moyenne estimé à 75 %

Application numérique :

$C_e = (30 + 1 + 2,5) \times 2304 \times 0.75 = 57\,888$  kW = 57 890 [kW]

Ainsi, la puissance souscrite est donnée par la formule

U : Tension : 380 [V]

I : Intensité prescrit : 500 [A]

PS = 380 x 500 = 190 000 [VA] ≈ 190 [kW]

D'où, la consommation annuelle totale en électricité est :

$C_e = (57\,890 \times 286) + (190 \times 3\,362) + 12 \times 8701 = 17\,299\,732$  [Ar]

### b) Carburant

Soit :

$C_C$  : la consommation annuelle du carburant.

$C_{M1}$  = Consommation moyenne par heure de gasoil pour les engins. = 15 [l/h]

$C_{M2}$  = Consommation moyenne par heure de gasoil pour les véhicules et tous les appareils motorisés (groupe, motopompe,...) = 5 [l/h]

$N_1$  = nombre d'engins = 6

$N_2$  = Le nombre d'appareils motorisés = 18 (motopompe, table vibrante, groupe, voiture)

$N_H$  = nombre d'heures de fonctionnement des appareils pour une année :

$N_H = 7 \times 288 = 2\,016$  [h]

$C_U$  = coefficient d'utilisation moyenne estimé à 74 %.

Application numérique :

$C_C = (C_{M1} \times N_1) + (C_{M2} \times N_2) \times N_H \times C_U$

$C_C = [(15 \times 6) + (5 \times 18)] \times 2\,016 \times 0,74 = 268\,531,20 \approx 269\,000,00$  [l]

Soit : prix d'un litre de gasoil = 3 000 [Ar]

D'où La consommation annuelle de carburant est 807 000 000,00 [Ar]

### 3) Réactifs

Voici la quantité et le prix de chaque réactif utilisé pour le traitement chimique.

**Tableau A. 16: Réactifs et quantités**

Rubriques	Unité	Quantité	Prix unitaire [Ar]	Coût de l'opération		Coût total
				Monnaie locale [Ar]	Devise [Ar]	
Méta bisulfite	[Kg]	442	1 000,00	353 600,00	88 400,00	442 000,00
Acide chloridrique	[l]	153	850	104 040,00	26 010,00	130 050,00
Hypochlorite de Sodium	[l]	46	1 320	48 576,00	12 144,00	60 720,00
<b>Total</b>				506 216,00	126 554,00	627 770,00

## ANNEXE VIII : OPTIMISATION DE L'INTERET ECONOMIQUE

Le tableau suivant illustre les résultats d'une part en utilisant deux pelles hydrauliques et d'autre part en utilisant une seule pelle hydraulique pour abattage.

**Tableau A. 17 : Comparaison entre l'utilisation de deux pelles et d'une pelle**

<b>Paramètres</b>	<b>Deux pelles</b>	<b>Une pelle</b>
<i>Nombre de camions</i>	4	2
<i>Rendement journalière</i>	790,86 [m <sup>3</sup> ]	395,43 [m <sup>3</sup> ]
<i>Nombre de tables vibrantes</i>	3	2
<i>Nombre d'appareils hydrométallurgiques</i>	2	1
<i>Nombre de personnel</i>	59	54
<i>Durée de vie de la mine</i>	3 ans	5 ans
<i>Total des investissements [Ar]</i>	5 829 003 023,38	3 811 472 976,27
<i>Total en fond de roulement [Ar]</i>	1 727 455 444,58	1 355 519 953,85
<i>Intérêt intercalaire [Ar]</i>	243 935 825,29	173 526 626,76
<i>Valeur ajoutée [Ar]</i>	11 406 567 273,77	6 490 185 735,13
<i>Taux de marge brut %</i>	80,43	75,31
<i>Taux de marge net %</i>	47,70	44,08
<i>Taux de rentabilité brut</i>	1,32	1,06
<i>Taux de rentabilité net</i>	0,79	0,63
<i>Délai de récupération</i>	9 mois et 21 jours	11 mois et 11 jours
<i>Autonomie financière %</i>	32,85	30,51
<i>Productivité économique</i>	53,70	51,47
<i>Part salariale %</i>	2,44	3,93
<i>Part de l'Etat %</i>	30	31,31
<i>Point mort (grammes d'or)</i>	29 420,02	39 244,04
<i>V.A.N [Ar]</i>	2 165 107 367,701	2 986 196 692,536
<i>T.R.I %</i>	28,4041856	31,84314143
<i>Indicateur de profitabilité</i>	1,28	1,52
<i>Coefficient d'intégration %</i>	11,59	8
<i>Indicateur de rentabilité socio-économique</i>	1,46	1,22

## ANNEXE IX : PHOTOGRAPHIES

Voici quelques photos illustrant les travaux sur terrains.



REMERCIEMENTS.....	I
SOMMAIRE .....	III
LISTE DES FIGURES.....	IV
LISTE DES CARTES.....	V
LISTE DES PHOTOGRAPHIES .....	VI
LISTE DES TABLEAUX.....	VII
LISTE DES ANNEXES .....	IX
LISTE DES ABREVIATIONS.....	X
INTRODUCTION.....	1
Première partie : PRESENTATION DU CADRE DE LA ZONE D'ETUDE.....	3
CHAPITRE I: ETUDE MONOGRAPHIQUE DE LA ZONE D'ETUDE .....	3
I.1 Géographie physique.....	3
I.1.1 Situation géographique et cadre administratif.....	3
I.1.2 Accès au site.....	5
I.1.3 Cadre physique.....	6
I.2 Aspect socio-économique.....	8
I.2.1 Démographie.....	8
I.2.2 Activités économiques.....	9
I.2.3 Education et santé.....	10
I.2.4 Infrastructures et communications.....	11
I.2.5 Sports et Culture .....	11
I.2.6 Projet social .....	11
I.2.7 Sécurité.....	11
I.2.8 Religion .....	11
I.2.9 Ethnologie.....	11
CHAPITRE II: CONTEXTE GEOLOGIQUE DE LA ZONE D'ETUDE .....	12
II.1 Géologie régionale.....	12
II.2 Etude pétrologique de la région.....	12
II.2.1 Formations magmatiques.....	12
II.2.2 Formations métamorphiques.....	12
II.3 Indice minier de la région .....	13
II.4 Présentation générale de la Société Zolataia Zvezda Madagasikara.....	14
II.4.1 Présentation générale de la Société.....	14
II.4.2 Concession minière.....	15
Deuxième partie: TRAVAUX DE TERRAIN ET ETUDES SUR L'EXPLOITATION ET LE TRAITEMENT DE L'OR.....	2
Chapitre III: TRAVAUX DE PROSPECTION ET DE RECHERCHE DE L'OR .....	16
III.1 Généralités sur l'or .....	16
III.2 Gisements aurifères de Madagascar .....	18
III.2.1 Gîtes primaires .....	18
III.2.2 Gisement secondaire .....	20

---

III.3	Stade de prospection.....	21
III.3.1	<i>Prospection au marteau</i> .....	22
III.3.2	<i>Prospection alluvionnaire</i> .....	23
III.4	Ratio de décapage global .....	35
Chapitre IV:	<b>ETUDES SUR L'EXPLOITATION ET TRAITEMENT DE L'OR</b> .....	36
IV.1	Généralités .....	36
IV.2	Type d'exploitation : Cas de Madagascar .....	36
IV.2.1	<i>Exploitation artisanale</i> .....	37
IV.2.2	<i>Exploitation mécanisée</i> .....	37
IV.3	Mode d'exploitation mécanisé .....	37
IV.3.1	<i>Différentes méthodes d'exploitation à ciel ouvert</i> .....	38
IV.3.2	<i>Critère du choix de la méthode d'exploitation</i> .....	39
IV.3.3	<i>Justification du choix</i> .....	40
IV.4	Méthodes de traitement de l'or .....	40
IV.4.1	<i>Méthode gravimétrique</i> .....	40
IV.4.2	<i>Méthode de traitement chimique</i> .....	43
IV.4.3	Choix et justification.....	48
IV.5	Etapes d'exploitation .....	48
IV.6	Moyen matériel et humain .....	49
IV.6.1	<i>Matériels d'exploitation</i> .....	49
IV.6.2	<i>Ressources humaines</i> .....	50
IV.7	Poste de travail.....	52
IV.8	Travaux préparatoires.....	53
IV.8.1	<i>Aménagement des voies d'accès</i> .....	53
IV.8.2	<i>Construction et installation</i> .....	53
IV.8.3	<i>Exhaure</i> .....	54
IV.8.4	<i>Découverte</i> .....	54
IV.9	Rythme de production .....	54
IV.9.1	<i>Définitions</i> .....	55
IV.9.2	<i>Abattage, chargement et transport</i> .....	56
IV.9.3	<i>Récapitulation</i> .....	62
IV.9.4	<i>Vitesse d'exploitation</i> .....	63
IV.10	Travaux de traitement .....	64
IV.10.1	<i>Traitement gravimétrique</i> .....	64
IV.10.2	<i>Traitement chimique : Hydrométallurgie par chloruration</i> .....	66
IV.11	Travaux auxiliaires .....	67
IV.12	Ordonnancement des tâches.....	69
IV.12.1	<i>Introduction</i> .....	69
IV.12.2	<i>Méthode utilisée</i> .....	70
IV.12.3	<i>Durée de vie de la mine</i> .....	72

<b>Chapitre V: IMPACTS ENVIRONNEMENTAUX DU PROJET</b> .....	75
<b>V.1 Présentation de l'approche</b> .....	75
<b>V.2.1 Etat initial</b> .....	76
<b>V.2.2 Matrice des impacts environnementaux</b> .....	77
<b>V.2.3 Raisons du choix du projet</b> .....	81
<b>V.2.4 Remise en état du site</b> .....	82
 Troisième partie : ETUDES ECONOMIQUE ET FINANCIERE DU PROJET.....	
<b>Chapitre VI: ETUDE DU MARCHE DE L'OR</b> .....	85
<b>VI.1 Production de l'or à Madagascar</b> .....	85
<b>VI.2 Marché de l'or</b> .....	85
<b>VI.2.1 Demande d'or</b> .....	86
<b>VI.2.2 Pays producteurs</b> .....	87
<b>VI.3 Cours de l'or actuel</b> .....	88
<b>VI.4 Part de marché dans le monde</b> .....	88
<b>Chapitre VII: EVALUATIONS ECONOMIQUE ET FINANCIERE DU PROJET</b> .....	90
<b>VII.1 Investissements [3] [6]</b> .....	90
<b>VII.1.1 Analyse des coûts des investissements fixes (If)</b> .....	91
<b>VII.1.2 Investissements en fonds de roulement (Ifr)</b> .....	95
<b>VII.2 Financement de l'exploitation</b> .....	97
<b>VII.2.1 Tableau récapitulatif des investissements</b> .....	97
<b>VII.2.2 Source de financement</b> .....	97
<b>VII.2.3 Intérêts intercalaires</b> .....	98
<b>VII.2.4 Plan de financement</b> .....	99
<b>VII.2.5 Tableau de remboursement des emprunts</b> .....	100
<b>VII.2.6 Tableau des amortissements</b> .....	101
<b>VII.2.7 Détermination du prix de vente</b> .....	101
<b>VII.2.8 Comptes d'exploitation prévisionnels</b> .....	101
<b>VII.2.9 Valeur ajoutée</b> .....	104
<b>VII.3 Critères de rentabilité</b> .....	104
<b>VII.3.1 Taux de marge</b> .....	104
<b>VII.3.2 Taux de rentabilité</b> .....	105
<b>VII.3.3 Délai de récupération</b> .....	105
<b>VII.3.4 Autonomie financière</b> .....	105
<b>VII.3.5 Productivité économique</b> .....	105
<b>VII.3.6 Ratio d'affectation de la valeur ajoutée</b> .....	105
<b>VII.3.7 Calcul du point mort ou seuil de rentabilité</b> .....	106
<b>VII.3.8 Taux de rentabilité interne</b> .....	107
<b>VII.4 Evaluation socio-économique</b> .....	109
<b>VII.4.1 Coefficient d'intégration : <math>C_i</math></b> .....	109
<b>VII.4.2 Indicateur de rentabilité socio-économique <math>I_{se}</math></b> .....	110

<b>CONCLUSION GENERALE .....</b>	<b>111</b>
<b>BIBLIOGRAPHIE ET WEBOGRAPHIE .....</b>	<b>XII</b>
<b>ANNEXES .....</b>	
ANNEXE I: NAPPES SOUTERRAINES DANS LE BASSIN VERSANT DE MORONDAVA	XIV
ANNEXE II : PERIMETRES MINIERES DANS LA REGION.....	XV
ANNEXE III : METHODE DE COLLECTE DE DONNEES DE LA PROSPECTION .....	XVI
ANNEXE IV : RESULTATS DE LA PROSPECTION ALLUVIONNAIRE .....	XIX
ANNEXE V : COURBES VARIOGRAPHIQUES ET DETAILS DES CALCULS .....	XXI
ANNEXE VI : CARACTERISTIQUES PHYSIQUES DES ENGINES ET MATERIELS UTILISES.....	XXIII
ANNEXE VII : CALCULS DU FRAIS DU PERSONNEL, MATIERES CONSOMMABLES ET UTILITES .....	XXVII
ANNEXE VIII : OPTIMISATION DE L'INTERET ECONOMIQUE.....	XXIX
ANNEXE IX : PHOTOGRAPHIES .....	XXX

Auteur : **ANDRIATSITOHAINA Ravaka Felandranja**

Date et lieu de naissance : 05 Avril 1992 à Toliary

Contact tel : +261 32 47 235 25 E-mail : [ravakafelana1@yahoo.fr](mailto:ravakafelana1@yahoo.fr)

Adresse : Lot 70 AB parcelle 11/47 Mangarano I Toamasina,  
Madagascar



\*\*\*\*\*

## RESUME

Cet ouvrage est un guide technico-économique de l'exploitation aurifère dans un périmètre de la Société Z.Z.M du District de Miandrivazo (380 kilomètres Sud-Ouest de la Capitale). Les recherches minières effectuées ont abouti à la connaissance d'une réserve prouvée de 412 601 grammes d'or natif sur une surface de 95 976 mètres carrés. Le plan d'exploitation proposé permet d'envisager une activité d'une durée de cinq ans, y compris le réaménagement du site à la fermeture de la mine. Les évaluations économique et financière ont montré la rentabilité de l'exploitation du gisement d'or alluvionnaire de la Société Z.Z.M avec un taux de rentabilité interne de 31,84314143 %.

**Mots-clés** : *Miandrivazo, or, prospection minière, exploitation de l'or, traitement de l'or, rentabilité économique*

## SUMMARY

This paper provides a technical-economic guide of gold mining in an operational area of Z.Z.M Society in the District of Miandrivazo (380 kilometers South-West of the Capital). The study's research findings resulted in discovery of a proven reserve of 412, 601 grams of native gold over an area of 95,976 square meters. The proposed business plan indicates the conducting of a five-year business activity, including the redevelopment of the site upon closure of the mine. The economic and financial assessments showed the profitability of exploiting alluvial gold reserve of the Z.Z.M Society, with a 31,84314143 % internal profitability rate.

**Keywords**: *Miandrivazo, gold, mineral exploration, gold mining, gold processing, economic profitability.*

\*\*\*\*\*

**Titre**: « **ETUDE DE PREFAISABILITE DE L'EXPLOITATION DU GISEMENT D'OR ALLUVIONNAIRE DE LA SOCIETE ZOLATAIA ZVEZDA MADAGASIKARA S.A.R.L: Cas du gisement de Miandrivazo** »

Rapporteur : Docteur ZAFILAHY Ying Vah

Encadreur professionnel : Monsieur RAZANAHOERA Mamitiana

Nombre de pages : 111

Nombre de chapitres : 7

Nombre de tableaux : 73

Nombre de figures : 15

Nombre de cartes : 8