

Table des matières

Remerciements	
Liste des figures	
Liste des cartes	
Liste des annexes	
Liste des tableaux	
Liste des abréviations	
Photo	
Introduction	1

Partie I: ETUDES BIBLIOGRAPHIQUES

Chapitre I : PRINCIPAUX GISEMENTS METALLIFERES À MADAGASCAR.....	2
I.1. Répartition géographique des principaux gisements métallifères à Madagascar.....	2
I.2. Géologie des principaux gisements métallifères	2
I.2.1. Gisement de nickel – cobalt.....	2
I.2.2. Gisement de la chromite.....	3
I.2.3. Gisement de l’Ilménite.....	3
I.2.4. Gisement de Fer.....	4
I.2.5. Gisement de Bauxite.....	4
Chapitre II : SITUATION DU NICKEL ET DU COBALT DANS LE MONDE.....	5
II.1. Généralités sur le nickel et le cobalt.....	5
II. 1.1. Caractéristiques du nickel.....	5
II.1.2. Caractéristiques de cobalt	5
II. 1.3. Principaux usages du nickel.....	6
II.1.4. Principaux usages du cobalt	7
II.1.5. Réserve, production, consommation mondiale du nickel et du cobalt.....	8

Partie II : PRESENTATION DU PROJET AMBATOVY

Chapitre III : ACTIVITES MINIERES.....	12
III.1. Description du projet	12
III.2. Travaux effectués.....	14
III.3. Résultat des tests.....	15
III.4. Mine.....	15
III.4.1 Activités.....	15
III.4.2 Exploitation de la mine.....	16
III.4.2.1. Exploitation à ciel ouvert.....	16
III.4.2.2. Etude sur les engins de transport au sein du chantier.....	35

Chapitre IV : ACTIVITES DE TRAITEMENTS ET DE RAFFINAGE.....	42
IV.1. Description de l'usine de traitement.....	42
IV.2. Traitement de minerai et raffinage des produits intermédiaires.....	43
IV.2.1. Brève historique de l'hydrométallurgie.....	43
IV.2.2. Schéma de préparation du minerai.....	44
IV.2.3. Schéma général de l'usine de traitement et de raffinerie.....	44
IV.2.4. Produits nécessaires au procédé de traitement et de raffinage.....	45
IV.2.5. Traitement de la pulpe du minerai au niveau de l'usine de traitement.....	47
IV.2.5.1. Lixiviation sous pression.....	47
IV.2.5.2. Neutralisation et lavage.....	49
IV.2.5.3. Processus de précipitation.....	50
IV.2.6. Raffinage du nickel et du cobalt.....	51
Chapitre V: AUTRES ACTIVITES LIES AU PROJET.....	55
V.1. Transport du minerai.....	55
V.1.1. Transport du minerai en pulpe par pipeline.....	56
V.1.2. Etude sur le transport du nickel et du cobalt traités vers le port	59
V.2. Parc à résidus miniers.....	60
V.3. Port.....	61
V.4. Carrière de calcaire.....	61
V.5. Environnement.....	62

Partie III : ETUDE SOCIO-ECONOMIQUE

Chapitre VI : ETUDE DU MARCHÉ DE NICKEL.....	65
VI.1. Analyse de la situation du marché de nickel.....	65
VI.2. Etude quantitative sur les tendances du marché du nickel	68
VI.2.1. Etude quantitative sur les tendances de l'offre au niveau du marché de nickel..	69
VI.2.2. Etude quantitative sur les tendances de la demande au niveau du marché de Nickel.....	73
Chapitre VII : ETUDE SOCIO-ECONOMIQUE.....	75
VII.1. Impacts socio-économiques du projet d'Ambatovy-Analamay.....	75
VII.2. Etude sur les recettes du projet Ambatovy-Analamay	76
VII.3. Conclusion.....	84
CONCLUSION GENERALE.....	85
Bibliographie.....	87

LISTE DES FIGURES

- Figure 1 :** Réserves mondiales en nickel.
Figure 2 : Réserves mondiales en cobalt.
Figure 3 : Production mondiale 2000 en nickel.
Figure 4 : Production mondiale 2000 en cobalt.
Figure 5 : Préparation du minerai.
Figure 6 : Schéma général de l'usine de traitement et de la raffinerie envisagée.
Figure 7 : Lixiviation sous pression.
Figure 8 : Neutralisation et lavage.
Figure 9 : Processus de neutralisation et de précipitation.
Figure 10 : Schéma de lixiviation des sulfures.
Figure 11 : Schéma de l'extraction par solvant.
Figure 12 : Réduction du nickel.
Figure 13 : Evolution de la consommation de métal primaire.
Figure 14 : Evolution du cours du nickel.
Figure 15 : Méthodes d'exploitation par tranches horizontales.
Figure 16 : Méthode d'exploitation mixte.
Figure 17 : Exploitation par fosses emboîtées.
Figure 18 : Méthodes d'exploitation par enlevures de stérile successives.
Figure 19 : Représentation graphique d'une séquence d'exploitation.
Figure 20 : Courbe d'exploitation à taux instantané minimal.
Figure 21 : Allure générale.

LISTES DES CARTES

- Carte 1:** Nickel-cobalt.
Carte 2 : Chromite.
Carte 3 : Ilménite ; monazite ; zircon.
Carte 4 : Minéralisations en fer.
Carte 5 : Bauxite.

LISTES DES ANNEXES

- Annexe I :** Abaque de vitesse 769 D.
Annexe II : Abaque de vitesse 777 D.
Annexe III : Etude d'engin de transport.
Annexe IV : Répartitions géographiques des principaux gisements métallifères à Madagascar.

LISTES DES TABLEAUX

Tableau1 : Principaux usages du nickel.

Tableau2 : Production mondiale de métal de cobalt.

Tableau 3 : Production minière et métallurgique, et consommation de nickel dans le monde.

Tableau 4 : Production minière et métallurgique, et consommation de cobalt dans le monde.

Tableau 5 : Equivalence du coût en US \$/ lb et US \$/ tonne.

Tableau 6 : Prévisions du cours du métal nickel.

Tableau 7 : Données de calcul.

Tableau 8 : Résultat du cobalt.

Tableau 9 : Résultat des analyses du traitement du minerai.

Tableau 10 : Nickel.

Tableau 11 : Cobalt.

Tableau 12 : Caractéristiques des matériaux.

Tableau 13 : Décomposition des tâches.

Tableau 14 : Dates au plus tôt et au plus tard.

LISTES DES ABREVIATIONS

ESPA : Ecole Supérieure Polytechnique d'Antananarivo.

DCC : Décantation à Contre Courant.

EIE: Etude d'Impact Environnementale.

DSRP : Document de Stratégie de la Réduction de la Pauvreté.

PGRM : Projet de Gouvernance des Ressources Minérales.

Mt : millions de tonne.

US : United States.

Coeff : coefficient.

lb : livre.

PHOTO

Photo1: Cuirasse ferrugineuse

INTRODUCTION

A l'instar des autres pays miniers, Madagascar possède une grande potentialité et diversité en ressources minières. La variété de ces substances minérales constitue une richesse et une force qui pourra jouer un rôle prépondérant dans la réduction de la pauvreté et la croissance économique du pays. Mais malheureusement, jusqu'à ces dernières années les exploitations minières ont été axées à des petites mines et des gisements de pierres précieuses et pierres fines utilisant plutôt des méthodes artisanales. Ainsi la performance du secteur minier enregistrée jusqu'ici se trouve nettement en dessous de sa potentialité et sa contribution au produit intérieur brut (PIB) du pays reste dérisoire et n'a guère dépassé les 3%.

Le nouveau code minier et plus particulièrement la loi n°2001- 031 établissant le Régime Spécial pour les Grands Investissements dans le secteur Minier malagasy accordant notamment la garantie de la sécurisation des investissements et les avantages fiscaux et douaniers ont désormais permis de placer Madagascar parmi les pays attractifs pour les investissements miniers à grande échelle. C'est ainsi que les projets de grande envergure sur l'exploitation de nickel-cobalt à Ambatovy et d'ilménite de Fort-Dauphin initiés respectivement par le joint-venture Dynatec-Phelps Dodge et Qit Mineral Madagascar ont été relancés pour donner leur premières productions dans un futur proche.

Cette nouvelle donne nous a incité à travailler sur le présent mémoire intitulé « CONTRIBUTION A L'ETUDE D'EXPLOITATION DES GISEMENTS DE NICKEL-COBALT : CAS DU PROJET D'AMBATOVY – ANALAMAY », dont le but est de mieux faire valoir combien les projets miniers à grande échelle peuvent contribuer, d'une manière importante, au développement rapide de Madagascar.

Ce mémoire comporte sept chapitres répartis sur trois parties suivantes :

- études bibliographiques ;
- présentation du projet Ambatovy ;
- étude socio-économique.

CHAPITRE I

PRINCIPAUX GISEMENTS METALLIFERES À MADAGASCAR

I.1. Répartition géographique des principaux gisements métallifères à Madagascar

Des études ont été déjà menées durant l'époque coloniale cherchant à déterminer les répartitions des gisements métallifères de Madagascar. Besairie est l'un des pionniers très remarquable dans ces travaux d'élaboration et d'interprétation des cartes géologiques de Madagascar.

Après notre indépendance, la tâche de l'amélioration et de la recherche géologique est confiée au ministère de l'énergie et des mines avec la collaboration du bureau de recherche géologiques et minières, ce qui permettra de programmer et de réaliser une approbation d'une éventuelle exploitation.

Vu la demande d'une relance économique du pays mais aussi la mise en valeur des ressources minérales pour le développement, le ministère de l'énergie et des mines, en étroite collaboration avec le BPGRM, a élaboré une nouvelle répartition géologique des gisements métallifères de Madagascar.

Nous avons l'avantage de localiser ces derniers notamment le nickel, le cobalt, la chromite, l'ilménite, le fer et la bauxite (Cf. Annexe IV).

I.2. Géologie des principaux gisements métallifères

I.2.1. Gisement de nickel – cobalt [19]

Situés à une quinzaine de kilomètres au Nord-Est de Moramanga et à 130 Km à l'Est de la capitale, les deux gisements d'Ambatovy et d'Analamay constituent les gisements de nickel les plus importants de Madagascar. Ces gisements se trouvent à une basse altitude de 900 mètres juste au Nord du chemin de fer principal et du réseau routier reliant la capitale Antananarivo et Toamasina, principal port du pays.

Découverts en 1960, ces gisements se trouvent dans deux sites (Ambatovy et Analamay) couvrant 8 km², à l'intérieur du gros massif d'Antampombato qui forme une vaste intrusion elliptique de 12 km de longueur avec 6 à 7 km de largeur, dans les migmatites précambriennes du système du graphite.

Ces gisements appartiennent au type classique d'altération superficielle sur péridotites datant de 90 millions d'années. La principale source de minerai est ferrallitique d'une épaisseur moyenne de 40m.

Avec des minerais de 190 millions de tonnes de teneurs 1,1% de nickel et 0,10% de cobalt, Ambatovy a le potentiel de devenir une des plus grandes mines de nickel du monde, avec un crédit significatif de cobalt.

La mine d'Ambatovy est extrêmement simple, ouvert vers approximativement un mètre de croûte. La croûte est une matière croustillante, dure appelée ferricrête, qui sera écrasée et employée comme matières premières pour les routes. Une fois la croûte enlevée, le minerai peut atteindre 40 mètres d'épaisseur.

I.2.2. Gisement de la chromite [18]

Sur le territoire du centre Nord de Madagascar la plupart des gisements et indices de chrome sont situés au sein du bouclier Malagasy. D'après leurs dimensions, ils peuvent être moyens et petits. Les gisements appartiennent à la formation chromitifère et se concentrent dans les zones structuro-métallogéniques de Maevatanana (nœud minéralisé de Ranomandry), d'Andriamena (nœud minéralisé de Bemanevika), d'Alaotra – Manampotsy (nœud minéralisé de Beriana et d'Ampasimbe, d'Ambodiriana (nœud minéralisé de Ranomena) et de Mananara (nœud minéralisé d'Androkany). Les gisements de chrome localisés dans le nœud minéralisé de Bemanevika sont actuellement en train d'être exploités.

I.2.3. Gisement de l'Ilménite [24]

Le gisement de l'ilménite le plus important de Madagascar se trouve surtout dans la partie Sud –Est de l'île ; sa dimension est connue à l'échelle mondiale. Les recherches ont permis de découvrir un gisement de minerai présentant une valeur économique potentielle près de Fort-Dauphin. Les travaux d'exploration ont confirmé l'existence de trois gisements à proximité de

Tolagnaro, il s'agit des gisements de Ste Luce, de Mandena et Petriky. La mise en exploitation sera dans les 2 prochaines années s'il n'y a pas de problèmes.

I.2.4. Gisement de Fer [18]

Les gisements de fer les plus importants de la formation de quartzites ferrugineux se localisent dans les nœuds minéralisés situés à l'Ouest du territoire étudié au sein de la zone structuro – métallogénique de Soalala. Ils se trouvent dans la partie littorale Nord – Ouest à 60 km environ vers le sud – ouest de la ville Soalala.

I.2.5. Gisement de Bauxite [17]

Le gîte principal est celui de Manantenina, sur les pénéplaines côtières de la côte Sud – Est (110km au Nord de Tolanaro), avec les réserves cubées de 165Mt de bauxite à 41% Al_2O_3 récupérable. Ces bauxites se sont formées à partir de leptynites alumineuses précambriennes du groupe de Fort – Dauphin. La zone Vangaindrano – Farafangana (120km environ au nord de Manantenina) représente une réserve d'appoint de 100Mt (réserves probables) formée sur basalte à 37,4% Al_2O_3 , récupérable.

CHAPITRE II

SITUATION DU NICKEL ET DU COBALT DANS LE MONDE

II.1 Généralités sur le nickel et le cobalt

Du fait que les études, objet du présent mémoire, sont plutôt axées sur le nickel et le cobalt comme matières premières issues des activités d'exploitation minière qui seront entreprises par la joint-venture Dynatec- Phelps Dodge, il nous paraît nécessaire, ne serait ce que d'une manière succincte, de procéder à la description de ces deux éléments.

II. 1.1. Caractéristiques du nickel [1]

Symbole atomique : Ni

Numéro atomique : 28

Masse atomique : 58, 70

Numéro de groupe : 8

Numéro de période : 4

Point de fusion : 1 455°C

Point d'ébullition : 2 913°C

Le chimiste suédois Cronstedt a découvert le nickel en 1751 dans le kupfernickel (niccolite). Le nickel est blanc argenté et prend un poli élevé. Il est dur, malléable, quelque peu ferromagnétique, et un conducteur de chaleur et d'électricité. Il appartient au groupe de fer-cobalt de métaux et est principalement valable pour les alliages qu'il forme.

II.1.2. Caractéristiques du cobalt [2]

Symbole : Co

Numéro atomique : 27

Masse atomique : 58,93

Numéro de groupe : 8

Numéro de période : 4

Point de fusion : 1494°C

Point d'ébullition : 2960°C

De couleur grisâtre et de teinte brillante et métallique, le cobalt est disponible sous beaucoup de formes comprenant le clinquant, les morceaux, la poudre, la tige, et le fil. Le cobalt est un métal de transition avec les propriétés magnétiques semblables à ceux du fer. Le cobalt est présent dans les météorites.

II. 1.3. Principaux usages du nickel [1]

La principale caractéristique du nickel est sa capacité d'alliage avec le fer, le chrome, le cuivre, l'aluminium et l'étain auxquels il apporte ses propriétés. Il est intensivement employé pour faire l'acier inoxydable et d'autres alliages résistants à la corrosion. En effet, près de deux tiers de la production de ce métal servent à l'élaboration des aciers inoxydables, utilisés par de nombreux secteurs industriels (chimie, agroalimentaire, biens d'équipement, etc).

Les quelques exemples ci-dessous illustrent bien l'utilisation de ce métal dans les différents secteurs industriels.

La tuyauterie faite d'alliage de cuivre–nickel est intensivement utilisée en transformant des usines de dessalement pour l'eau de mer converti en eau douce. Le nickel est employé intensivement pour faire les pièces de monnaie et l'acier à nickel pour des tôles de blindage.

Le nickel donne à un verre une couleur verdâtre. Le nickelage est souvent employé pour fournir un enduit protecteur pour d'autres métaux, et le nickel finement divisé est un catalyseur pour les huiles végétales d'hydrogénation. Il est également employé dans la céramique, dans la fabrication des aimants d'Alnico, et dans la batterie de stockage d'Edison.

Le tableau ci-dessous résume les principaux usages du nickel.

Tableau 1 : Principaux usages du nickel

Utilisation du nickel dans les différents secteurs industriels	
Secteurs industriels	Pourcentage
<i>Métallurgie ferreuse</i> <ul style="list-style-type: none">• Acier inoxydable• autres	60% 9%
<i>Métallurgie non ferreuse</i> <ul style="list-style-type: none">• Alliage de nickel - superalliages	14%
<i>Traitement de surface</i>	10%
Autres <ul style="list-style-type: none">• Monnaies, batteries Ni-Cd, catalyseurs et divers	7%

II.1.4. Principaux usages du cobalt [7, 8]

Le cobalt trouve l'une de ses principales applications dans la fabrication des superalliages, car il améliore la résistance mécanique, la résistance à l'usure et à la corrosion à haute température. Les superalliages à base de cobalt sont avant tout utilisés dans la fabrication d'aubes de turbines pour réacteurs d'avions et de turbines pour réacteurs à gaz pour compresseurs de pipelines.

Les alliages à base de cobalt ont également des applications spécialisées comme l'usinage de matériaux très durs ou lorsqu'une résistance élevée à l'abrasion est l'une de qualité requise. Dans de telles applications, les satellites représentent le plus important groupe d'alliages à base de cobalt. Dans les applications chimiques, l'oxyde de cobalt constitue un important additif pour la peinture, le verre et les céramiques. Le cobalt sert également à accroître l'adhérence de l'émail à l'acier dans certaines applications comme la fabrication d'appareil électroménager. Un composé de cobalt – molybdène -alumine est employé comme catalyseur dans le procédé de désulfuration du pétrole et d'hydrogénation.

Production mondiale.

Les statistiques nous montrent la production de métal de cobalt en tonne au cours de l'année 2000, 2001 et 2002.

Tableau 2: production mondiale de métal du cobalt.

Année	2000	2001	2002
Finlande	7700	8100	8200
Norvège	3433	3314	3993
Russie	4100	4600	4800
Union européenne	9164	9519	9661
Europe	16697	17433	18454
Congo D.R	4320	3199	2149
Zambie	3342	4665	6144
Afrique	9686	10212	10463
Asie	1717	2070	2466
Canada	4364	4378	4625
Amérique	5156	5267	5585
Australie	2637	3473	3901
Océanie	2637	3473	3901
Total mondial	35893	38455	40869

II.1.5. Réserves, production, consommation mondiale du nickel et du cobalt [1, 2, 28]

Au niveau du nickel

Les réserves mondiales (minerais sulfurés et minerais silicatés à garniérinite) sont estimées en 2000 à 49 Mt, principalement localisées en Australie (11,0 Mt), au Canada (6,7 Mt), en Russie (6,7 Mt), à Cuba (5,7 Mt), en Nouvelle Calédonie (4,5 Mt), ainsi qu'en Chine (3,7 Mt), en Indonésie (3,2 Mt) et en Afrique du Sud (2,5 Mt) (Cf. Fig. 1).



Fig. 1 Réserves mondiales du nickel en Mt (millions de tonnes)

La production minière mondiale de nickel en 2000 a été de 1,20Mt (Cf. tableau 3), avec 69% concentré dans les cinq pays producteurs majeurs (Cf. Fig.2), qui sont la Russie (235.000t), le Canada (190.700t), l'Australie (163.300t), la Nouvelle Calédonie (127.500t) et l'Indonésie (98.200t).

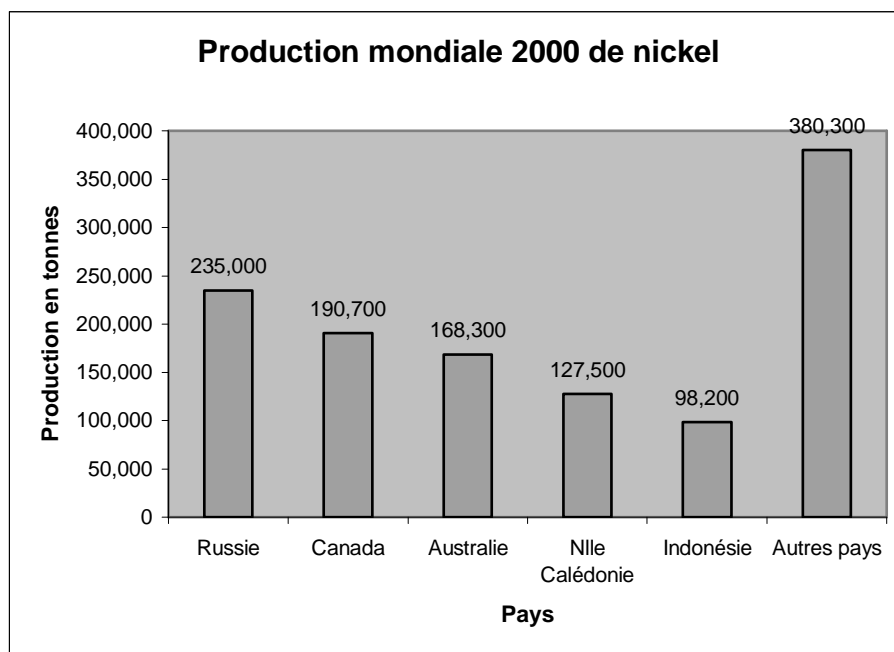


Fig. 2 Production mondiale 2000 de nickel

La consommation mondiale de nickel primaire en 2000 s'est élevée à 1,13 Mt, équivalente à la production de métal. Selon le journal parlé du RFI sur la « Chronique des matières premières » du 6h30min du 30 septembre 2004, la demande annuelle de nickel est de 1,2 Mt.

Tableau 3 : Production minière et métallurgique, et consommation de nickel dans le monde

Désignation	Unité	Année			
		1997	1998	1999	2000
Production minière	t	1 092 900	1 126 500	1 081 500	1 196 400
Production de métal primaire	t	1 024 600	1 051 200	1 043 000	1 131 300
Consommation de métal primaire	t	1 012 100	987 500	1 071 700	1 134 000

Au niveau du cobalt

Les réserves mondiales sont estimées en 2000 à 4,7 Mt, avec 98% localisées chez six pays producteurs, qui sont la République Démocratique du Congo (2,0 Mt), Cuba (1,0 Mt), l'Australie (0,88 Mt), la Zambie (0,36 Mt), la Nouvelle Calédonie (0,23 Mt), la Russie (0,14 Mt) (Cf. Fig. 3).

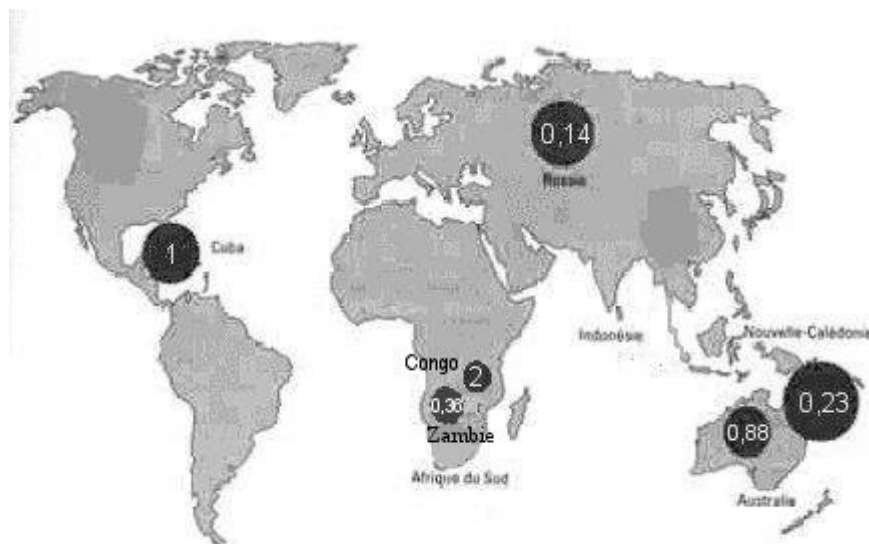


Fig. 3 Réserves mondiales du cobalt en Mt (millions de tonnes)

La production minière mondiale de cobalt en 2000 a été de 34.573 t (Cf. tableau 4), concentré avec 91% sur sept pays producteurs plus la CEI (Cf. Fig. 4). Ce sont la Zambie (7000 t), le Canada (5.281 t), la CEI (4.500 t, principalement de Russie), le Brésil (4.100 t), Cuba (3.095 t), la République Démocratique du Congo (3.000 t), la Nouvelle Calédonie (2.500 t) et l'Australie (2.000 t).

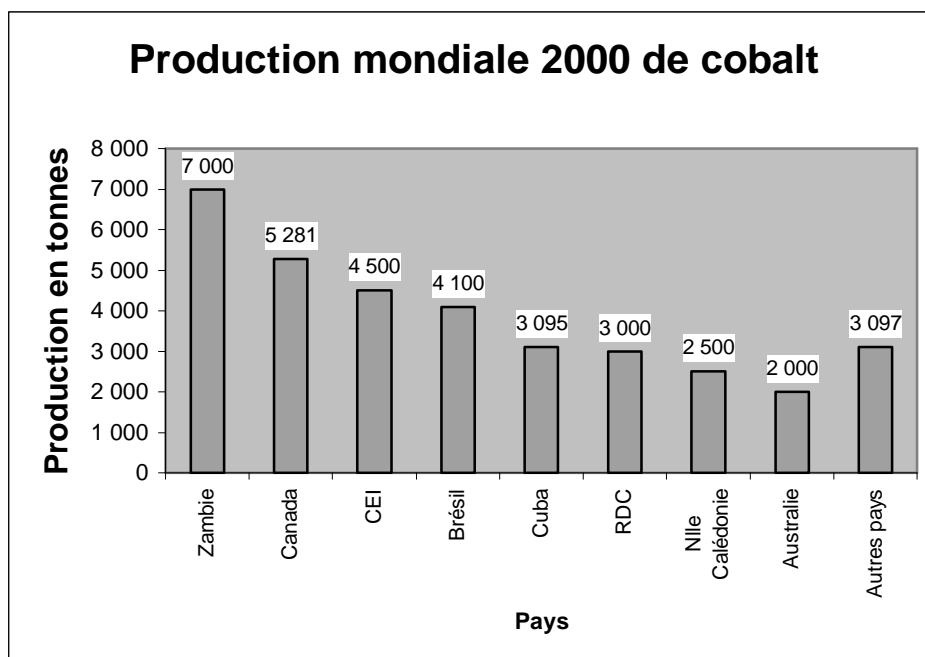


Fig. 4 Production mondiale 2000 de cobalt

La consommation mondiale de cobalt a été estimée à 44.000 t. Si les données sont généralement insuffisantes, on sait que la consommation intérieure des Etats-Unis, qui ne produisent plus de minerai de cobalt, s'est élevée à 10.900 t (déstockage et recyclage compris).

Tableau 4 : Production minière et métallurgique, et consommation de cobalt dans le monde

Désignation	Unité	Année			
		1997	1998	1999	2000
Production minière	t	30720	33208	31859	34573
Production de métal primaire	t	26040	31464	32940	35623
Consommation de métal primaire	t	34000	37000	44000	44000

CHAPITRE III

ACTIVITES MINIERES

III.1. Description du projet

Un permis minier sur les gisements de nickel et de cobalt d'Ambatovy a été délivré en 1995 à la Société Phelps Dodge. Ces gisements situés dans le Moyen-Est de Madagascar à 130 Km environ à l'Est d'Antananarivo ou à 240 Km du port de Toamasina, se trouvent principalement dans la commune d'Ambohibary, mais pourraient s'étendre dans d'autres communes. Aussi, les activités d'excavation et les infrastructures annexes auront-elles des impacts potentiels dans les quatre communes, notamment: Morarano, Ambohibary, Ampasipotsy et Andasibe.

Le projet Ambatovy comprend six composantes distinctes mais reliées entre elles : la mine, le pipeline de minerai en pulpe, l'usine de traitement, le parc à résidus miniers, le port et la carrière de calcaire. C'est un projet de très grande envergure dont la taille peut bien être illustrée, pour une meilleure appréciation, par l'énergie nécessaire pour sa réalisation. En effet, le projet aura besoin de 45 mégawatts pour le site minier à Ambatovy et de 50 mégawatts pour l'usine de traitement.

Situés à une quinzaine de kilomètres de la ville de Moramanga non loin de la RN 44, de la ligne de chemin de fer Moramanga-Lac Alaotra (MLA) et des sources d'eau et d'énergie pour des possibilités hydroélectriques, ces deux gisements de minerais constituant le site minier ont la particularité de se trouver dans une région d'accès facile.

Le projet d'exploitation minière constituée de latérite nickélifère aura une production moyenne de 60 000 tonnes de nickel et de 5 000 tonnes de cobalt par an sur une période de 20 ans. Pour y parvenir, l'exploitation du minerai s'élèvera environ à six millions de tonnes par an. Si le gisement de minerai est situé près de Moramanga à environ 130 Km à l'Est d'Antananarivo, les unités de traitement, utilisant la technologie d'hydrométallurgie, seront implantées sur la côte Est du pays. Il est prévu que l'installation fonctionnera à pleine capacité en 2007, et les opérations seront poursuivies jusqu'en 2027.

Un plan d'actions initial se traduisant par la réalisation des activités ci-après a été établi:

- Collecte des données environnementales de base - 1996 ;
- Etude d'Impact Environnementale (EIE) - 1996 ;
- Remise du rapport EIE prévu deuxième trimestre - 1999 (version préliminaire) ;
- Etude de faisabilité finale achevée dernier trimestre - 1998 ;
- Elaboration de la convention d'établissement - 1998 ;
- Décision d'investissement, fin 1999 ;
- Mise en place de financement fin 2000 ;
- Construction 2001 – 2002 ;
- Début de production 2003.

Compte tenu du volume important d'investissement nécessaire, comme il a été mentionné au chapitre VII ci-dessous, pour mener à bien un projet d'une telle envergure, il est important de souligner que la réalisation des activités inscrites dans le plan d'actions initial est conditionnée par un certain nombre de facteurs déterminants, notamment:

- l'évaluation positive de l'EIE ;
- le développement d'infrastructures adéquates ;
- l'établissement de mesures acceptables pour l'investisseur étranger (législation, réglementation, garantie des investissements, conditions fiscales,...) ;
- la prise de décision d'investissement par Phelps Dodge ;
- l'obtention de financement adéquate pour le projet ;
- l'état du marché du nickel ;
- l'issue positive des négociations avec les pouvoirs publics de Madagascar.

Compte tenu de tous les facteurs susmentionnés, force est de souligner que le plan d'actions initial a connu un décalage en terme de chronogramme. Ce changement d'échéances, phénomène tout à fait normal dans une exploitation minière d'une telle envergure, ne fait que prouver à quel point la prise de toute décision doit être valablement motivée. En effet, les étapes successives des actions à entreprendre mettent en évidence des séquences de décisions qui nécessitent chaque fois une évaluation spécifique de plus en plus précise. Aussi, le début de la construction est-il reporté en 2005 pour commencer la production en 2007.

A notre avis, force est de constater que la promulgation, vers la fin de l'année 2002, de la loi n° 2001-031 établissant le Régime Spécial pour les Grands Investissements dans le Secteur Minier Malagasy, a été un des facteurs déterminants du côté de l'Etat Malagasy pour le lancement du projet. En effet, cette loi, accordant entre autres une garantie et stabilité des investissements miniers de grande envergure, a permis de placer Madagascar comme un pays de plus en plus attractif pour les investissements miniers à grande échelle. C'est ainsi qu'en Août 2003 a été signé un accord joint-venture entre Dynatec à hauteur de 53% et Phelps Dodge Corporation à 47% pour le développement et la réalisation du projet de nickel - cobalt d'Ambatovy.

III.2. Travaux effectués

Depuis l'octroi du permis minier en 1995 beaucoup de travaux ont déjà été effectués, qui peuvent être succinctement résumés comme suit :

- 23 000 mètres de forage, dont les résultats sont employés pour évaluer les réserves et identifier les zones importantes;
- complément du processus de traitement de base ;
- extraction de 30 tonnes d'échantillon de masse pour le test au Fort Saskatchewan pour conclure les spécifications du modèle;
- étude de sélection de site, facilité de filatures et de transport via pipeline ;
- construction sur le site minier;
- avancement des évaluations d'impact social et écologique comme partie de l'étude bancaire de faisabilité; et,
- préparation des estimations de dépenses d'opérabilité et de la capitale, qui seront conclues plus tard dans le processus d'étude de faisabilité bancaire.

Jusqu'au milieu de l'année 2004, Dynatec avait consacré des ressources significatives pour le projet d'Ambatovy, avec comme priorité le devoir de compléter l'étude de faisabilité bancaire qui a été commencée en septembre 2003. D'ailleurs, il n'est plus à démontrer que dans ce genre d'entreprise à forte intensité capitalistique au niveau de l'investissement, l'évaluation finale, celle qui apparaît dans le rapport de faisabilité, est bien entendu, celle qui nécessite la plus grande masse d'informations, de natures diverses et avec la meilleure précision possible.

III.3. Résultat des tests [20,22]

Le 05 Avril 2004, Dynatec annonçait des résultats positifs des tests métallurgiques sur les latérites d'Ambatovy. Basé sur ces résultats, la production annuelle pour Ambatovy est maintenant prévue en moyenne de 60 000 tonnes de nickel et 5 000 tonnes de cobalt, chiffres revues en hausse par rapport aux estimations précédentes respectivement de 50 000 et 4 000 tonnes. Cette hausse du tonnage permettra d'avoir un impact sur les coûts opératoires, et dont les gains ainsi obtenus pourront apporter une amélioration des matériels tout en respectant le délai de récupération de l'investissement.

Les résultats spécifiques d'essai métallurgique ont fait ressortir les éléments ci-après:

- l'extraction de nickel et de cobalt par le procédé de lixiviation qui dépassait régulièrement 96%;
- la faible quantité de consommation en acide, 220 kg/tonne pour le minerai de limonite primaire ;
- une excellente caractéristique pour la séparation liquide-solide, avec résidus de neutralisation fixés de 50% à 60% de solides, et résidus de solution de neutralisation fixés de 35% à 45% solides ; et,
- le temps de rétention en autoclave est de 75 minutes ou moins par rapport à une estimation de 90 minutes lors de l'essai antérieur.

Avec des résultats favorables pour l'étude de faisabilité, l'approbation des partenaires de joint venture et l'achèvement fructueux de la structure financière du projet, le commencement de la construction est attendu pour 2005, avec le début de la production prévu pour 2007.

III.4. Mine

III.4.1 Activités

Pour bien mener le projet, des études tant au niveau technique et technologique qu'au niveau environnemental doivent être entreprises pour notamment les points ci après :

- les phases de développement de la mine ;
- le type et la taille des équipements miniers ;

- les considérations environnementales liées aux méthodes d'exploitation alternatives, notamment les approches permettant de réduire la surface et la durée des perturbations ;
- les zones de stockage du mort terrain ainsi que les zones de stockage des produits chimiques ou du carburant ;
- l'usine de traitement du minerai en pulpe ;
- les équipements d'assèchement et de contrôle des eaux de surface, et le bilan d'eau ;
- les types et la quantité des déchets, ainsi que les lieux de stockage et de décharge ;
- les phases de développement des infrastructures, y compris les phases de pré construction, de construction, d'exploitation, de réhabilitation et de démantèlement ;
- l'alimentation en eau, les sources, la conception de la prise d'eau, la quantité et le tracé de la canalisation ;
- l'alimentation électrique, la source, la quantité et le trajet de la ligne d'alimentation ;
- les émissions dans l'atmosphère et dans l'eau ;
- le plan de fermeture ;
- la gestion des zones tampons ;
- la description et la gestion du camp de chantier ;
- la consommation et la gestion du carburant ; et
- les routes et la circulation.

III.4.2 Exploitation de la mine

III.4.2.1. Exploitation à ciel ouvert [32]

On peut définir comme exploitation à ciel ouvert toute exploitation qui met à nu le gisement à exploiter en enlevant les terrains de couverture et en extrait ensuite le minerai. On doit donc distinguer deux phases dans ce type d'exploitation :

- Le décapage ou découverture,
- L'extraction du minerai.

L'exploitation à ciel ouvert ne se limite donc pas à l'exploitation des gisements de substances non concessibles, telles que les sables, gravier, arbres, calcaires, etc.

L'emploi d'engins d'abattage, de chargement et de transport très puissants mais dont l'encombrement ne permet pas l'emploi dans les travaux souterrains a permis d'exploiter en découverte des gisements dont l'exploitation en souterrain ne serait pas rentable.

Ce type d'exploitation présente du point de vue sécurité, des avantages certains sur l'exploitation souterraine. Par contre, il peut poser de gros problèmes d'environnement.

Comparée à l'exploitation en souterraine, elle n'est rentable que jusqu'à une profondeur et pour un taux de découverte (mètre cube stérile / tonne de minerai) déterminés par une comparaison entre les prix de revient des deux types d'exploitation.

Le schéma présenté montre l'allure générale schématique d'un gisement commençant par des affleurements en surface et s'en fonçant progressivement (fig. 21).

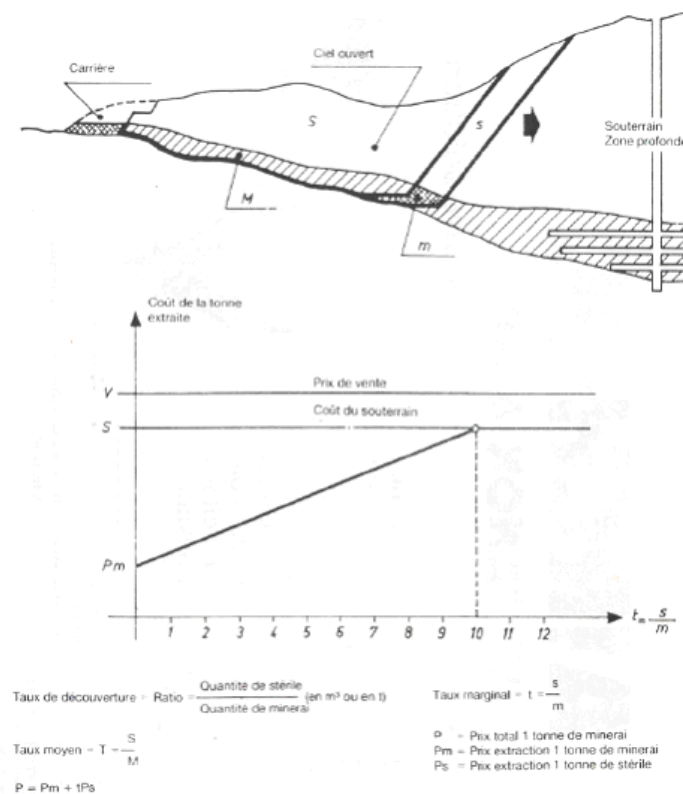


Fig.21 : Allure général

Pour deux zones, la solution est évidente :

- Près des affleurements, l'exploitation doit se faire à ciel ouvert,
- En profondeur, elle doit se faire en souterrain.

Entre les deux, il y a une partie du gisement exploitable à ciel ouvert. La limite de cette exploitation à ciel ouvert se détermine essentiellement sur des bases technico-économiques.

Le paramètre essentiel est le taux de découverte (ratio).

$$T = \frac{\text{Quantité de stérile(S)}}{\text{Quantité de minerai (M)}}$$

S et M pouvant être exprimés en volume ou en tonnages. Ce taux de découverte peut être moyen (calculé sur les quantités totales dans la fosse) ou marginal (t) ; t croît en général avec la profondeur. Si θ est le prix de revient de l'extraction d'une tonne en souterrain, P_m est le prix de revient de l'extraction d'une tonne de minerai à ciel ouvert, P_s est le prix de revient de l'extraction d'une tonne de minerai avec les stériles correspondants.

On doit s'arrêter d'exploiter à ciel ouvert lorsque :

$$P = \theta$$

Or vu la coupe géologique de notre gisement il n'est pas nécessaire d'envisager une exploitation souterraine.

a) Séquence d'exploitation

Il est commode de représenter graphiquement la séquence d'exploitation d'une grande fosse en découverte en portant (fig. 19) :

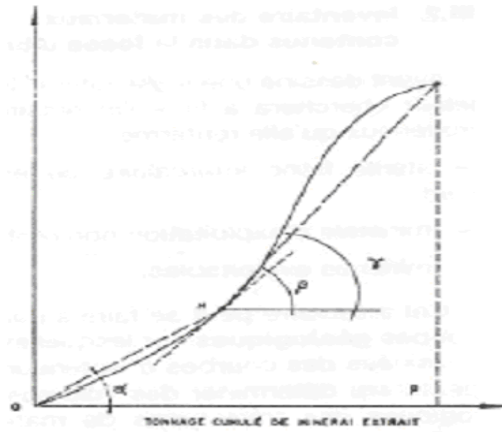


Fig. 19 : Représentation graphique d'une séquence d'exploitation.

Avec

R = réserves exploitables

$\text{tg } \alpha$ = taux de découverte moyen réalisé au stade M

$\text{tg } \beta$ = taux de découverte instantané en M

$\text{tg } \gamma$ = taux de découverte moyen à réaliser à partir de M

- En abscisse : le tonnage cumulé de minerai extrait,
- En ordonnée : le tonnage cumulé de découverte extraite.

Ces graphiques font apparaître : le taux de découverte instantané, le taux moyen réalisé jusqu'à un certain stade de l'exploitation et le taux moyen de l'exploitation future.

Pour une même fosse ultime, il existe une infinité de séquences d'exploitation dont toutes les courbes représentatives aboutissent au même point ultime. L'enveloppe de ces courbes ou « courbe d'exploitation à taux instantané minimal » (fig. 20), correspond à une séquence d'exploitation où l'on effectue un terrassement marginal à un taux de découverte minimal.

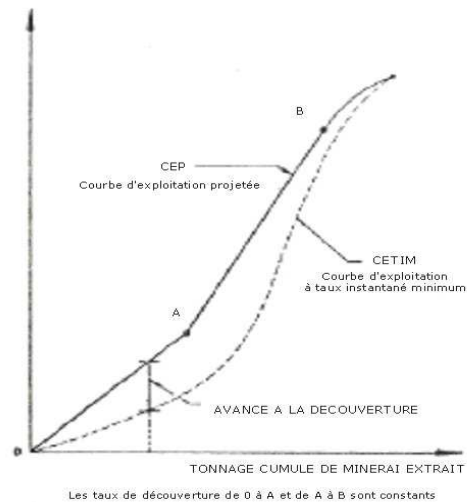


Fig. 20 : Courbe d'exploitation à taux instantané minimal.

Le projet d'exploitation sera basé sur une courbe d'exploitation projetée (C.E.P.) qui prévoit une avance à la découverte que l'on appelle aussi « degré de confort » et qui est nécessaire parce que :

- Sans elle, les engins de terrassement seraient gênés dans leur évolution,
- Il faut se prémunir contre des événements de nature à ralentir la cadence d'extraction,
- On en peut accepter de modifier chaque année le taux de découverte instantané, ce qui conduirait à modifier fréquemment le parc de matériel et pourrait en traîner un suréquipement en fin d'exploitation.

L'avance à la découverte permet, d'autre part, de régulariser le tonnage annuel total à terrasser.

b) Méthodes d'exploitation

On peut distinguer quatre méthodes d'exploitation principales :

- L'exploitation par tranches horizontales (fig. 15)
- L'exploitation par fosses emboîtées (fig. 17)
- L'exploitation mixte, compromis entre les deux premières (fig. 16)
- L'exploitation par enlevures successives de stériles (fig. 18).

Dans notre cas, l'exploitation par tranche horizontale est le mieux vu que notre gisement est presque horizontal selon la coupe géologique [29] ci-dessous :

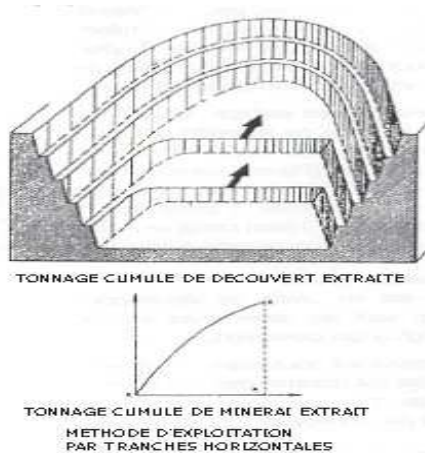
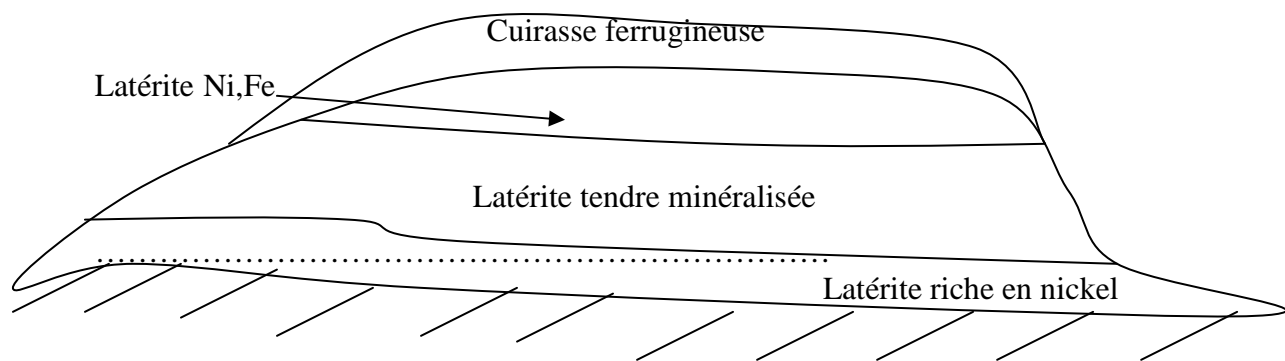


Fig. 15

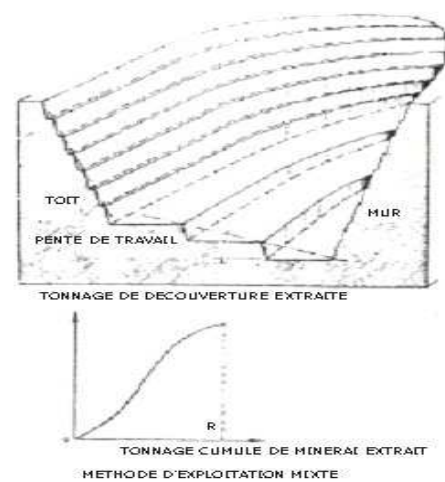


Fig. 16

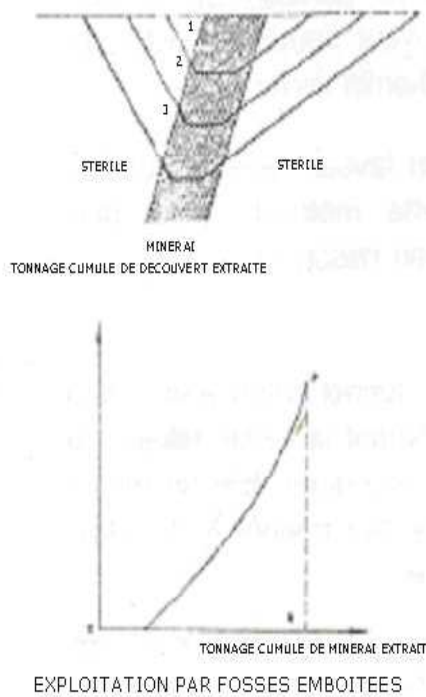


Fig.17

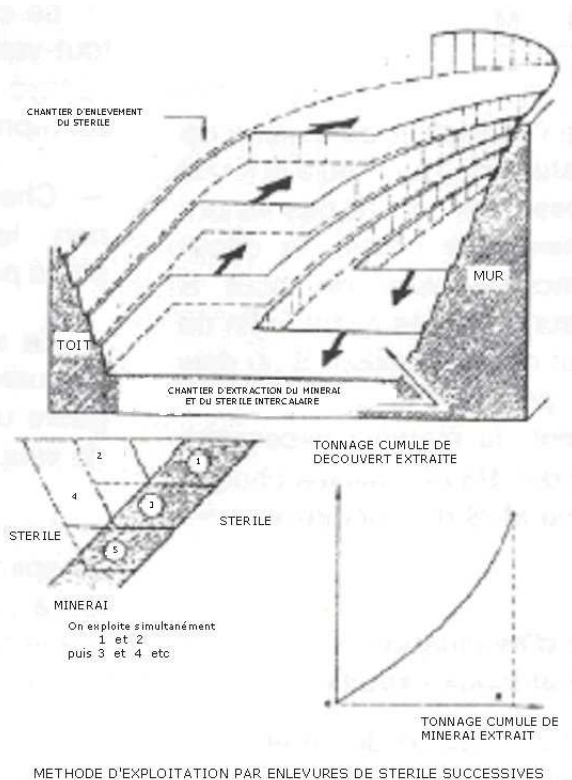


Fig. 18

c) Programme d'exploitation [30]

Pour commencer l'exploitation on a choisi le gisement d'Ambatovy avec une teneur de coupure choisie à 1, 25%. La couche minéralisée a une puissance moyenne de 40m pour les deux gisements.

La durée de vie du gisement est estimée à 20 ans avec une production de 6 millions de tonnes de minerai par an. La teneur en nickel et en cobalt est respectivement de 1,1% et de 0,1%. Comme il a été déjà mentionné au paragraphe III.1, le projet estime produire en moyenne 60000 tonnes de nickel et 5000 tonnes de cobalt par an. Pour y parvenir, le nombre de jours de travail dans l'année est de 300 jours

Les opérations de traitement et de préparation de minerais sont constamment contrôlées ; pour se faire, on analyse l'alimentation (tout venant), les concentrés obtenus et certains produits intermédiaires (mixte) ainsi que les rejets. En partant des teneurs de chaque espèce, on calcul ce qu'on appelle les rendements pondérés pour chaque concentré, les rendements industriels pour chaque métal, le taux de concentration et l'indice de sélectivité qui permet en plus d'apprécier l'efficacité de traitement. En général, on analyse des

échantillons moyens journaliers ou même de chaque poste, en principe périodiquement tous les mois. On effectue un contrôle technique qui conduit à l'établissement d'un bilan complet de l'opération pour savoir si l'usine mise en place marche dans les bonnes conditions.

Tableau 9: Résultat des analyses du traitement du minerai

Produit	Poids (t)	% minéral Ni	% minéral Co
Tout venant	20 000	1,1	0,1
Concentration Ni	377,142	56	0,159
Concentration Co	165	4	11,656
Stérile	19 457,86	11.10^{-5}	10^{-5}

Rendement métal de l'usine (Nickel)

$$\rho = 96\%$$

Teneur du concentré T_{con}

$$T_{con} = 56\%$$

Teneur en nickel du tout venant

$$t_{tv} = 1,1\%$$

Poids journalier en tout venant

$$M_{tv} = 20\,000\text{t}$$

Rendement poids de l'usine

$$\rho = M_{con} T_{con} / M_{tv} t_{tv}$$

donc,

le poids du concentré est :

$$M_{con} = \rho M_{tv} t_{tv} / T_{con}$$

$$M_{con} (\text{Ni}) = 0,96 * 20\,000 * 1,1 / 100 * 0,56 = 377,142 \text{ t/jour}$$

Rendement métal de l'usine (Cobalt dans le concentré de nickel)

$$\rho = 3\%$$

Teneur de cobalt dans le concentré de nickel

$$T_{con} = 4\%$$

Teneur nickel du tout venant

$$t_{tv} = 1,1\%$$

Poids du tout venant

$$M_{tv} = 20\,000\text{ t/jour}$$

Poids du concentré de cobalt

$$M_{con} = \rho M_{tv} t_{tv} / T_{con}$$

$$M_{con}(\text{Co}) = 3 \times 20\,000 \times 1,1 / 100 \times 4 = 165\text{ t/jour}$$

Rendement poids de l'usine Rp (Nickel)

$$R_{pNi} = M_{con} / M_{tv}$$

$$R_{pNi} = 100 \times 377,142 / 20\,000 = 1,8857\%$$

Rendement poids de l'usine (Cobalt)

$$R_{pCo} = 165 \times 100 / 20\,000 = 0,825\%$$

Poids en métal de nickel :

$$P_{mNi} = M_{con} T_{con}$$

Poids en métal de cobalt :

$$P_{mCo} = M_{con} T_{con}$$

Poids métal dans le Tout venant : 220 t

Concentré Nickel : 211,2 t

Concentré Cobalt : 6,6 t

Stérile : 2,2 t

Tableau 10 : Nickel

Produits	Rendements poids		Teneur %	Poids métal (t)	ρ %
	Poids (t)	% R			
Tout venant	20 000	100	1,1	220	100
M _{con} (Ni)	377,142	1,8 857	56	211,2	96
M _{con} (Co)	165	0,825	4	6,6	3
Stérile	19 457,86	97,2 893	11.10 ⁻⁵	2,2	1

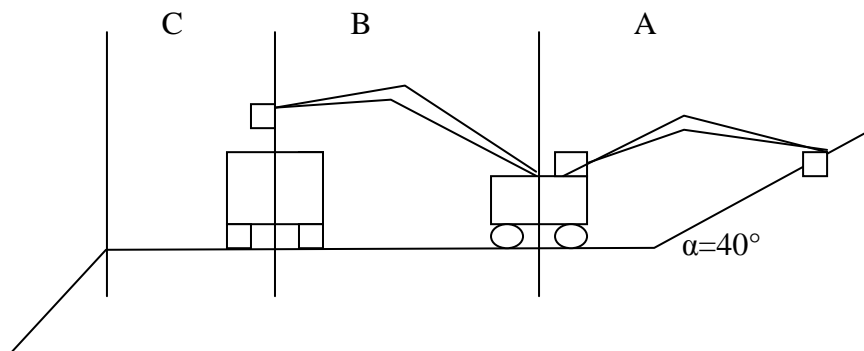
Tableau 11: Cobalt

Produits	Rendements poids		Teneur %	Poids métal (t)	ρ %
	Poids (t)	% R			
Tout venant	20 000	100	0,1	20	100
M _{co} (Ni)	377,142	1,8 857	0,159	0,6	3
M _{co} (Co)	165	0,825	11,636	19,2	96
Stérile	19 457,86	97,2 893	10 ⁻⁵	0,2	1

Teneur T_{Co} = $20 \times 0,96 \times 100 / 165 = 11,636\%$

Teneur T_{Ni} = $20 \times 0,03 \times 100 / 377,142 = 0,159\%$

Pour une production journalière de 20.000t soit 11111,11m³ de tout venant, avec ρ=1,8 (masse volumique du matériau en place), l'avancement journalier de l'exploitation est de 7,59m par jour en moyenne vu qu'à chaque gradin il faut enlever 2777,77m³ de tout venant. Une journée de travail est divisée en poste de 8h chacune.



- La largeur de la banquette b est donnée par la relation :

$$b = A + B + C$$

Avec A : distance entre la pelle et le front,

B : distance entre la pelle et le tombereau,

C : berme de sécurité.

- **L'hauteur du gradin h est de 10m avec une inclinaison de α= 40°.**
- L'angle α est donné par les caractéristiques des matériaux à extraire. Pour une pente de talus d'éboulement naturel α est comprise entre 40° et 45°, donc pour plus de sécurité on adoptera α=40° par rapport à l'horizontal.

Tableau 12 : Caractéristiques des matériaux [32]

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°

- Pour les quatre gradins, avec une volume $V = 11111,11 \text{ m}^3$ à excaver par jour, on a :

$$V$$

Pour un gradin, $v = \frac{V}{4}$

$$4$$

avec $v = S * L$

L : longueur d'avancement par jour

S : surface du profil du gradin.

$$L = (v * \sin \alpha) / (b * h)$$

$$S = (b * h) / \sin \alpha$$

$$\text{AN : } b = 9 + 5,5 + 9 = 23,5\text{m}$$

$$L = (2777,77 * \sin 40) / (23,5 * 10) = 7,59\text{m par jour.}$$

$$\text{D'où, } v = 2777,77 \text{ m}^3.$$

Surface exploitée par jour : s_i

$$s_0 = 4 * \text{cste}$$

$$s_0 = 4 * 23,5 * 7,59 = 714,20 \text{ m}^2$$

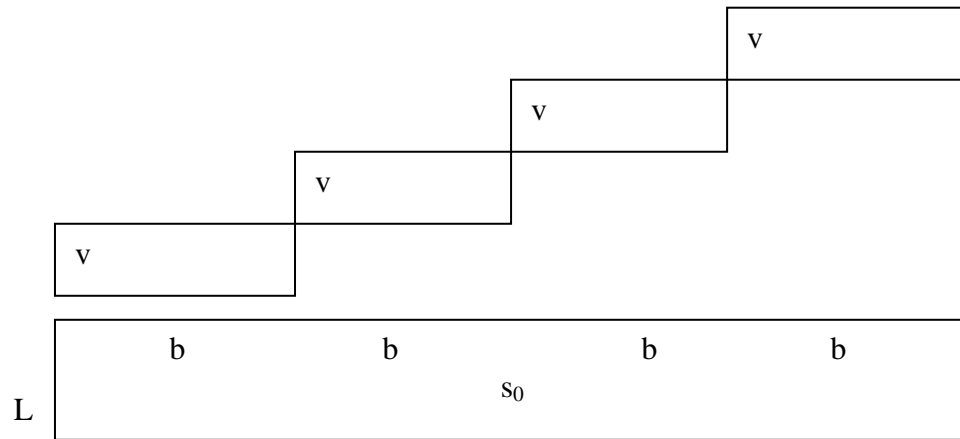
$$s_i = s_{i-1} + \text{cste}$$

$$\text{avec } s_0 = 714,20 \text{ m}^2$$

On aura, $\text{cste} = 178,55 \text{ m}^2$ par mois de 25 jours de travail, qui sera toujours constante.

L'avancement de travaux engendre une superficie de $23,5 \times 7,59$ mètre carrée par jour, ce qui fait $23,5 \times 7,59 \times 25$ mètre carrée par mois et si on veut aller jusqu'à la valeur de la surface exploitée annuellement, on aura :

$$(12 \times 25 \times 7,59 \times 23,5) + 714,20 = 54\,223,7 \text{ m}^2 \text{ soit } 54,22 \text{ ha.}$$



Pour l'année de démarrage de l'exploitation en 2007, les détails sur les recettes de la mine sont déjà mentionnés dans le chapitre VII.

Pour vérifier que la pelle assurera l'excavation des 2777,77 m³ de tout venant à chaque gradin, la production de la pelle sera étudiée ci-dessous.

Caractéristique de la pelle :

Disponibilité : 90%

Utilisation : 84%

Volume du godet : 4, 5m³

Taux de marche km = 75, 6%

Production de la pelle:

$$Pp = (C * n * k_r * k_m) / k_f$$

Avec

C : capacité du godet, m³

n : nombre de cycle par heure

k_r : coefficient de remplissage du godet

k_f : coefficient de foisonnement = 1, 3

k_m : taux de marche

avec $n = 3600 / Tc$.

Temps de cycle de la pelle :

$$Tc = t_{ex} + t_{rot} + t_d = 30s$$

Avec

t_{ex} : temps d'excavation

t_{rot} : temps de rotation

t_d : temps de déchargement.

D'où $Pp = (4,5 * 120 * 0,9 * 0,756) / 1,3$

$Pp = 282,62$ tonnes /h

Conclusion :

Vu la production de la pelle, qui est égale à 282,62 t/h, l'excavation des 2777,77m³ de tout venant est assurée.

d) Mode d'évacuation des matériaux extraits [32]

Le mode d'évacuation des matériaux extraits a une influence évidente sur le dessin de la fosse ultime. Dans notre cas, nous utilisons des camions roulant sur route à ciel ouvert, taillée dans les flancs de la fosse ultime : route de 15 à 25m de large à 10% de pente. Bien que pour les fosses profondes, ces routes puissent entraîner un terrassement supplémentaire de plusieurs millions de tonnes, c'est la solution la plus utilisée. L'étude sur les engins de transport au sein du chantier est mentionnée dans le chapitre III.4.2.2.

Pour un tel projet, il s'avère nécessaire d'optimiser la séquence d'exploitation. Aussi, voyons ci-dessous une étude exhaustive sur l'ordonnancement des travaux.

e) Ordonnancement des travaux [31]

L'ordonnancement a pour objet de planifier une classe de problème, concernant plus particulièrement la conception ou la réalisation de projet ou de grand ensemble complexe nécessitant une multitude de tâches ou opérations soumises à de nombreuses contraintes et qui mettent en jeu des capitaux, des matériaux, matériel, des hommes de spécialité et de compétence très différente.

Etablir l'ordonnancement ou le programme d'un projet c'est :

- Déterminer l'ordre et le calendrier d'exécution des différentes tâches compatibles avec les diverses contraintes, en particulier la possibilité de financement, besoin en main d'œuvre, matériel, et matériau.

- Contrôler le déroulement des travaux et prévoir la coordination entre les différentes opérations pour déceler en temps opportun les retards prévisibles.

f) La méthode PERT (Program Evaluation and Review Technique)

Depuis 1958 aux Etats-Unis, principalement sous l'égide de la NASA, des méthodes dites CPM (Méthode des Chemins Critiques) ou PERT se sont développées. L'une des premières applications a été l'emploi de ces méthodes pour la réalisation du programme de recherche et de construction du fusé POLARIS. Leur utilisation était déjà très importante : construction d'immeuble, de barrages, d'autoroutes, d'aéroport, de programme d'investissement industriel et agricole. Cette méthode a permis de gagner une proposition considérable des délais d'exécution en permettant de contrôler les délais. Pour l'établissement d'un ordonnancement, le critère principal est la minimisation de la recherche des tâches.

Le choix de la méthode PERT pour cette étude est de pouvoir donner à l'exploitation de nickel et de cobalt un contrôle sur le délai d'exécution des travaux. La méthode semble être facilement manipulée par les sociétés minières.

g) Décomposition des tâches

Les opérations seront représentées par des lettres en majuscules de l'alphabet et les étapes par des chiffres. L'étude se limitera aux quatre premiers gradins de la première phase.

Tableau 13: Décomposition des tâches

TACHE	ANTERIORITE	DUREE
A:Enlèvement des végétaux		t1
B:Décapage de la cuirasse	A	t2
C: Extraction I, phase 1	AB	12
D : Extraction II, phase 2	ABC	12
E : Extraction III, phase 2	ABC	12
F : Extraction IV, phase 3	ABCDE	12
G : Extraction V, phase 3	ABCDE	6
H: Extraction VI, phase 3	ABCDE	6
I: Extraction VII, phase 4	ABCDGF	12
J: Extraction VIII, phase 4	ABCDGF	6
K: Extraction IX, phase 4	ABCDEG	6

h) Matrice d'antériorité

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	Antériorité	Durée	Total	I	II	III	IV	V	VI
A												0	t1	0						
B	1											A	t2	1	0	B				
C	1	1										AB	12	2	1	0	C			
D	1	1	1									ABC	12	3	2	1	0	D		
E	1	1	1									ABC	12	3	2	1	0	E		
F	1	1	1	1	1							ABCDE	12	5	3	2	1	0	F	
G	1	1	1	1	1							ABCDE	6	5	3	2	1	0	G	
H	1	1	1	1	1							ABCDE	6	5	3	2	1	0	H	
I	1	1	1	1		1	1					ABCDFG	12	6	5	3	2	1	0	I
J	1	1	1	1		1	1					ABCDFG	6	6	5	3	2	1	0	J
K	1	1	1	1	1		1					ABCDEG	6	6	5	3	2	1	0	K

i) Détermination des dates au plus tôt (DTO) et au plus tard (DTA) des étapes

Les dates sont par définition des époques maximales auxquelles peuvent être réalisées les différentes étapes et qui permettront de conserver pour l'ensemble du projet la durée minimale de réalisation que l'on a déterminée.

Pour la DTO, la formule est :

$$t_i = \text{Max} (t_h + t_{h,i}), h \in P(i)$$

avec $t_1 = 0$

Pour la DTA, la formule est :

$$t_i^* = \text{Min} (t_j - t_{i,j}), j \in S(i)$$

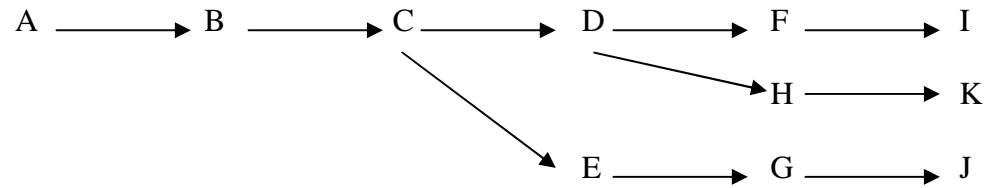
avec $t_n^* = n$

- $P(i)$: ensemble des indices précédents E_i
- $t_{h,i}$: durée de la tâche (E_h, E_i)
- $S(i)$: ensemble des indices suivants de l'étape E_i
- $T_{i,j}$: durée de la tâche (E_i, E_j)

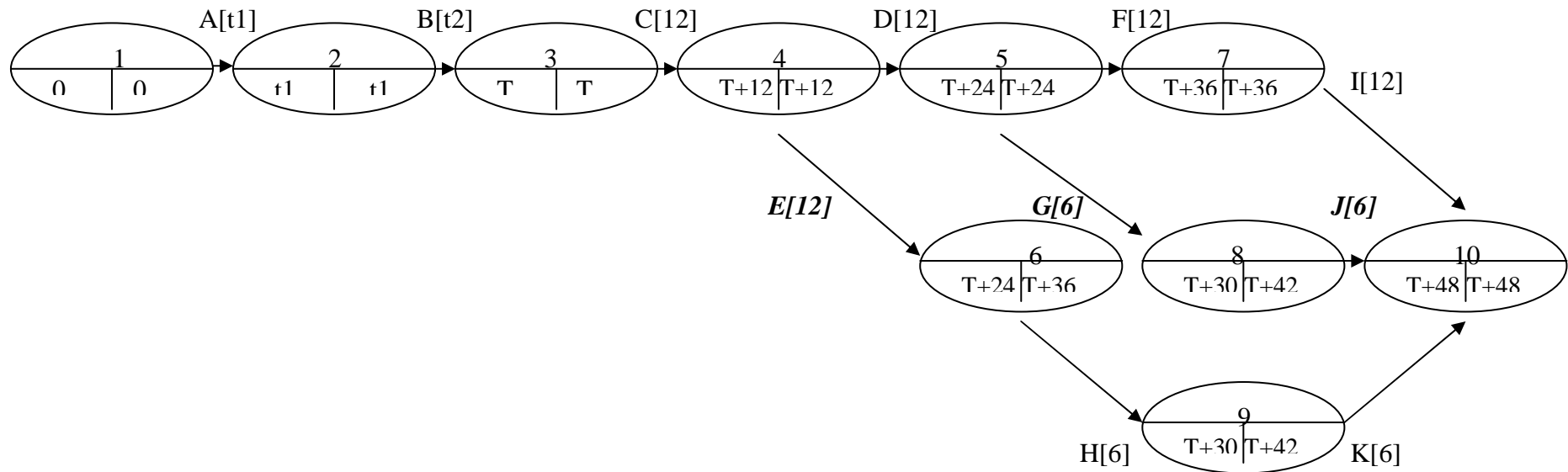
Tableau 14: Dates au plus tôt et au plus tard

DTO	DTA
0	T+48
t1	T+42
T	T+42
T+12	T+36
T+24	T+36
T+24	T+24
T+30	T+12
T+30	T
T+36	t1
T+48	0

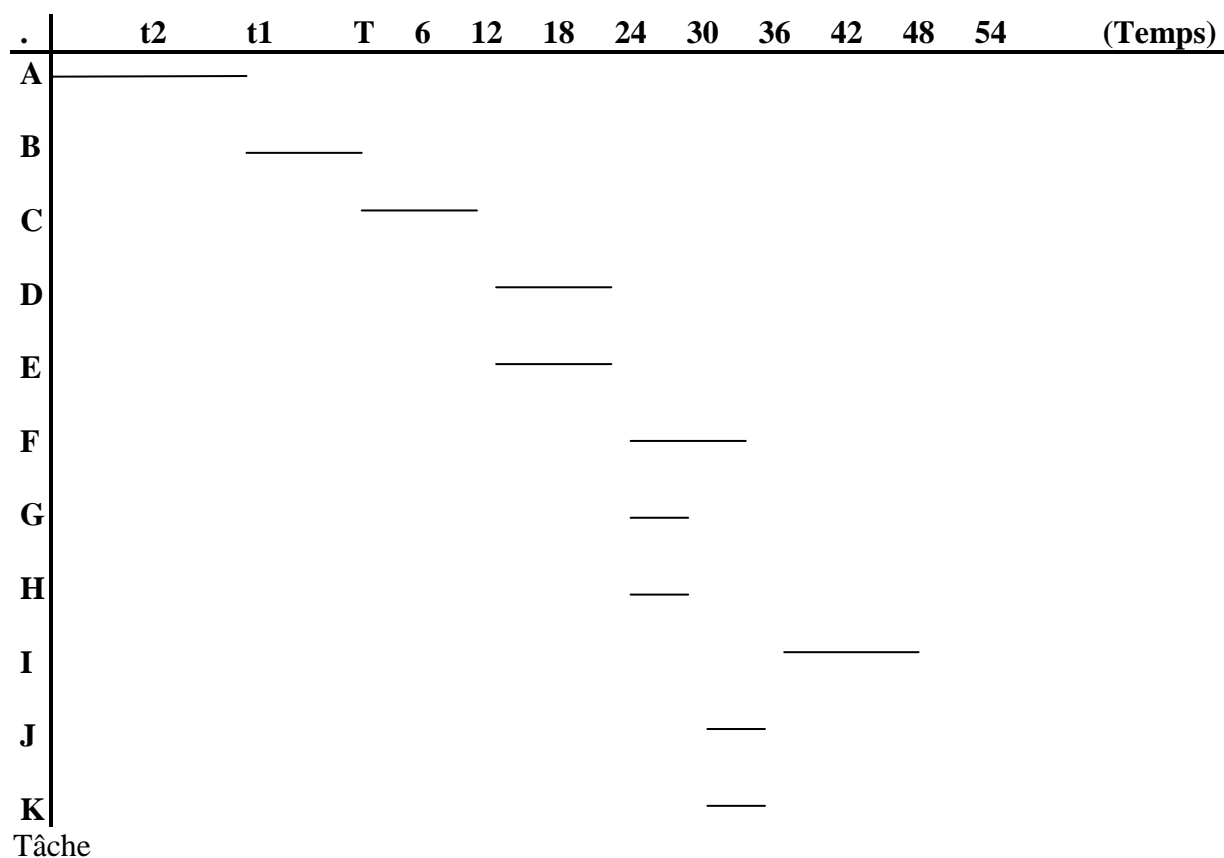
j) Graphe de niveau



k) Graphe PERT



l) Diagramme de GANTT



Le diagramme de GANTT est utilisé pour aborder les problèmes de délai et de répétition des tâches. Chaque colonne représente une unité de temps en heure, ce diagramme synthèse clairement et complètement l'analyse du projet ; il est plus lisible pour les exécutants et permet de suivre aisément le déroulement du projet dans le temps.

m) Séquence d'image

VEGETATION				
STERILE				
C	C	E	E	H
D	D	G	K	
F	F	J		
I	I			

L'extrême simplicité du gisement pouvant être ouvert approximativement à un mètre de croûte suivi de 40 mètres d'épaisseur de minerai permet de procéder à une exploitation à ciel ouvert de la mine. Selon les recommandations des revues scientifiques, avec une puissance de telle épaisseur, on peut procéder à une exploitation formée par quatre gradins. Le

mort terrain et le minerai à faible teneur seront exploités en plus des zones minéralisées d'intérêt. Une partie du mort terrain pourrait être utilisée pour les revêtements des routes, tandis que le minerai à faible teneur pourrait être utilisé pour remblayer les zones exploitées ou pourrait être déplacé vers des piles de stockage pour être traité ultérieurement. La durée de vie du projet d'exploitation du gisement est d'au moins 20 ans.

La mine sera développée séquentiellement par zones de ressources, en les restaurant et en les reboisant au fur et à mesure. Des plans détaillés de gestion de l'eau et de contrôle des sédiments seront établis.

Les zones minéralisées étant situées près de la surface, des pelles hydrauliques seront utilisées pour excaver et charger le minerai dans des camions. Les camions transporteront le minerai vers l'usine de préparation du minerai où ce dernier sera mélangé, transformé en pulpe, tamisé et épaissi. L'eau pour l'usine de préparation du minerai proviendra principalement de la rivière Mangoro, mais des sources d'appoint provenant de l'eau de ruissellement et d'exhaure accumulée dans des bassins de captage sur le site de la mine seront également utilisées. Un pipeline acheminera l'eau en provenance de la rivière de Mangoro. La pulpe de minerai s'acheminera, par pipeline, de la zone de la mine vers une usine de traitement située à proximité de la côte Est.



Photo1 : Cuirasse ferrugineuse.

Pour constater de visu le site minier, nous étions allés à Ambatovy pour une visite avec les employés de Dynatec du 16 au 18 août 2004 aux sites miniers d'Ambatovy et d'Analamay. Lors de notre visite, nous avons pu bien voir les infrastructures, l'avancement des travaux, le plan de masse ainsi que les esquisses des travaux pour l'exploitation. Sur le plan technique, la société est équipée de matériels modernes suivant les normes et elle a engagé des techniciens (nationaux et étrangers) ainsi que des employés qualifiés pour mener à bien les travaux sur terrain.

Le lieu visité était celui où l'on peut commencer les travaux d'exploitation qui est à 4,4 Km environ de l'usine de traitement en suivant le chemin déjà tracé lors de la réalisation des sondages. Le lieu d'emplacement prévu a été modifié à cause de l'instabilité du terrain. Pour le nouvel emplacement, des sondages géotechniques confirment que la stabilité du terrain répond aux normes requises pour la construction de l'usine de prétraitement. Ce nouvel emplacement se situe entre les zones minéralisées d'Ambatovy et d'Analamay et procure une facilité de transport du minerai de la mine vers l'usine de prétraitement où sera mise en place la tête du pipeline pour l'évacuation de la pulpe vers l'usine de traitement qui se situe à une commune suburbaine de Tamatave.

Le site d'Analamay se situe à 7 Km d'Ambatovy et comme son nom l'indique la zone est constituée de forêts dégradées (savoka) sous l'action des incendies naturelles. Le site d'Analamay présente une morphologie plus ou moins plate par rapport au site d'Ambatovy.

III.4.2.2. Etude sur les engins de transport au sein du chantier [3, 4]

Comme il a été mentionné ci-dessus, Dynatec préconise l'utilisation des camions (tombereaux) pour le transport du minerai vers l'usine de préparation où le minerai sera mélangé, transformé en pulpe, tamisé et éventuellement épaissi avant d'être acheminé par pipeline vers l'usine de traitement qui sera implanté non loin du port de Toamasina. Aussi, dans ce cadre, allons-nous mener une petite étude pour essayer de déterminer la production et le nombre de camions nécessaires pour pouvoir assurer d'une manière crédible les activités de transport à l'intérieur du chantier. D'emblée, nous apportons nos excuses, si lors de ces études, à défaut des données qui ne peuvent être obtenues qu'au niveau d'une ou de plusieurs mine(s) déjà fonctionnelle(s) aux conditions plus ou moins similaires d'une part et l'exigence

des contraintes temps dans le cadre de la préparation de ce mémoire d'autre part, l'approfondissement de certains détails semble être occulté.

Avant d'arriver à la détermination de la production des engins de transport, il serait mieux de donner les différentes définitions préalables nécessaires pour y parvenir.

a) Définitions

Production

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

Compte tenu que chaque cycle peut généralement être décomposé en temps fixes et variables selon les conditions de travail, on peut distinguer différents types de production allant de la production théorique à la production effective. Ainsi, la production effective s'obtient à partir de la production théorique tout en tenant compte des facteurs de corrections spécifiques dans les conditions réelles d'exploitation.

Il découle de ce constat des 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 réellement 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

$$K_m = D \times U = \frac{T_u}{T_t}$$

b) Production des tombereaux

Les tombereaux, grâce à leur grande mobilité, leur bonne manœuvrabilité et leur adaptation à des conditions topographiques, géologiques et climatiques difficiles, sont très utilisés dans les mines à ciel ouvert pour le transport des matériaux.

Pour faire l'estimation de la durée de cycle d'un engin de transport (temps de chargement, trajet en charge, déchargement, trajet à vide, attentes) et de sa production, il faut utiliser les informations fournies par le constructeur de l'engin et en particulier les abaques qui tiennent compte de :

- l'effort à la jante-vitesse ;
- freinage sur différentes distances ;
- temps de trajet à vide et en charge que l'on applique aux différentes sections du trajet.

Il faut noter qu'actuellement la tendance se tourne de plus en plus vers le calcul à l'aide des programmes sur ordinateur intégrant toutes les informations sur les matériels fournies par les constructeurs et les conditions d'utilisations particulières de chaque chantier. Aussi, nous avons conçus un logiciel permettant de faire tout le calcul cité dans ce paragraphe.

Toutefois, on a aussi utilisé les formules analytiques pour la détermination de la production des engins de transport

Comme il a été évoqué ci-dessus, la production d'un tombereau dépend de plusieurs facteurs, notamment la qualité de la piste, la vitesse de circulation et la capacité de la benne.

$$P_t = G \cdot n \cdot k_g \cdot K_m$$

Où

P_t - production en tonnes par heure ;

G - charge utile du tombereau, en t ;

n - nombre de cycles de travail par heure ;

k_g - coefficient qui tient compte de l'utilisation de la capacité du tombereau ;

K_m - taux de marche du tombereau.

Le nombre de cycles effectués en une heure est défini par la relation :

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

avec T_c - durée du cycle de travail en s.

Le coefficient qui tient compte de l'utilisation de la capacité du tombereau est défini par la relation :

$$k_g = \frac{G'}{G}$$

avec

$$G' = C \cdot \rho_f \cdot k_r = \frac{C \cdot \rho_m \cdot k_r}{k_f}$$

C - capacité de la benne, en m^3 ;

ρ_f - masse volumique du matériau à l'état foisonné, en t/m^3 ;

k_r - coefficient de remplissage de la benne ;

ρ_m - masse volumique du matériau en place ;

k_f - coefficient de foisonnement.

La durée du cycle se décompose en temps de chargement t_c , temps de trajet en charge t_{tc} , temps de déchargement t_d , temps de trajet à vide t_{tv} et temps de manœuvres sur les lieux de chargement et de déchargement t_m .

$$T_c = t_c + t_{tc} + t_d + t_{tv} + t_m$$

Les temps de trajet sont fonction de la distance de parcours et de la vitesse de circulation.

$$t_{tc} = 3600 \frac{L_{tc}}{V_{tc}} k_v$$

$$t_{tv} = 3600 \frac{L_{tv}}{V_{tv}} k_v$$

où

L_{tc} , L_{tv} - respectivement trajets en charge et à vide en km ;

V_{tc} , V_{tv} - respectivement vitesses moyennes de circulation du tombereau en charge et à vide en km/h ;

k_v - coefficient qui tient compte du changement de vitesse lors de l'accélération ou de rétrogradation, on peut approximativement prendre $k_v = 1,1$.

Le temps de déchargement t_d du tombereau peut être évalué à 60 à 72 secondes.

Le temps de manœuvres sur les lieux de chargement et de déchargement t_m dépend de plusieurs facteurs, notamment l'organisation de travail au niveau des manœuvres sur les lieux de chargement ou de déchargement, l'emplacement relatif du tombereau et de la chargeuse, de l'état des routes sur les lieux de chargement et de déchargement. Une mauvaise organisation de travail sur les manœuvres peut diminuer de l'ordre de 10 à 15% le rendement des tombereaux. Ainsi, la valeur de t_m peut varier approximativement de l'ordre de 60 à 180 secondes.

Pour assurer efficacement les travaux de transport, il faut réduire le plus possible l'immobilisation de l'engin de transport. En effet, dans ces travaux ce sont les engins de transport qui assurent la production, la chargeuse qui les charge participe à celle-ci mais à titre indispensable. Dans ce cadre, il faut limiter au minimum les temps d'attente des engins transport. Ainsi, la taille de la chargeuse devra être définie de telle façon que :

$$t_c \times N < T_c$$

où

t_c - temps de chargement d'un engin de transport

N - nombre d'engin de transport

T_c - temps de cycle d'un engin de transport

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 elle attendra les engins de transport.

Les applications numériques sont données dans l'annexe III.

c) Détermination de l'effectif des tombereaux

Le nombre de tombereaux nécessaires pour le transport d'une quantité donnée de matériau dans une mine à ciel ouvert dépend de la quantité journalière du matériau à transporter, de la production par poste et du nombre de postes par jour.

$$N_s = \frac{k_r \cdot Q_j}{P_p \cdot n_p}$$

où

N_s - effectif des tombereaux en service ;

Q_j - quantité journalière de matériau à transporter, en t ;

P_p - production effective par poste d'un tombereau, en t/poste ;

n_p - nombre de poste par jour, poste ;

k_r - coefficient qui tient compte de la régularité des travaux de transport. On peut prendre approximativement la valeur de $k_r = 1,1$.

La production effective par poste d'un tombereau est déterminée à partir de la production horaire.

$$P_p = G \cdot n \cdot k_g \cdot T_p \cdot K_m$$

où

T_p - durée d'un poste de travail, en h ;

K_m - taux de marche du tombereau évalué pour un poste de travail.

Pour obtenir l'effectif (le parc) des tombereaux, il faut tenir compte des entretiens et pannes subis par les engins de transport dans les conditions réelles d'exploitation, c'est à dire tenir compte du coefficient de disponibilité D. Par conséquent, le parc des tombereaux est donné par la relation :

$$N_p = \frac{N_s}{D}$$

Selon l'état des engins de transport, on peut estimer la valeur de leur disponibilité à
D = 0,7 à 0,9.

L'effectif total des tombereaux nécessaires pour assurer le transport des six millions de tonnes de minerai par an du front vers l'usine de préparation du minerai est donné dans l'application numérique de l'annexe III.

CHAPITRE IV

ACTIVITES DE TRAITEMENTS ET DE RAFFINAGE

IV.1. Description de l'usine de traitement

Comme il a été évoqué dans le chapitre précédent, une usine de préparation de minerai en vue de le transformer en pulpe avant de l'acheminer par pipeline vers l'usine de traitement, sera mise en place sur le site minier. Il est prévu de construire l'usine de traitement dans la région de Toamasina. L'usine de traitement, un grand complexe d'installations et d'infrastructures, sera implantée sur une superficie d'environ 2 km². En effet, elle comprendra des réservoirs de décantation, de mélange et de lixiviation de la pulpe, une centrale électrique, les usines de production d'acide sulfurique, d'hydrogène, de sulfure d'hydrogène et de chaux qui sont requises pour l'extraction du nickel et du cobalt, une centrale thermique, ainsi que des bâtiments de stockage, des bureaux, des laboratoires et autres infrastructures d'appui. Il est prévu d'acheminer le nickel et le cobalt traités jusqu'au port soit à l'aide d'un convoyeur ou par camions.

Le traitement du minerai produira des déchets neutralisés sous formes de boues constituant ainsi des résidus miniers. Ces boues neutralisées contiendront de l'eau et des solides traités suite à l'extraction du nickel et du cobalt. Ces résidus sont emmagasinés dans un espace confiné et fermé d'une surface d'environ 20km², construit de manière à assurer la protection de l'environnement. Etant donné la surface requise pour emmagasiner ces résidus, il sera probablement nécessaire de réinstaller les personnes qui occupent l'endroit.

Au mois d'avril 2004, l'emplacement de l'usine de traitement est toujours sous étude. Si initialement deux scénarii ont été présentés quant à l'implantation de l'usine de traitement (Fivondronana de Brickaville et celui de Toamasina), actuellement la région de Toamasina est privilégiée. En effet, il est important que l'usine soit située relativement proche d'un port de mer et d'un site pouvant être destiné au stockage des résidus miniers.

IV.2. Traitement de minerai et raffinage des produits intermédiaires

L'hydrométallurgie, au niveau de laquelle Dynatec a une grande expérience de plus de 50 ans en la matière, sera utilisée pour la production du métal de nickel et de cobalt provenant des gisements Ambatovy –Analamay.

IV.2.1. Brève historique de l'hydrométallurgie [5]

L'hydrométallurgie est l'extraction des métaux issus des minerais, des concentrés, des produits intermédiaires et des déchets par des solutions aqueuses et plus particulièrement des réactifs chimiques, suivie de la séparation des métaux et des solutions.

Les procédés de l'hydrométallurgie avaient été utilisés pour la première fois au 16^{ème} siècle pour l'extraction du cuivre du minerai du gisement de Rio-Tinto en Espagne. Les procédés de l'hydrométallurgie avaient été élaborés et utilisés plus tard pour l'extraction de beaucoup d'autres métaux : platine (1827), nickel (1875), aluminium de minerai de bauxite en Russie (1892), l'or en Nouvelle Zélande (1889), zinc au Canada et USA (1914). Une contribution particulière a été apportée d'une part par le chimiste français Létrange L. sur la théorie de l'hydrométallurgie du zinc (1880), et d'autre part par l'allemand Henrichmidt O. (1914). Vers les années 20 du siècle dernier, les fondements théoriques de l'hydrométallurgie du radium avaient été élaborés en URSS par Klopine V.

Plus de 20% de la production du cuivre, 50 à 70% de zinc et de nickel, environ 100% d'oxyde d'aluminium et d'uranium, le cadmium et le cobalt ainsi que d'autres métaux sont extraits à partir de l'hydrométallurgie. Le taux élevé de l'utilisation de l'hydrométallurgie peut être expliqué par deux raisons :

- son efficacité pour l'exploitation des minerais disséminés à faible teneur dont l'enrichissement s'avère difficile ;
- la préférence de son utilisation par rapport aux procédés pyrométallurgiques qui créent des problèmes d'environnement à cause de la quantité non négligeable de l'éjection des produits nocifs dans l'atmosphère.

La lixiviation sous pression avec chauffage, effectuée dans des autoclaves, permet d'accélérer, à plus de cent à mille fois, les réactions. Les détails sur les procédés

hydrométallurgiques utilisés par Dynatec pour la production du nickel et du cobalt provenant des gisements d'Ambatovy-Analamay sont décrits dans les paragraphes ci-dessous.

IV.2.2. Schéma de préparation du minerai

Avant d'être acheminé par pipeline à l'usine de traitement, le minerai subit, au niveau du site minier d'Ambatovy, des préparations pour être transformé en pulpe. Les opérations de préparation peuvent être illustrées schématiquement par la figure ci-dessous.

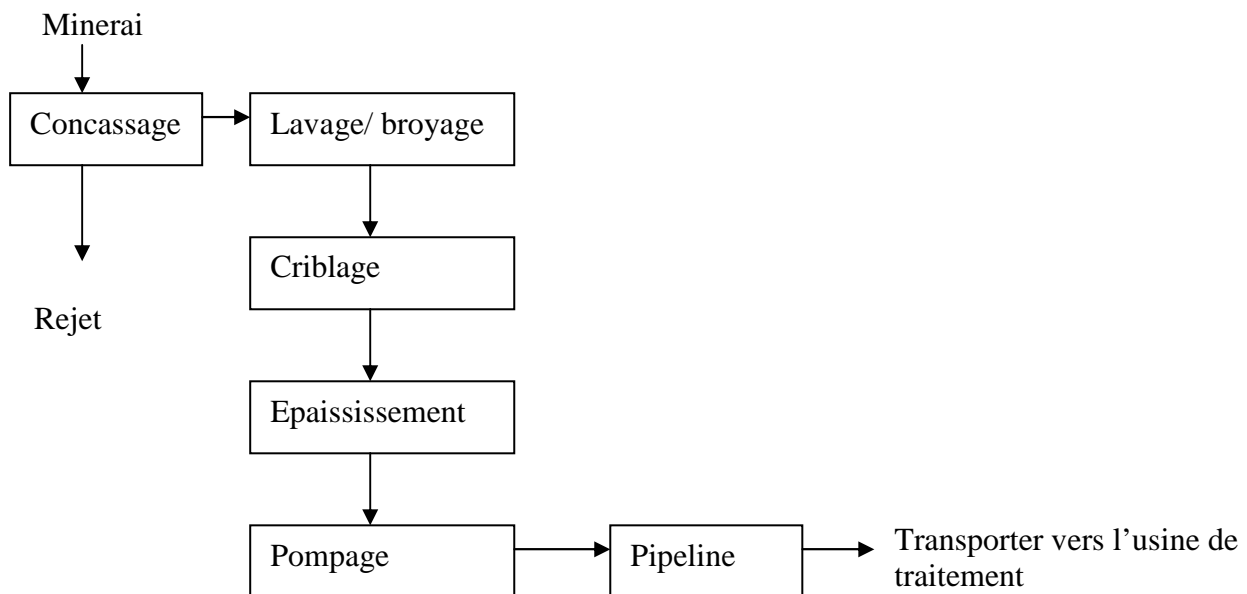


Fig. 5 Préparation du minerai

IV.2.3. Schéma général de l'usine de traitement et de raffinerie

Une fois préparé, le minerai sera acheminé par pipeline vers l'usine de traitement. Les concentrés, produits de l'usine de traitement, constitués de sulfure de nickel-cobalt peuvent être directement vendus sur le marché international ou traités davantage pour être transformés en métaux raffinés si une usine de raffinage est construite à Madagascar. Au cas où la construction de l'usine de raffinage aura lieu à Madagascar, ce qui est fort probable, on distingue alors deux complexes d'unités bien distinctes, à savoir :

- l'usine de traitement de la pulpe de minerai en provenance de l'usine de conditionnement du site minier d'Ambatovy
- la raffinerie des produits intermédiaires de sulfure de nickel et de cobalt provenant de l'usine de traitement de la pulpe

D'une manière globale, schématiquement, les différentes opérations se déroulant en ce qui concerne ces deux complexes d'unités peuvent être illustrées par la figure ci-après :

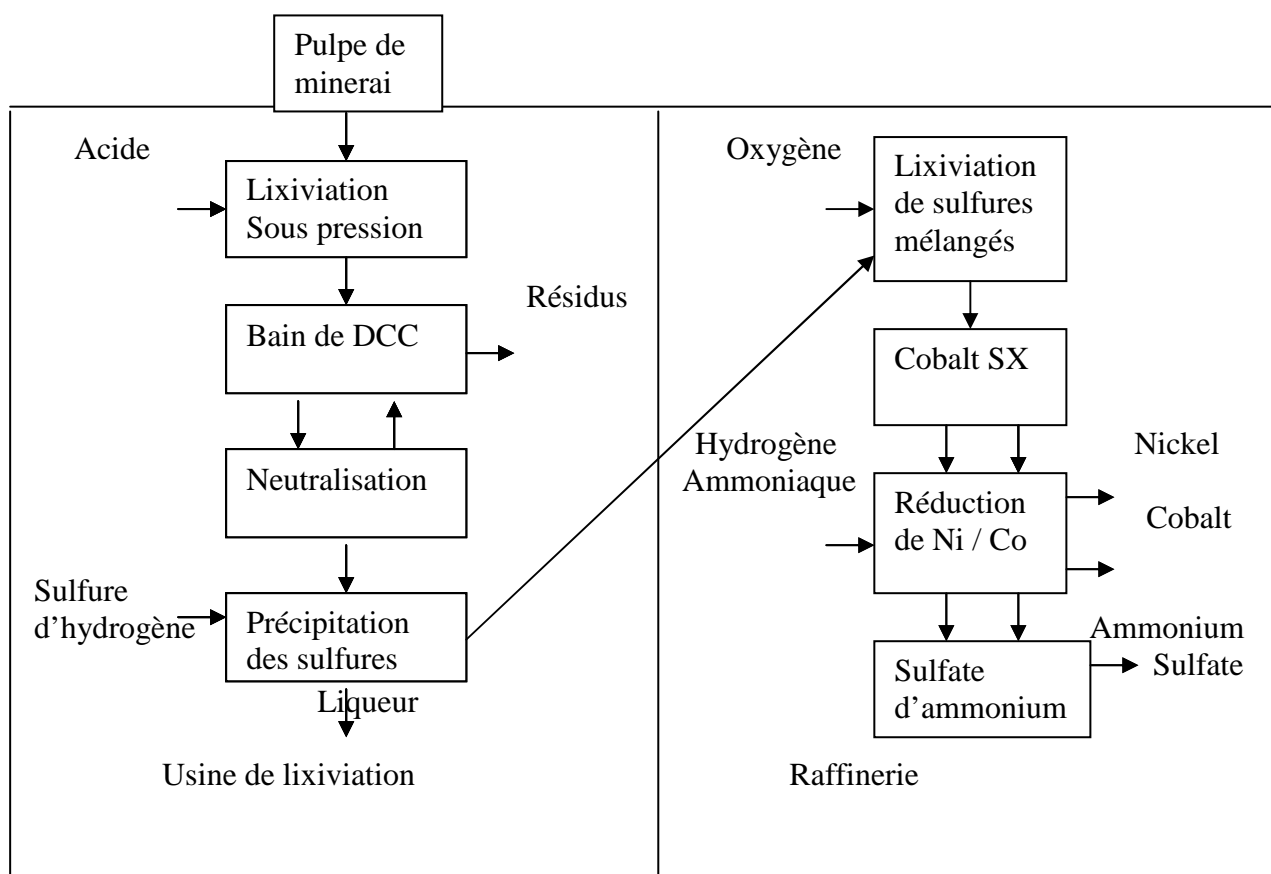


Fig. 6 Schéma général de l'usine de traitement et de la raffinerie envisagée

La pulpe de minéral, en provenance de l'usine de conditionnement, s'acheminera par pipeline vers le site de l'usine où elle sera épaissie, de façon à obtenir des solides consistants, en vue d'alimenter l'usine de traitement du minéral.

Les schémas et procédés détaillés des différentes opérations ayant lieu au niveau de l'usine de traitement et de la raffinerie ci-dessus sont donnés par les figures 6 à 12.

IV.2.4. Produits nécessaires au procédé de traitement et de raffinage

La figure 6 ci-dessus montre que l'usine de traitement et la raffinerie prévoient l'utilisation de différents réactifs pour leur fonctionnement. Il s'agit notamment de l'acide sulfurique, du calcaire, de la chaux, du sulfure d'hydrogène, de l'hydrogène, de l'oxygène, de l'azote et de l'ammoniaque.

L'acide sulfurique est nécessaire pour :

- la lixiviation de la latérite,
- la production de sulfate de fer qui réagira avec le sulfure d'hydrogène toujours présent dans la solution suite à la précipitation des sulfures de nickel et de cobalt, et
- l'élimination à la raffinerie du zinc et du cobalt par procédé d'extraction par solvants.

L'acide sulfurique sera probablement produit sur place, à partir de deux usines équipées de brûleurs à soufre. Si l'acide est produit sur place, les usines de fabrication d'acide produiront de la vapeur à haute pression, sous-produit qui pourra également être utilisé pour la production d'énergie ou utilisé dans le procédé.

Le calcaire et la chaux sont nécessaires à la neutralisation de l'excédent d'acide ainsi qu'au traitement des solutions de même que des eaux usées de l'usine. Une mine de calcaire spéciale produira à cet effet le calcaire. La chaux sera produite sur place en brûlant du calcaire dans une unité de calcination.

Le sulfure d'hydrogène est nécessaire à la production de sulfures complexes, partir de la solution neutre, à la réduction partielle de la liqueur brute, avant la neutralisation, et à la précipitation des métaux dans la solution finale de réduction et de la solution décapante de zinc à la raffinerie. Le sulfure d'hydrogène sera produit sur place, dans deux usines de sulfure d'hydrogène, en faisant réagir de l'hydrogène avec du soufre fondu. Le sulfure d'hydrogène sera produit selon les besoins et ne nécessitera pas ou peu de stockage sur place.

L'hydrogène est nécessaire à la production de sulfure d'hydrogène et aussi à la production de nickel et de cobalt dans la raffinerie. L'hydrogène sera produit sur place à partir du reformage des vapeurs de naphtha.

L'oxygène est nécessaire à la lixiviation des sulfures complexes. L'azote est nécessaire en tant que gaz de purge, servant à éliminer tant le sulfure d'hydrogène dans l'usine de lixiviation que l'hydrogène de la raffinerie. L'oxygène et l'azote seront produits sur place dans une usine de séparation d'air.

L'ammoniaque est nécessaire dans les secteurs de la raffinerie où il y a neutralisation de l'acide, provenant de la lixiviation des sulfures complexes, et extraction de solvants. Elle

est de plus nécessaire dans l'ajustement de la solution avant l'étape de réduction du nickel et du cobalt. L'ammoniaque sera importée sous forme de liquide cryogénique ou pressurisé auprès de fournisseurs commerciaux internationaux. L'ammoniaque sous forme liquide sera stockée sur le site de l'usine de traitement.

La vapeur à haute pression sera produite à partir des usines d'acide (brûlage du soufre) et aussi à partir des chaudières au charbon. Une partie de la vapeur sera employée à produire de l'électricité et l'autre partie à des fins de chaleur industrielle. Environ 50 MW d'électricité sont nécessaires pour le site de l'usine. La possibilité d'utiliser l'énergie hydroélectrique en plus des chaudières est également à l'étude.

IV.2.5. Traitement de la pulpe du minerai au niveau de l'usine de traitement

IV.2.5.1. Lixiviation sous pression

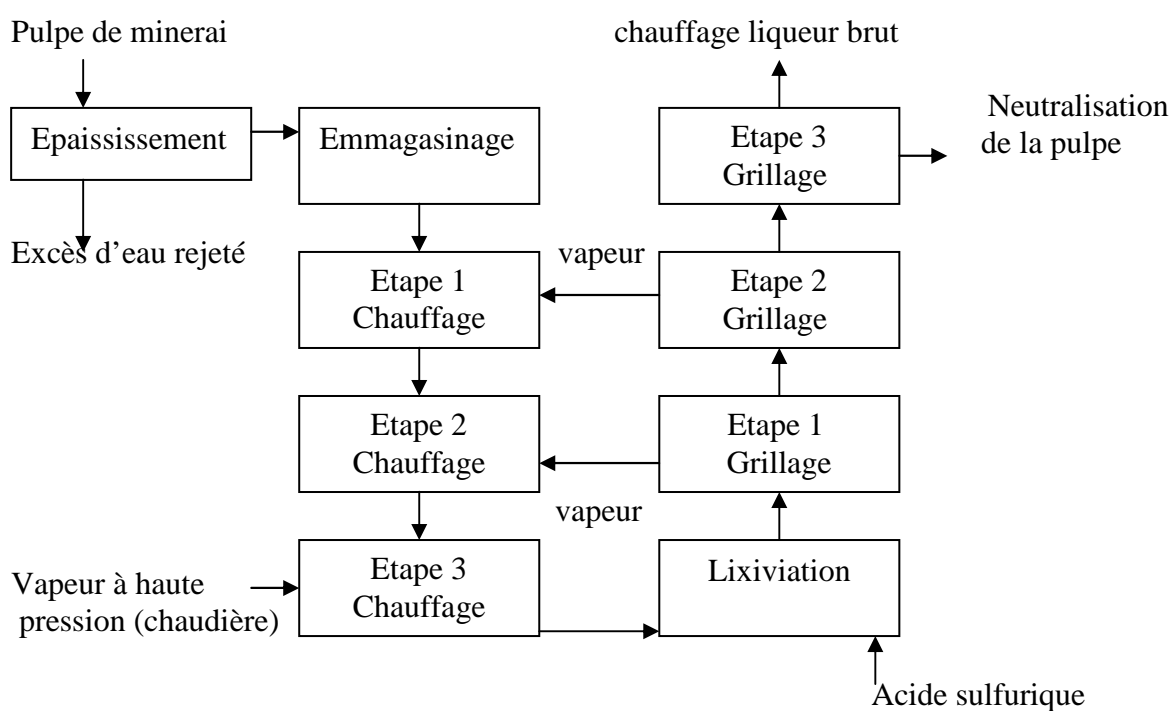
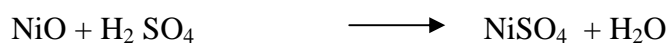
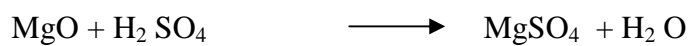
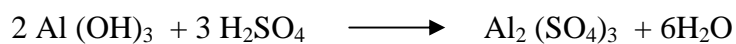
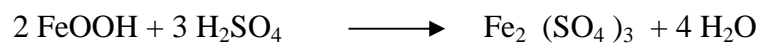


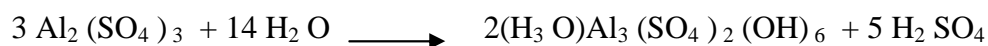
Fig. 7 Lixiviation sous pression

La pulpe de minerai épaissie sera alors injectée dans l'un des multiples autoclaves de lixiviation sous pression de 4500 à 6000 kPa, installés en parallèle, et ce, en suivant trois étapes de chauffage direct. Dans les autoclaves horizontaux agités, la pulpe sera mise en contact avec de l'acide sulfurique, à une température de 260°C et pendant 80 minutes, afin de permettre la lixiviation du nickel et du cobalt. L'acide sulfurique nécessaire à cet effet est de l'ordre de 250 à 450 kg par tonne de minerai. Sous l'effet de lixiviation on obtient la

dissolution de goethite et la précipitation du fer tel que l'hématite avec une petite quantité de nickel. Les Ni, Co, Mn, Mg, Zn et Cu restent dans la solution.



La majorité du fer et de l'aluminium est de nouveau précipité dans l'autoclave



IV.2.5 .2. Neutralisation et lavage

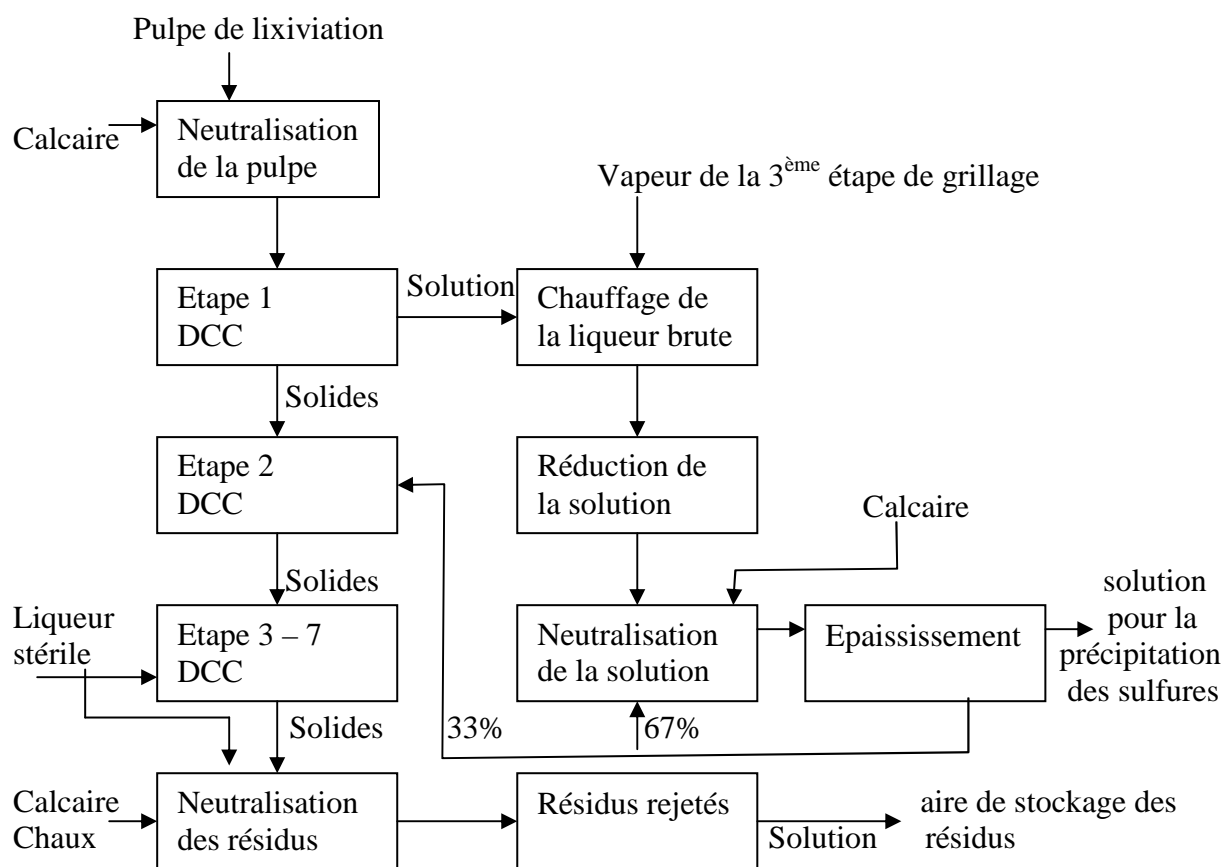


Fig. 8 Neutralisation et lavage

La pulpe ainsi traitée sera ensuite refroidie et entrera en contact avec la pulpe de calcaire qui neutralisera partiellement l'acide résiduel. La solution de lixiviation sera séparée de la pulpe neutralisée suivant un circuit en plusieurs étapes de décantation à contre-courant (DCC).



IV.2.5.3. Processus de précipitation

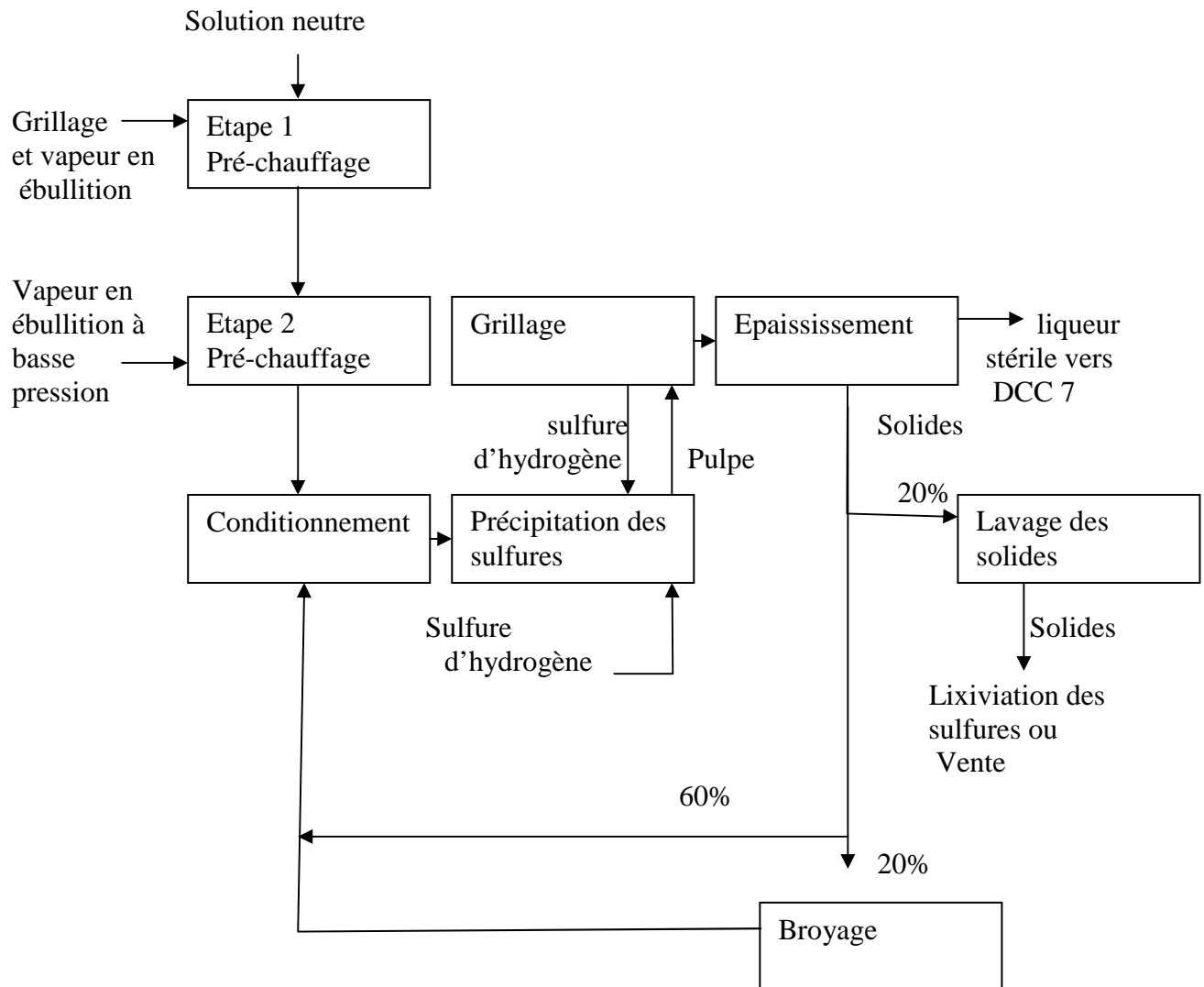
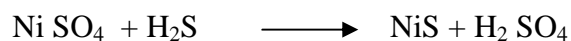


Fig. 9 Processus de neutralisation et de précipitation

A la suite de la neutralisation, la solution entrera en contact avec du sulfure d'hydrogène pour provoquer la précipitation du nickel et du cobalt et devenir un sulfure de valeur qui pourra alors être vendu comme tel ou traité davantage pour être transformé en métaux raffinés.

Les solides rincés provenant du circuit DCC, qui contiennent surtout de l'oxyde de fer mélangé à un peu de gypse et d'hydroxydes métalliques, seront envoyés vers l'aire de stockage des résidus pour une élimination définitive.

Le nickel et le cobalt sont retirés de la solution par la précipitation des sulfures (Mn, Mg, Fe, Al sont rejetés).



IV.2.6. Raffinage du nickel et du cobalt au niveau

Une raffinerie sera construite à Madagascar pour raffiner les produits intermédiaires de sulfure de nickel-cobalt, elle comprendra les étapes suivantes :

- Lixiviation oxydante à haute température de sulfure dans l'eau à l'intérieur d'enceintes pressurisées ;
- Cémentation de cuivre avec du sulfure de zinc ;
- Retrait du fer par neutralisation à l'ammoniaque ;
- Séparation du zinc par extraction aux solvants ;
- Précipitation du zinc dans une solution décapante au sulfure d'hydrogène ;
- Séparation du cobalt par extraction aux solvants ;
- Purification de la solution décapante de cobalt ;
- Récupération du cobalt dans la solution décapante purifiée par réduction d'hydrogène dans des enceintes pressurisées ;
- Récupération du nickel dans le raffinat par réduction d'hydrogène à l'intérieur d'enceintes pressurisées ; et
- Production de sulfate d'ammonium par cristallisation évaporante.

Toute les étapes du précédent procédé sont commercialement éprouvées et Dynatec a beaucoup d'expérience dans les domaines touchant la conception et l'exploitation de chacune des étapes mentionnées précédemment.

a) Lixiviation des sulfures mélangés

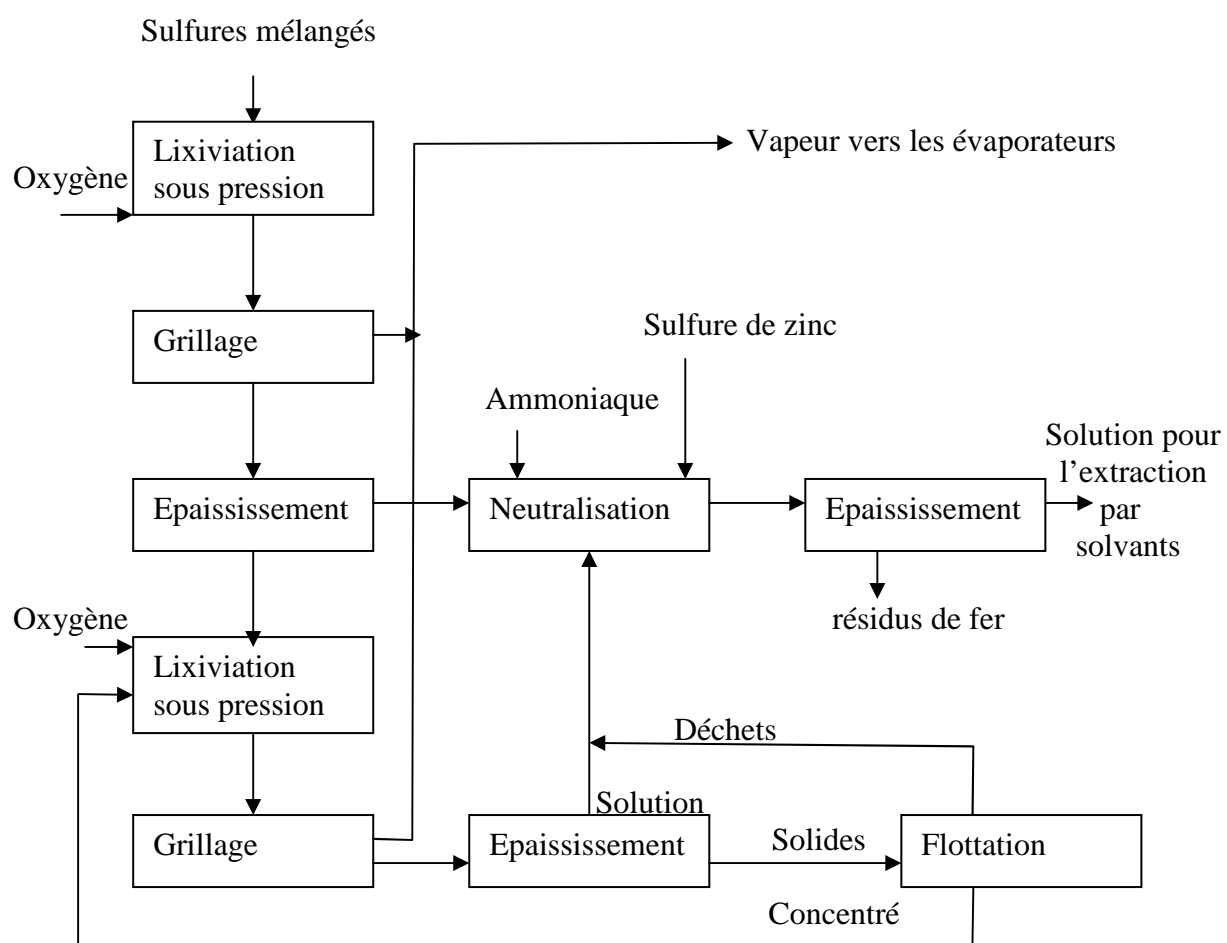


Fig. 10 Schéma de lixiviation des sulfures

b) Extraction par solvant

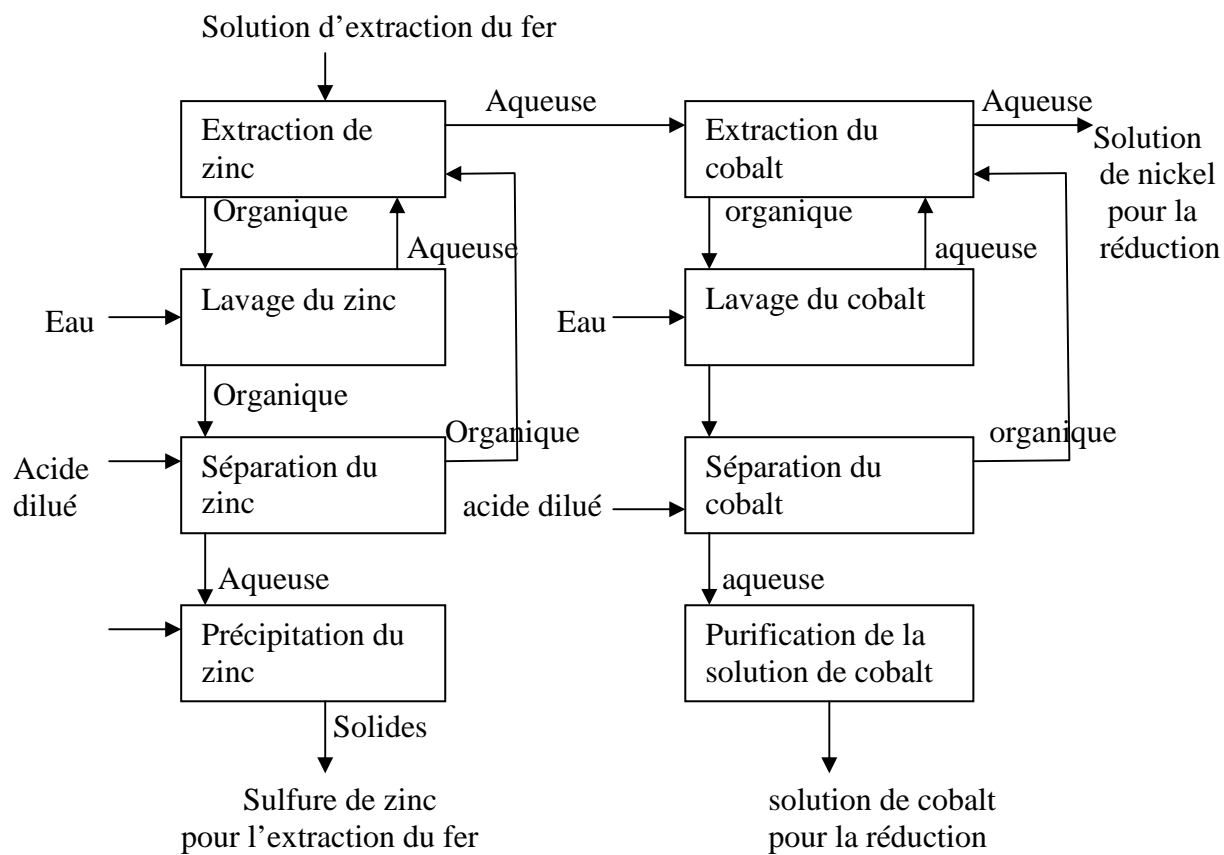


Fig. 11 Schéma de l'extraction par solvant

c) Réduction du nickel

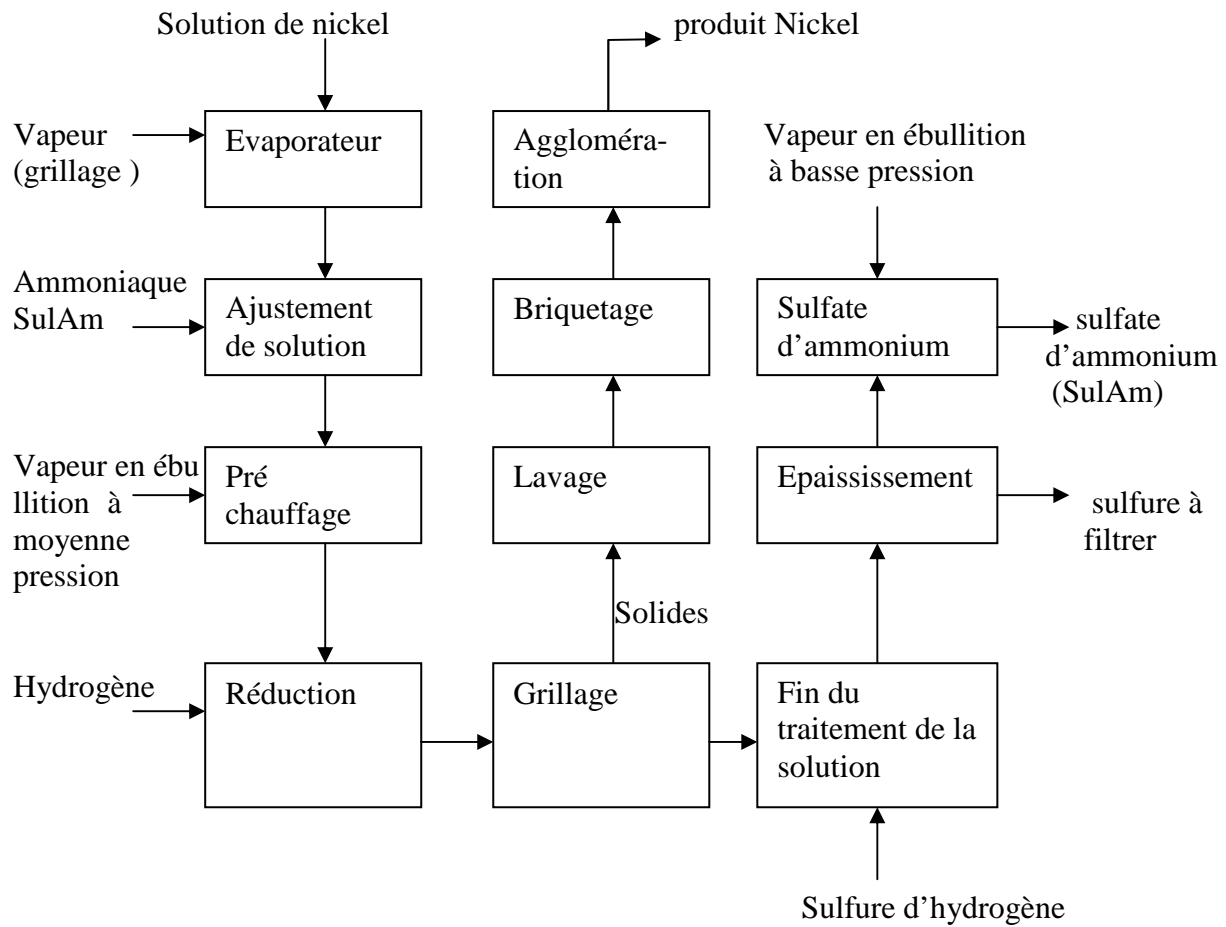


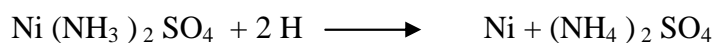
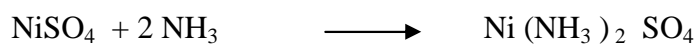
Fig. 12 Réduction du nickel

d) Processus de production du métal

Le dépôt de sulfure est filtré tandis que le cuivre et le zinc sont enlevés de la solution



Le nickel et le cobalt sont séparés puis raffinés pour produire le métal



CHAPITRE V

ACTIVITES ANNEXES LIEES AU PROJET

Il a été évoqué ci-dessus que le projet Ambatovy comprend six composantes distinctes mais reliées entre elles : la mine, le pipeline de minerai en pulpe, l'usine de traitement, le parc à résidus miniers, le port et la carrière de calcaire. Aussi, ce chapitre sera-t-il consacré aux autres composantes encore non traitées du projet et au volet environnemental compte tenu de l'importance de cette question pour un projet de telle envergure.

V.1. Transport du minerai

Dans une exploitation à ciel ouvert, le transport consiste à déplacer le stérile de recouvrement et le minerai depuis les fronts d'extraction jusqu'aux aires de stockage ou au teruil. En général, le transport dans une mine à ciel ouvert est caractérisé, par entre autres, les particularités ci-après :

- Transport très intensif (avec des produits à transporter allant à des dizaines de millions de tonnes par an) ;
- Itinéraire de transport constant avec une distance relativement stable pour une période déterminée ;
- Fragmentation non homogène des roches souvent abrasives au transport ;
- Charges dynamiques au chargement et déchargement ;
- Forte dépendance du transport avec les autres opérations technologiques s'effectuant au niveau de l'exploitation à ciel ouvert ;
- Coût du transport des roches élevé.

Pour le cas du projet d'Ambatovy, on peut distinguer l'utilisation de trois moyens différents de transport des produits :

- Transport du minerai par des camions depuis les fronts d'extraction jusqu'à l'usine de préparation de la pulpe située à environ 4,4 Km; (d'après une descente sur terrain)
- Transport du minerai en pulpe par pipeline depuis l'usine de préparation du site minier jusqu'au qu'à l'usine de traitement et de raffinage située dans une des communes suburbaines de Toamasina ;

- Transport du nickel et du cobalt traités de l'usine de raffinage par convoyeur à bande ou par camions vers le port de Toamasina pour l'exportation.

Les détails sur le transport du minerai par des camions ont été étudiés au paragraphe 4.2.2 du chapitre III ci-dessus.

V.1.1. Transport du minerai en pulpe par pipeline

Compte tenu d'une part du volume du minerai extrait annuellement avoisinant les six millions de tonnes par an et d'autre part de l'état des infrastructures routières et ferroviaires existant au pays, le transport par trains ou par camions n'est pas approprié. En effet, il faudrait 1000 camions de 20 tonnes chacun (ou l'équivalent de 20 trains) pour pouvoir acheminer cette quantité si on prend 300 le nombre de jours de travail par an. Ce qui est impossible pour la capacité de transport de la route reliant Moramanga et Toamasina à son état actuel. Par conséquent, le pipeline s'avère le meilleur choix de transport avec des impacts négatifs moins importants et les avantages ci-après :

- transport à fonctionnement continu ;
- un grand débit ;
- petite section transversale du tube ;
- régularité de fonctionnement ;
- facilité d'exploitation ;
- section transversale
- possibilité de transport de la pulpe pour un itinéraire complexe ;

Le minerai transformé en pulpe au niveau de l'usine de préparation du site minier sera acheminé vers l'usine de traitement par pipeline. La pulpe de minerai contiendra 25 à 40% en poids de solides.

Deux tracés de pipeline sont actuellement considérés. Le tracé partirait de l'usine de conditionnement de minerai, longerait le couloir existant de voies ferrées jusqu'à Andasibe, suivrait le couloir de voies ferrées de Madarail jusqu'à Toamasina en passant par Brickaville.

Le pipeline sera construit en surface, le long du corridor de voies ferrées, sauf dans les zones où le pipeline risque de provoquer des problèmes d'accès, auquel cas il sera enfouis. Lorsque le pipeline sera hors sol, il suivra la voie ferrée à une distance d'environ 2,5m de

l'axe central de celle-ci. Le pipeline reposera alors sur des supports, sa partie inférieure se situant à environ 0,5m au-dessus du niveau du sol. Différents modèles d'ouvrage de soutènement seront conçus en fonction de l'espace disponible ainsi que de l'évaluation des risques potentiels liés aux glissements de terrain et à la stabilité du sol adjacent à la voie ferrée.

Une autre possibilité est actuellement à l'étude soit, le tracé direct d'un pipeline enfoui, à partir de l'usine de conditionnement du minerai jusqu'au site de l'usine de traitement située sur la côte Est dans le secteur de Toamasina.

La longueur totale du pipeline serait d'environ 200 à 250 Km selon le trajet choisi.

Un des principaux paramètres du transport par pipeline est la détermination du diamètre du tube. Pour ce faire, nous avons besoin de savoir, notamment la quantité de minerai tout-venant à transporter dans une heure et la concentration de la pulpe.

La concentration de la pulpe est donnée par la relation :

$$c = \frac{P_s'}{P_p'}$$

où

P_s' - débit du minerai tout-venant (m^3/h) ;

P_p' - débit de la pulpe (m^3/h).

En utilisant la masse volumique et la formule ci-dessus, on obtient :

$$P_p' = \frac{P_s}{\gamma_s c}$$

où :

P_s - débit du minerai tout-venant (t/h) ;

γ_s - masse volumique du minerai tout-venant (t/m^3), $\gamma_s = 1,8 t/m^3$.

Pour le transport par pipeline, le débit de la pulpe s'exprime par la relation :

$$P_p' = 3600 S v = 3600 \frac{\pi D^2}{4} v$$

où :

S – section transversale du tube (m²) ;

v – vitesse moyenne de la pulpe à l'intérieure de la conduite (m/s) ;

D – diamètre du tube (m).

Ainsi, le diamètre du tube est donné par la formule :

$$D = \frac{1}{30} \sqrt{\frac{P_s}{\gamma_s c v \pi}}$$

La vitesse v de la pulpe doit être, selon la recommandation des ouvrages scientifiques, de 10 à 20 % supérieure à la *vitesse critique* qui est la vitesse minimale, pour laquelle il ne se produit pas encore de précipitation des particules de minerai au fond du tube. En effet, pour la vitesse critique, le régime de travail du pipeline est très instable, car la moindre diminution de la vitesse de la pulpe entraîne une précipitation intense des particules et le colmatage de la conduite (collision des particules entre elles ou avec la paroi de des tubes). Les expériences des transports par pipeline montrent que la valeur de la vitesse critique dépend de la granulométrie et du type des roches à transporter, de la concentration de la pulpe et du diamètre du tube. De tout ce qui précède, pour notre cas, on prend la vitesse critique égale à 2,2 m/s et la vitesse de la pulpe sera augmentée de 20 %.

L'expression du débit P_s est déterminée à partir de tonnage du minerai tout-venant nécessaire pour assurer la capacité productive annuelle de 60.000 tonnes de métal nickel et de 5.000 tonnes de métal cobalt d'une part et du nombre de jours de travail dans une année et le nombre d'heure par jour pour le transport.

$$P_s = \frac{M_{TV}}{N_{jo} n_h}$$

où :

M_{TV} – tonnage du minerai extrait annuellement (t), $M_{TV} = 6.000.000$ t ;

N_{jo} – nombre de jours de travail dans une année, $N_{jo} = 300$;

n_h – nombre d'heures de travail, $n_h = 20$

$$P_s = \frac{6.000.000}{300 \times 20} = 1000 \text{ t/h}$$

$$D = \frac{1}{30} \sqrt{\frac{1000}{1,8 \times 0,30 \times 2,64 \times 3,14}} = 500 \text{ mm}$$

Du fait qu'un transport assuré des particules de minerai dans un milieu liquide s'effectue uniquement sous un régime d'écoulement turbulent, il est alors indispensable de procéder à la vérification de la turbulence du régime d'écoulement dans le pipeline. Les expériences réalisées en ce qui concerne la mécanique des fluides ont déterminé une valeur limite appelée *nombre critique de Reynolds* pour pouvoir déterminer le régime d'écoulement turbulent. Ainsi, pour que le régime d'écoulement soit turbulent, il faut que la condition ci-dessous soit satisfaite :

$$Re = \frac{v D}{\nu} > 2320$$

où :

Re – nombre de Reynolds ;

ν – viscosité cinématique du milieu liquide, on prend pour l'eau $\nu = 10^{-6} \text{ m}^2/\text{s}$

$$Re = \frac{2,64 \times 0,6}{10^{-6}} = 1.584.000 > 2.320$$

Pour mieux assurer le transport, prenons le diamètre du tube égal à 600 mm, à la place de 500 mm, valeur calculée ci-dessus.

V.1.2. Transport du nickel et du cobalt traités de l'usine de raffinage vers le port [3,4]

Jusqu'au mois d'avril 2004, le choix sur le transport du nickel et du cobalt traités n'est pas encore déterminé. En effet, deux scénarii ont été envisagés, dont le premier consiste à utiliser le convoyeur et le second les camions comme moyen de transport.

Il est à souligner que souvent, pour des raisons économiques (économie de personnel grâce à une automatisation facile à réaliser, économie d'énergie due à la régularité de la

marche et économie de matériel) les transports continus présentent des avantages non négligeables par rapport aux autres moyens de transport. Cependant, en général le choix final sur ces deux moyens de transport sera jugé par le prix de revient à la tonne transportée. Pour le cas concret du transport des produits finis de l'usine de traitement et de raffinage jusqu'au port de Toamasina, nous suggérons de considérer l'étude du volet social avec les mesures d'accompagnement y afférentes pour éviter des vols éventuels perpétrés par les malfaiteurs si le transport par convoyeur à bande est retenu. Pour ce faire, on pourrait suggérer l'utilisation d'estacade comme mesure d'accompagnement, dans ce cas il y aura sûrement une incidence sur le prix de revient à la tonne transportée qu'il faudra tenir compte.

V.2. Parc à résidus miniers [15]

Lorsque le nickel et le cobalt auront été extraits du minerai, les rejets lixiviés seront pompés vers un parc à résidus avec les eaux usées neutralisées de l'usine de traitement. Les résidus seront générés à un taux d'environ 1,3 tonnes par tonnes de minerai traité. Les résidus qui seront pompés vers le parc à résidus contiendront une grande quantité d'eau ; la zone du bassin de résidus permettra la décantation et la consolidation de ces résidus.

Le parc à résidus serait localisé dans un secteur qui chevauchera plusieurs vallées, le plus près possible de l'usine de traitement. Le parc à résidus pourrait atteindre une surface d'environ 12Km². Des digues seront construites à l'aval des vallées pour contenir les résidus miniers. Le choix des vallées sera fait en fonction de leurs géomorphologies de façon à maximiser la capacité de confinement. Ainsi Antanandava est le site prévu pour les infrastructures du parc à résidus miniers. Etant donné la surface requise pour emmagasiner ces résidus, la réinstallation de la population constitue un enjeu à considérer dans ce fokontany.

L'eau de l'usine de traitement contiendra du magnésium, du manganèse, de l'aluminium et d'autres métaux en faibles concentrations. Une partie de l'eau sera utilisée dans l'usine pour laver les résidus d'attaque, de même que la partie résiduelle lessivée provenant du dernier stade de lavage.

Avant d'être pompée vers le parc à résidus, l'eau sera neutralisée à un pH de 8. A ce niveau de pH, la plupart des métaux seront précipités et confinés à l'intérieur du parc à résidus miniers. L'eau surnageante, incluant l'eau de pluie sera pompée à partir du parc à

résidu vers l'usine de traitement où une portion de l'eau sera recyclée et la portion restante d'eau traitée sera rejetée en mer.

V.3. Port [15]

Compte tenu des volumes des produits à exporter des matériaux et de construction et d'exploitation ainsi que des matières premières (charbon, soufre, calcaire) nécessaires pour l'usine de traitement qui ne peuvent pas être obtenus localement à travers le port de Toamasina, force est de constater que son état actuel ne permet pas d'assurer ces activités sans recours à un agrandissement et au renforcement des installations et infrastructures existantes. Ainsi, il est proposé que la jetée ou quai B soit prolongé et dédié exclusivement au déchargement de matériaux en vrac pour le projet. Le charbon, le soufre et le calcaire seront déchargés à l'aide de deux types de grues à benne, transportés, stockés, récupérés et transférés à environ 8 Km de l'usine. Le port servira aussi à importer des carburants, de l'ammoniac anhydre, divers réactifs et des pièces de rechange nécessaires au projet. Il servira aussi à exporter les produits, notamment le nickel et le cobalt, soit sous forme de sulfures mélangés ou soit sous forme de métaux raffinés, ainsi qu'à exporter le sous produit de sulfate d'ammonium traité.

Ces installations portuaires exclusives seront conçues pour décharger, stocker et récupérer environ 2 millions de tonnes par an de matière première nécessaires au projet. Les deux grues à bennes déchargeront leur contenu vers un transporteur à courroie dont la taille permettra de répondre au taux maximum de déchargement, à savoir 1200t /heure.

Des installations portuaires de stockage et de récupération des matériaux seront requises. Des camions à chargement frontal récupéreront les matériaux stockés en pile et les déposera sur un convoyeur, lequel acheminera les matériaux vers l'usine de traitement.

V.4. Carrière de calcaire [15]

Le calcaire est nécessaire à l'usine de traitement et servira pour fin de neutralisation. Différents sites d'extraction de calcaire à Madagascar sont encore à l'étude. Un site situé au Nord d'Antsiranana, à Ampasy et un autre site au nord de Mahajanga, sur la côte de la baie de Narinda, sont actuellement à l'étude. Il est plus probable que le choix irait au site de la province de Mahajanga. Mais quelque soit le lieu choisi, le processus d'exploitation du

calcaire comprendra l'extraction de la pierre, suivi du criblage et du broyage. Un granulat broyé mesurant 40mm sera produit. Le calcaire sera stocké, récupéré par un camion à chargement frontal et chargé sur les bateaux à l'aide d'un convoyeur à bande.

Les navires seront chargés tous les 2 à 3 jours. Le taux de chargement des convoyeurs et des chargeurs de navires est établi à 1000t/ heure pour que les opérations de chargement puissent se faire en plein jour.

V.5. Environnement [15]

Pour un projet de telle envergure, l'étude d'impact environnemental (EIE) tient une place prépondérante. Par ailleurs, la loi n°99-022 du 27 mars 2000 stipule dans son article 191 l'application des dispositions des articles 33, 37, 39, 100, et 101 du code minier, les modalités de l'autorisation environnementale que le titulaire doit obtenir auprès de l'autorité compétente avant d'entreprendre les travaux en conformité avec les plans d'engagement environnemental approuvée, qui sont établies par la réglementation environnementale applicable au secteur minier. Selon le plan d'actions initial, l'étude d'impact environnemental a commencé depuis 1996.

Les objectifs de l'EIE visent à :

- déterminer les interactions potentielles entre le projet, les autres composantes ou activités et les milieux naturels et socio-économiques ;
- évaluer les impacts environnementaux et socio-économiques résultants de ces interactions suite à la mise en place des mesures d'atténuation et des mesures d'accroissement des avantages ;
- déterminer les impacts résiduels ;
- identifier le suivi à réaliser en relation avec les impacts potentiels identifiés ; et,
- respecter les lois malgaches et suivre les lignes directrices internationales en matière de protection de l'environnement.

Outre l'approche participative qui consiste à réaliser l'EIE dans un esprit de consultation et de participation avec les populations potentiellement affectées et toutes les parties prenantes, pour parvenir aux objectifs fixés, la démarche par étape incluant les principales tâches pour chaque discipline étudiée, a été adoptée par Dynatec, afin de :

- définir les limites (physique et temporelle) du secteur étudié ;
- sélectionner les données essentielles à l'évaluation des conditions existantes avant l'exploitation ;
- déterminer les interactions pertinentes ;
- définir les impacts ;
- élaborer les programmes d'atténuation;
- évaluer l'importance des impacts résiduels ; et,
- développer le programme de suivi.

Dans ce cadre, des études seront menées notamment sur les points ci-après :

les informations relatives aux conditions existantes avant l'exploitation ;

- les mesures d'atténuation et de suivi ;
- l'évaluation des impacts prévus du projet sur les milieux physique, biologique et social ; et,
- la conceptualisation d'un programme de suivi.

A cet égard, l'EIE tiendra compte des exigences spécifiques, à savoir:

- l'analyse qualitative et quantitative de l'information sur les conditions environnementales existantes ;
- l'analyse des informations publiques disponibles sur les activités passées, présentes et prévues dans la zone d'étude ;
- l'utilisation d'outils de prédiction pour estimer les conditions environnementales futures ;
- la description quantitative des impacts lorsque c'est possible, ou si non, de façon qualitative ;
- la description des plans de gestion afin de prévenir ou de minimiser les impacts défavorables et pour exercer un suivi sur l'efficacité de ces plans et
- la description des impacts résiduels et des conséquences sur l'environnement ainsi que la description des plans et des stratégies existants ou proposés, de gestion régional.

Dans ce cadre, l'EIE constituera une évaluation complète des enjeux environnementaux et socio-économiques liés à tous les aspects du projet, pour les différentes disciplines allant du milieu physique et biologique au milieu social.

Pour chaque discipline étudiée, les études toucheront en détails les éléments les plus diversifiés selon la démarche et la méthodologie adoptées.

Au niveau du milieu physique

- topographie et géomorphologie ;
- géologie et géochimie ;
- événements à risques d'origine naturelle ;
- aspect esthétique ;
- climat, qualité de l'air et de bruit ;
- sols ;
- hydrogéologie ;
- qualité de l'eau ;
- géomorphologie et courants côtiers.

Au niveau du milieu biologique

- flore terrestre ;
- faune terrestre ;
- habitats naturels et biodiversité ;
- poissons et ressources aquatiques ;
- écologie marine ;
- aires protégées.

Au niveau du milieu social

- aspect socio-économique ;
- réinstallation ;
- circulation ;
- occupation du sol ;
- sites culturels ;
- santé humaine et écologique.

CHAPITRE VI

ETUDE DU MARCHE DE NICKEL

VI.1. Analyse de la situation du marché de nickel [1, 2, 6, 10, 25]

Comme il a été évoqué au paragraphe III.1 du troisième chapitre du présent mémoire, la maîtrise de l'état du marché du nickel fait partie de l'une des conditions de la réalisation des activités inscrites dans le plan d'actions. En outre, pour mieux cerner l'étude économique que nous allons faire, il s'avère indispensable d'avoir ne serait-ce qu'une vue globale de la situation du marché du nickel dans le monde.

On observe de grandes disparités régionales en ce qui concerne la consommation. Elle est soutenue principalement par la demande d'acier inoxydable croissant régulièrement de 5%. Les nouvelles applications comme les batteries Nickel-Métal hybride devraient relayer cette croissance. La consommation de nickel provenant de recyclage, bénéficiant des cours élevés, est en augmentation. La consommation mondiale de nickel primaire en 2000 s'est élevée à 1,13 Mt, équivalente à la production de métal (Cf. Fig. 12).

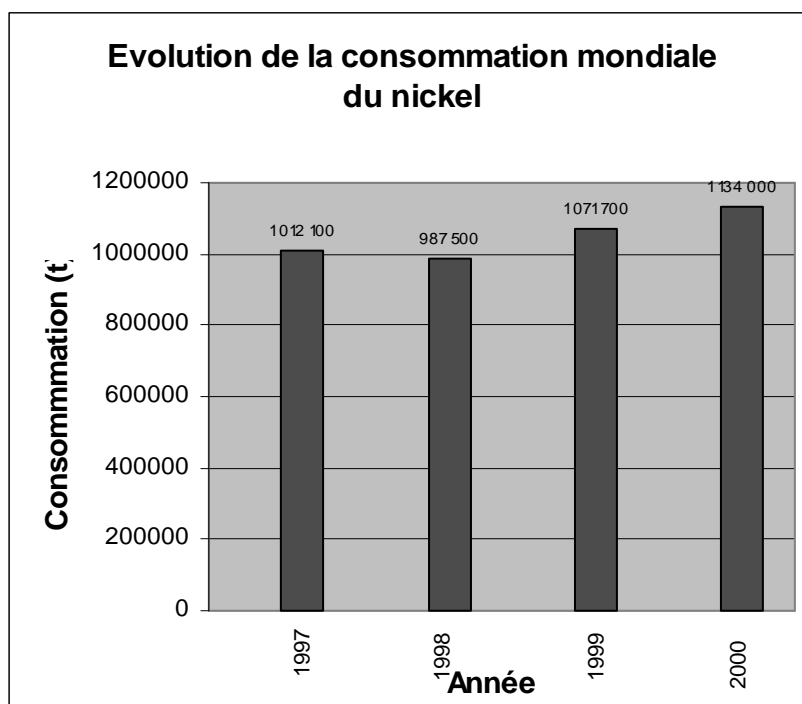


Fig. 13 Evolution de la consommation de métal primaire

Ces derniers temps, le cours du nickel a connu une hausse potentielle. En effet le cours du nickel au London Metal Exchange (LME) a presque doublé entre fin 1998 et début 2000, ce

qui s'explique par de faibles stocks et de mauvaises anticipations sur l'offre mondiale (Cf. Fig. 13).

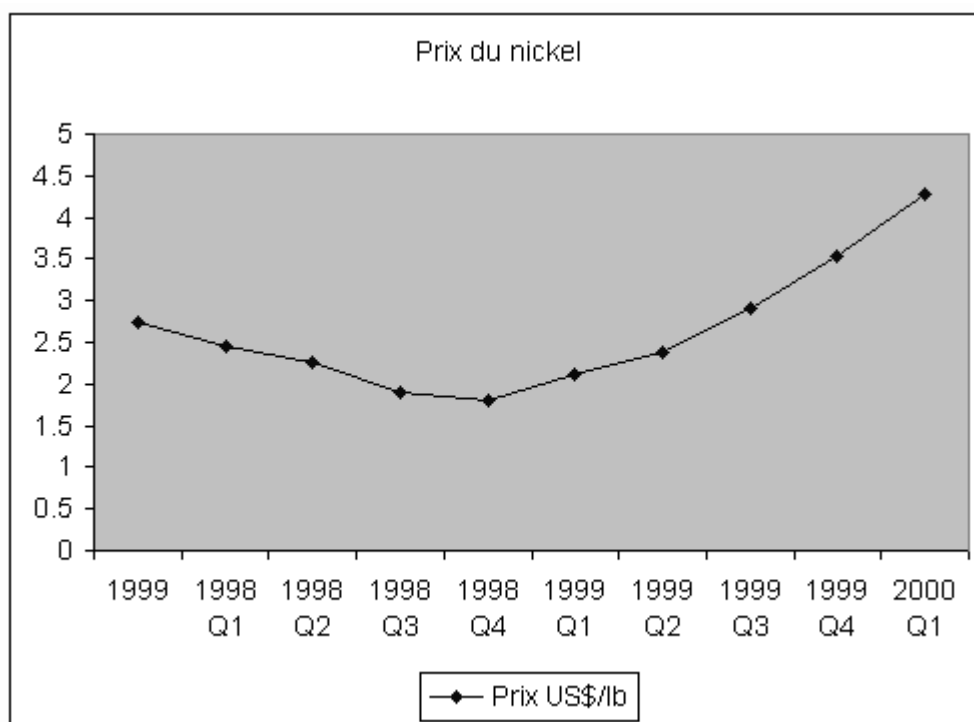


Fig.14 Evolution du cours du nickel

Sachant qu'un lb (livre en français ou pound en anglo-saxon) est équivalent à 0,4536 kg le tableau d'équivalence suivant :

Tableau 5 : Equivalence du coût en US\$/lb et US\$/tonne

COUT		OBSERVATIONS
en US\$/lb	en US\$/tonne	
0,5	1.102,3	1lb = 0,4536 kg
1	2.204,6	
1,5	3.306,9	
2	4.409,2	
2,5	5.511,5	
3	6.613, 8	
3,5	7.716	
4	8.818,3	
4,5	9.920,6	
5	11.022,9	

Selon les revues et périodiques « American Metal Market » du 28/06/2004 et du 26/07/2004, « Les Echos » du 06/08/2004, « Metal Bulletin » du 12-19/07/2004, « Mining

Journal » du 23/07/2004, « Platt's Metals Week » du 05-19/07/2004 et du 16/08/2004 et « Recyclage Recupération Magazine » du 09/07/2004, le cours du nickel a connu, depuis décembre 2003, deux flambées dont la 1^{ère} a maintenu le prix au dessus de 14.000 US\$/t jusqu'au début mars et la 2^{ème}, démarré mi-mai, a permis au cours de repasser la barre des 14.000 US\$/t dans la période de mi-juin à mi-juillet. Depuis, le cours résiste dans la fourchette 13000 à 14.000 US\$/t. La fluctuation actuelle résulte en bonne partie, dans le contexte d'un déficit durable de l'offre tirant le prix, du contrepoids exercé par le risque de substitution mécaniquement lié.

Cependant l'International Nickel Study group vient de réviser à la baisse le déficit global prévu pour 2004, à 15.000 t contre 35.000t il y a un an. Rappelons que les prévisions des producteurs sont dispersées dans une fourchette allant de 14.000 t (Norilsk Nickel) à 42000 t (Falconbridge). Mais des signes inquiétants s'accumulent. Ainsi les stocks du LME sont descendus à un niveau de 7.800 tonne début juillet, pour se reprendre un peu après (9.294 t le 18 août), le mineur WMC Ressources confirme que l'offre de nickel restera insuffisante au moins jusqu'en 2006 et Antaïke vient de relever de 133 à 145 kt la prévision de demande de nickel chinoise l'année 2004, malgré un avis contradictoire de frein sur les importations (seraient inférieures aux 70.206 t de 2003).

La publication des prévisions semestrielles concernant les cours du métal nickel pour les années 2004 et 2005 faite en juillet 2004 par les experts Reuters est donnée par le tableau suivant :

Tableau 6 : Prévisions du cours du métal nickel

Valeur		Nickel	
		2004	2005
US\$/tonne	Moyenne	13 598	12 756
	Médiane (1)	13 671	12 502
	Plus haute	15 545	17 000
	Plus basse	12 441	8 820
% (1)/2003		51,9 %	29,8 %
Nombre de prévisions		23	23

Par rapport aux prévisions pour 2004 faites par le même groupe d'experts réunis par Reuters au mois de janvier, on constate que les cours du nickel sont jusqu'au mois d'août

2004 (date de la 2^{ème} prévision semestrielle) sont relativement conformes aux prévisions du début d'année 2004.

Ce qui frappe surtout pour les prévisions de 2005 en ce qui concerne le cas du nickel, ce sont les écarts très importants atteignant presque 100% entre les valeurs les plus hautes et les plus basses prévues. Ceci montre clairement qu'il y a deux courants d'opinion parmi les experts du groupe Reuters lors de l'établissement des prévisions: ceux qui croient à la poursuite de la hausse, voire une accélération, accompagnant celle de la production industrielle mondiale et ceux qui pensent que le pic du cycle sera atteint dès l'année de l'établissement des prévisions.

Selon toujours les analyses des experts, cette situation d'incertitude concernant l'économie mondiale en 2005 (liée à un ensemble de facteurs assez bien identifiés : l'évolution de la situation en Chine (le pays reprendra -t-il en automne et au même rythme que précédemment ses importations de métaux ?), le cours du contexte économique des Etats-Unis (où la forte reprise semble s'essouffler), le cours du dollar, le cours du pétrole (durablement au dessus de 50 US\$/lb, l'impact négatif sur l'économie mondiale peut devenir important).

Compte tenu de tout ce qui précède, force est de constater que l'étude du marché de nickel constitue une question de première importance très complexe. Ainsi pour mieux cerner la question, il serait mieux de mener une étude quantitative sur les tendances du marché de nickel.

VI.2. Etude quantitative sur les tendances du marché du nickel [26,28]

Du fait que le marché du nickel est un marché basé essentiellement sur l'offre et la demande, il s'avère difficile de maîtriser un tel phénomène aussi complexe caractérisé par des paramètres multiples et parfois non quantifiables. Néanmoins, il est moins difficile de tenter de quantifier la tendance par l'introduction des indices qui consistent à caractériser le marché et sa structure par le biais de l'observation des acteurs principaux du marché, c'est à dire les entreprises tout en étudiant le comportement de ces acteurs par les phénomènes boursiers et économiques qui caractérisent les entreprises. Autrement dit, les indices sont des résultats des anticipations du marché. Il est à souligner que le problème des indices est d'affecter une

valeur numérique à un ensemble de phénomènes, c'est une mesure introduisant une dégradation de l'information, c'est donc une approche réductionniste provoquant une perte d'information au profit d'une rapidité d'interprétation. Aussi, pour interpréter les indices il faut retenir que seule la tendance est une mesure pertinente, leurs valeurs intrinsèques ne présentent pas d'intérêt, mais leur variation est significative. Etant donné que les principaux acteurs du marché sont différents tant au niveau de l'offre qu'au niveau de la demande, les indices seront étudiés séparément pour ces deux aspects du marché.

VI.2.1. Etude quantitative sur les tendances de l'offre au niveau du marché de Nickel

Comme le marché du nickel est un marché qui est basé essentiellement sur l'offre et la demande, les prix instantanés dépendent donc des stocks existants et de la capacité à satisfaire la demande. Rappelons que l'utilisation du nickel dans l'économie occidentale est principalement (à 65%) vouée à l'acier inoxydable. Ce marché est donc conditionné par la croissance des pays industrialisés ou en voie d'industrialisation. Suivant la loi de Pareto, 20% des acteurs économiques d'un marché se partagent quelques 80% de ce marché, cette loi se trouve d'autant plus vérifier que le secteur est un secteur à concentration croissante et à forte immobilisation capitalistique et à pénétration très lente (le temps minimum entre une étude de pré faisabilité d'un projet d'exploitation de gisement et une mise en œuvre est de 5 ans, sans parler du temps minimum de rentabilité de l'exploitation). Le risque de concurrence est donc lissé par le facteur temps. Ce qui permet de considérer les acteurs majeurs du marché comme stable, sur une échelle de temps de l'ordre de 5 ans. Cependant l'inconnue principale de ce marché est la part des économies non capitalistes (Cuba, Chine) et surtout de l'ancienne URSS qui à elle seule influe considérablement (21%) sur le marché mondial du nickel.

On sait que le cours du LME arbitre l'offre et la demande, mais force est d'admettre qu'il n'est pas suffisant de le posséder pour comprendre la tendance du marché avec tous les risques liés à la production. C'est ainsi que l'introduction d'un indice qui résulte des anticipations des marchés financiers sur les résultats des sociétés présentes dans le secteur nickel. Du fait que chaque société voit ses résultats dépendre en grande partie de sa capacité à produire, cet indice fournit donc l'anticipation de l'offre avec ce qu'elle peut fournir comme erreurs, liées à l'irrationalité des marchés.

L'indice NPI (Indices des premiers producteurs de Nickel) est un indice établi sur la base de 9 titres de sociétés productrices de nickel cotées sur un marché, pondérés par leur part de marché, sur une base de 100 au 1^{er} janvier 2001. Il s'agit de caractériser les 9 entreprises dominantes du marché (qui se partagent plus de 50% du marché de production total de nickel, toutes formes confondues) et bien plus si on ne compte pas la Russie, la Chine et Cuba. Les groupes aux activités diversifiées, n'apparaissent dans le calcul que par pondération par rapport à leur activité de nickel (exemple : QNI est calculé par rapport à Billiton et son coefficient de pondération). NPI est donc calculé à partir de la cotation des 9 premières sociétés productrices de nickel.

a) Les acteurs majeurs

Les titres retenus au 1^{er} janvier 2001 étaient les suivants :

Inco 17%, Falconbridge 10%, Eramet (SLN) 6%, Billiton (QNI) 6%, WMC 6%, Sherritt 3%, Summitomo 5%, Pamco 4%.

Comme il a été sus-évoqué, il est à noter qu'étant donné que certains grands producteurs sont des sociétés d'Etats, il est impossible de les faire apparaître dans les valeurs (exemple : Norilsk, et les pays tels que Cuba ou la Chine). Par ailleurs les groupes diversifiés, n'apparaissent dans le calcul que par pondération par rapport à leur activité de nickel (exemple : QNI est calculé par rapport à Billiton et son coefficient de pondération) ou n'apparaissent pas du tout : c'est le cas d'Angloamerican.

$$NPI(t) = \frac{(V_1 \times P_{1t} \times C_1 + V_2 \times P_{2t} \times C_2 + \dots + V_n \times P_{nt} \times C_n) \times 1000}{(V_1 \times C_1 \times P_{10} + V_2 \times C_2 \times P_{20} + \dots + V_n \times C_n \times P_{n0})}$$

où

i : l'indice de l'entreprise retenue pour le calcul

V_i : part de marché, c'est-à-dire définit comme la production en tonnes par rapport à la production mondiale établit l'année précédente (exprimé en pourcentage).

C_i : le coefficient de l'activité nickel dans l'activité de l'entreprise sur la base 1 (1 représente 100% d'activité dans le secteur nickel, 1/3 représente 0,33 de son chiffre d'affaire effectué dans ce secteur).

P_{it} : prix à la date t de l'action de la société i appartenant à l'ensemble des n titres retenus dans l'indice. P_{io} : prix à la date du 1 janvier 2001 (établi à la clôture).

Il est à noter que si certaines valeurs sortent de l'indice, par disparition ou fusion, d'autres valeurs sont prises provenant de l'indice NNPI (Indice des nouveaux producteurs de Nickel à large potentiel). On assure par technique de compensation la continuité de l'indice.

L'analyse de la formule NPI (t) montre que l'indice est très sensible aux variations des sociétés ayant une grande part de marché mais néanmoins filtre les petits mouvements contrairement à un calcul du type :

$$\frac{(V_1 \times (P_{1t}/P_{1t-}) \times C_1 + V_2 \times (P_{2t}/P_{2t-}) \times C_2 + \dots + V_n \times (P_{nt}/P_{nt-}) \times C_n) \times 1000}{V_1 \times C_1 + V_2 \times C_2 + \dots + V_n \times C_n}$$

P_{it-} : prix à la date précédente (établi à la clôture).

Il est à souligner qu'il ne s'agit pas d'indice pour des valeurs boursières. En effet, le calcul ignore le nombre d'actions émis par l'entreprise en facteur de pondération, c'est à dire que seule la tendance globale est pertinente non le volume opéré. Par ailleurs, on conçoit que la manière d'évaluer l'indice est arbitraire, il s'agit d'une moyenne pondérée, et toutes autres moyennes pondérées seraient-elles aussi valables.

Le problème d'un marché tel que le nickel est de suivre la tendance globale des acteurs et des phénomènes liés à l'activité fondamentale (production, exploration, finance, sociale), en observant les tendances à venir. L'indice permet de caractériser la structure globale de l'offre de nickel dans le marché (à l'exception des blocs communistes et de la Russie). C'est à dire qu'il permet d'observer l'anticipation des marchés financiers sur l'ensemble des leader mondiaux (c'est à dire le phénomène économique à échelle mondiale). Il est à mettre en perspective avec d'autres indices (croissance, etc.) ainsi qu'avec le cours du nickel. Il est très sensible car ses valeurs de références sont dynamiques (le cours précédent) ce qui lui confère une certaine volatilité, néanmoins la signification de l'indice est à observer sur une échelle de temps plus longue (l'indice moyen) : de l'ordre de la semaine, du mois ou plus encore pour observer la tendance générale. Cependant, il ne faut pas attendre trop et voir en cet indice un outil de «prédiction» des prix du nickel, aucun facteur ne peut le laisser envisager.

b) Les nouveaux acteurs

Pour assurer la compensation de la continuité de l'indice dans le calcul de l'indice NPI(t), la notion de NNPI (indice des nouveaux producteurs de Nickel) a été introduit. Pour une meilleure compréhension, afin d'éviter toute ambiguïté d'interprétation le terme nouveau est ici pris sur une échelle de temps de 10 ans. Ainsi, le NNPI est un indice établi sur la base de titres de jeunes sociétés productrices de nickel (< 10ans d'existence dans la production) côtés sur un marché, sur une base de 100 au 1 janvier 2001.

Les dix titres retenus au 1 janvier 2001 étaient les suivants :

Jubilee Gold mines, Comet resources, Heron Resources, Anaconda Ltd, Canmine resources corporation, Titan resources, Black range minerals NL. Weda Bay Inc, Highlands Pacific Ltd, Argosy Minerals Inc, Crew group.

$$NNPI(t) = \frac{(N_1 \times P_{1t} + N_2 \times P_{2t} + \dots + N_n \times P_{nt}) \times 1000}{(N_1 \times P_{10} + N_2 \times P_{20} + \dots + N_n \times P_{n0})}$$

où

N_i : le nombre d'action émises.

P_{it} : prix à la date t de l'action de la société i appartenant à l'ensemble des n titres retenus dans l'indice.

P_{i0} : prix à la date du 1 janvier 2001 (établi à la clôture).

A travers la formule, force est de constater que la valeur de l'action est pondérée par le nombre d'actions. Ainsi, à la différence de l'indice NPI, l'indice NNPI est un indicateur plus spéculatif c'est à dire qu'il mesure les transactions boursières effectuées sur des valeurs principalement spéculatives. Il sert à observer sur une échelle à plus long terme l'arrivée des nouveaux concurrents qui peuvent de manière durable modifier la structure du marché. Il est à noter que ces valeurs sont généralement moins fluides que les valeurs composant l'indice NPI. Par ailleurs, l'indice permet de caractériser les nouveaux acteurs du marché ainsi que la santé des nouveaux projets basés sur les technologies de lixiviation pour la plupart.

Compte tenu de d'une part de la capacité productive du site minier d'Ambatovy-Analamay et d'autre part l'échéance prévue en 2007 pour la production du nickel, ce site minier fera de la joint-venture Dynatec-Phepls Dodge à Madagascar, selon cette méthode

d'approche, un nouveau acteur potentiel parmi les dix titres retenus dans la production de nickel. En effet, comparant à la production mondiale de nickel aux environs de 1.200.000 tonnes par an (pour l'année 2004), les 60.000 tonnes prévues être produites à partir d'Ambatovy-Analamay constitue déjà 5 %, alors qu'en 2001 l'entreprise Pamco détenant les 4 % de la production fait déjà partie des 8 premières sociétés productrices mondiales (Cf. VI.2.1).

VI.2.2. Etude quantitative sur les tendances de la demande au niveau du marché de nickel

Le marché de l'acier inoxydable est un marché à forte concentration, où la Loi de Pareto est très largement vérifiée, peu d'acteurs principaux moins de 20% mais dominant plus de 80% du marché mondiale (de plus en plus de regroupement concentrent les acteurs). Comme il a été procédé au niveau de l'offre ci-dessus, les calculs sont faits pour les pays industrialisés à l'exception du bloc communiste et de la Russie.

A l'instar de l'étude sur l'offre du nickel, l'étude sur la demande est caractérisée par un indice SSPI (Indices des premiers producteurs d'acier inox ou Stainless Steel Producers Index) qui est un indice établi sur la base des 10 titres de sociétés productrices d'acier inoxydable (et donc principales consommatrices de nickel, soit environ 65% de la production), pondérés par leurs part de marché, sur une base de 100 au 1 janvier 2001. Il s'agit de caractériser les premières entreprises dominantes d'un marché à forte concentration (qui se partagent plus 80% du marché de production total d'acier inoxydable toutes formes confondues).

Les dix titres retenus au 1 janvier 2001 étaient les suivants :

Krupp-Thyssen Stainless, Outokumpu (Avesta Polarit), Arcelor, POSCO, AK steel, Acerinox, Allegheny Ludlum, Nippon Steel, ALZ

$$SSPI(t) = \frac{(V_1 \times P_{1t} \times C_1 + V_2 \times P_{2t} \times C_2 + \dots + V_n \times P_{nt} \times C_n) \times 1000}{V_1 \times C_1 \times P_{10} + V_2 \times C_2 \times P_{20} + \dots + V_n \times C_n \times P_{n0}}$$

i : indice de l'entreprise retenue pour le calcul

V_i : part de marché, c'est à dire définit comme la production en tonnes par rapport à la production mondiale établit l'année précédente (en %).

C_i : le coefficient d'influence de l'activité acier inox (base nickel) dans l'activité de l'entreprise sur la base 1 (1 représente 100% d'activité dans le secteur acier inox, $1/3$ représente 0,33 dans son chiffre d'affaire effectué dans ce secteur).

P_{it} : prix à la date t de l'action de la société i appartenant à l'ensemble des n titres retenus dans l'indice.

P_{io} : prix à la date du 1 janvier 2001 (établi à la clôture).

L'indice sert comme les autres indicateurs à quantifier l'intensité de la demande et les anticipations de la demande en nickel des principaux pays consommateurs de nickel. Cependant, il faut prendre garde que cet indice ne doit intervenir que pour plus de la moitié de la demande du nickel dans le monde, il est évident qu'il ne peut à lui seul rendre compte de l'évolution des tendances à venir. Il permet de caractériser et d'identifier la production et donc la demande en matière première. Cet indice est à mettre en perspective avec les marchés de débouché du nickel autre que l'acier inox. Par ailleurs, il convient d'observer les prévisions des taux de croissance dans les principaux pays (à économie de marché) consommateurs d'acier inoxydable pour pondérer et utiliser les indices.

CHAPITRE VII

ETUDE SOCIO-ECONOMIQUE

VII.1. Impacts socio-économiques du projet d'Ambatovy-Analamay

Le projet d'Ambatovy Analamay est conçu pour être un projet économiquement attractif et techniquement solide de manière à atténuer les impacts environnementaux et à maximiser les bénéfices socio-économiques grâce à une politique volontariste de valeur ajoutée. En effet, le projet serait le premier dans le secteur minier à produire des produits finis (acier inoxydable) pouvant subvenir aux besoins des industries locales et à l'exportation d'où un apport de forte valeur ajoutée à l'économie du pays. Par ailleurs, le projet cadre bien avec la politique de l'Etat Malagasy accordant une certaine priorité au secteur minier en tant que pôle de développement économique, contribuant ainsi à la réduction de la pauvreté.

Le projet porte un intérêt particulier au pays dans la mesure où :

- la valeur ajoutée tirée du projet d'Ambatovy-Analamay est importante ;
- l'implantation de l'usine de traitement et plus particulièrement de l'usine de raffinage dans l'une des communes sub-urbaines de Toamasina pour produire des produits finis (métaux nickel et cobalt) va améliorer d'une manière considérable le potentiel d'augmentation des retombées au niveau de l'emploi et des bénéfices industriels du projet ;
- il contribue au développement des infrastructures et constitue une opportunité de renforcement en termes de compétence et de capacité (emploi direct dans les secteurs de l'économie formelle et des biens et services). En effet, le projet envisage d'embaucher et de former des travailleurs nationaux. La création d'emplois est de l'ordre de 2700 emplois pendant la phase de construction et de 800 emplois permanents pendant la phase d'exploitation ;
- le projet prétend promouvoir les entreprises locales et les communautés locales ;
- le projet améliore les recettes fiscales de l'Etat à travers les redevances et diverses taxes perçues ;
- son potentiel en terme de production de nickel et cobalt par rapport à la production mondiale placera sûrement Madagascar parmi les premiers pays producteurs de ces métaux, améliorant ainsi son image du secteur minier malagasy.

Quant aux impacts environnementaux engendrés par le projet, des mesures adéquates respectant non seulement les normes nationales mais aussi les lignes directrices internationales en matière de protection de l'environnement font l'un des principaux objets de l'Etude d'Impact Environnemental.

VII.2. Etude sur les recettes du projet Ambatovy-Analamay [3, 27]

Il a été évoqué dans le paragraphe IV.2.2 et IV.2.5.3 ci-dessus qu'on distingue deux complexes d'unités bien distinctes pour l'usine de traitement :

- l'usine de traitement de la pulpe de minerai en provenance de l'usine de conditionnement du site minier d'Ambatovy ; et,
- la raffinerie des produits intermédiaires de sulfures de nickel et de cobalt provenant de l'usine de traitement de la pulpe.

Ainsi l'entreprise peut vendre ses produits sous deux formes différentes selon l'étape de traitement (cf. paragraphe IV.2.5.3 ci-dessus) :

- des sulfures de nickel et de cobalt pour les produits issus de l'usine de traitement de la pulpe de minerai en provenance de l'usine de conditionnement du site minier d'Ambatovy ;
- des métaux raffinés de nickel et de cobalt pour les produits issus la raffinerie des produits intermédiaires de sulfures de nickel et de cobalt provenant de l'usine de traitement de la pulpe.

Compte tenu de la possibilité de la commercialisation des produits à ces deux niveaux de traitement, des études y afférentes seront menées. Cependant, du fait que le traitement effectué à Madagascar ne s'arrête pas uniquement aux produits intermédiaires (concentrés), mais sera réalisé jusqu'à la production des métaux raffinés, les études relatives aux recettes provenant des métaux raffinés seront poussées jusqu'aux applications numériques.

Avant de mener les études pour un minerai à deux métaux, introduisons d'abord pour une meilleure compréhension, les formules relatives au minerai à un métal. D'une manière générale, les recettes peuvent être calculées par la formule ci-dessous au cas où l'entreprise minière vend le concentré comme produit commercial :

$$R_{\text{conc}} = M_{\text{conc}} \times P_v$$

où

M_{conc} – tonnage du concentré ;

P_v – Prix de vente d'une tonne de concentré.

Les formules internationales les plus courantes pour la détermination du prix d'une tonne de concentré pour les métaux de base sont données par la relation :

$$P_v = Q (T_{\text{conc}} - \beta) - F - \text{transport}$$

où

$$P_v = \alpha Q T_{\text{conc}} - F - \text{transport}$$

où

Q – prix de la tonne de métal ;

T_{conc} – teneur du concentré ;

F – frais de fonderie et raffinage (+marge du fondeur) par tonne de concentré

transport – frais de transport d'une tonne de concentré entre l'usine de traitement et la fonderie ;

α – coefficient d'abattement de la fonderie pour déterminer le métal payé ou proportion de métal payé par le fondeur ;

β – abattement de teneur, c'est à dire déduction unitaire pour perte en fonderie.

Pour la détermination du tonnage du concentré, il s'avère nécessaire de recourir à certains paramètres techniques.

Bilan matière de l'usine

$$M_{TV} = M_{\text{conc}} + M_{st}$$

Bilan métal de l'usine

$$M_{TV} t_{TV} = M_{\text{conc}} T_{\text{conc}} + M_{\text{stér}} T_{\text{stér}}$$

Rendement métal de l'usine

Pour caractériser le fonctionnement de l'usine, on utilise soit le rendement métal de l'usine (ou taux de récupération en usine) ρ , soit le rendement poids de l'usine R_p définies par les relations :

$$\rho = \frac{M_{\text{conc}} T_{\text{conc}}}{M_{\text{TV}} t_{\text{TV}}}$$

$$R_p = \frac{M_{\text{conc}}}{M_{\text{TV}}}$$

La détermination du tonnage du concentré s'obtient à partir de cette dernière formule par la relation :

$$M_{\text{conc}} = \frac{M_{\text{TV}} t_{\text{TV}} \rho}{T_{\text{conc}}}$$

où

M_{TV} – tonnage du minerai tout-venant ;

t_{TV} – teneur du minerai tout-venant ;

$M_{\text{stér}}$ – tonnage du stérile ;

$T_{\text{stér}}$ – teneur du stérile ;

Pour le cas du projet d'Ambatovy – Analamay avec un minerai à deux métaux (nickel et cobalt) on a :

Bilan matière de l'usine

$$M_{\text{TV}} = M_{\text{con1}} + M_{\text{con2}} + M_{\text{stér}}$$

Bilan métal de l'usine

$$M_{\text{TV}} t_{\text{TV}i} = M_{\text{con1}} T_{i1} + M_{\text{con2}} T_{i2} + M_{\text{stér}} T_{\text{istér}} \quad (\text{pour } i = 1,2)$$

Rendement métal

$$\rho_{ii} = \frac{M_{\text{conci}} T_{ii}}{M_{\text{TV}} t_{\text{TV}i}} \quad \text{ou récupération principale du métal } i \text{ dans le concentré } i$$

pour $i = 1,2$

On peut aussi calculer la récupération globale d'un métal i dans les différents concentrés j :

$$\rho_i = \frac{\sum_j M_{\text{con}cj} T_{ij}}{M_{\text{TV}} t_{\text{TV}i}}$$

$$R_{pi} = \frac{M_{conci}}{M_{TV}}$$

Mais en général, seule la substance principale du concentré j est prise en compte dans son prix de vente P_{vj} .

Les recettes de la mine s'écrivent alors:

$$R_{conc} = \sum_j M_{concj} ([\sum_i T_{ij} \alpha_{ij} Q_i] - [F_j + \text{transport}_j])$$

avec

$$M_{conj} = \frac{1}{T_{jj}} \rho_{jj} M_{TV} t_{TVj}$$

Il appartient à l'exploitant de chercher la plus grande valeur de cette recette en jouant sur les paramètres qu'il peut contrôler, à savoir:

- pour la mine : M_{TV} cadence de production globale
 t_{tvj} teneur extraite (sélectivité) en chaque substance,
- pour l'usine: ρ_j récupération des substances vendable dans chaque concentré
 T_j teneurs des concentrés.

Chacun de ces paramètres devraient être le plus grand possible, mais il faut prendre compte que tout accroissement de l'un de ces paramètres entraîne normalement des coûts opératoires et parfois de l'investissement.

Pour le cas des métaux de nickel et de cobalt traités de l'usine de raffinage qui sera implantée dans une des communes sub-urbaines de Toamasina, les recettes de l'entreprise sont données par la formules :

$$R_{mét} = M_{TV} t_{tv} \rho Q$$

L'analyse des formules déterminant les recettes de l'entreprise montre que la construction de l'usine de raffinage à Madagascar et de surcroît dans l'enceinte même de l'usine de traitement de la pulpe contribuera d'une manière conséquente à l'augmentation des recettes. En effet, compte tenu de la faible capacité d'absorption du pays en nickel et en cobalt, le coût du transport de tous les tonnages des concentrés de l'usine de traitement de Toamasina à l'usine de raffinage aurait été très important si ce dernier se trouvait dans un

pays quelconque autre que Madagascar. En effet, en analysant les formules des recettes de l'entreprise relatives aux concentrés et aux métaux comme produits commerciaux, après transformation mathématique on obtient :

$$R_{\text{conc}} = \frac{P_v}{Q T_{\text{conc}}} R_{\text{mét}} \quad \text{ou} \quad R_{\text{mét}} = R_{\text{conc}} \frac{Q T_{\text{conc}}}{P_v}$$

Le rapport $\frac{P_v}{Q T_{\text{conc}}}$ n'est autre que la part du mineur qui lui est payé à la valeur

contenue dans le concentré. Selon les substances et la qualité du produit vendu, cette part peut être comprise entre 90 % et 40 %. Autrement dit, le rapport de $R_{\text{mét}}/R_{\text{conc}}$ peut varier de 1,1 à 2,5, ce qui constitue un grand avantage pour Madagascar d'avoir l'usine de raffinage construite du côté de Toamasina pour produire les produits finis.

Nous allons maintenant donner les applications numériques de certains paramètres et essayer d'estimer les recettes de l'entreprise à partir des ventes des produits finis issus de l'usine de raffinage. Pour les prix de la tonne du nickel et du cobalt, nous allons utiliser les données des études du précédent chapitre ci-dessus.

Tableau 7 : Données de calcul

Données de calcul	Désignation	Unité	Valeur pour	
			le nickel	le cobalt
Quantité de minerai tout-venant extrait par an	M_{TV}	tonne	6.000.000	Idem
Teneur du minerai tout-venant	t_{tv}	%	1,1	0,1
Prix de la tonne du métal	Q	US\$	12.756	26.455*
Rendement métal de l'usine de traitement	ρ_{conc}	%	96	96
Rendement métal de l'usine de raffinage	$\rho_{\text{mét}}$	%	96	96
Teneur du métal i dans le concentré i	T_{ii}	%	56	56

*prix moyen en 2000

Bilan matière de l'usine :

$$M_{TV} = M_{\text{con1}} + M_{\text{con2}} + M_{\text{stér}}$$

$$M_{\text{ste}} = M_{tv} - M_{\text{con1}} - M_{\text{con2}}$$

$$M_{\text{ste}} = 6.000.000 - 113.143 - 10.286 = 5.876.471 \text{ tonnes}$$

Pour le nickel :

- Tonnage de concentré nickel produit annuellement au niveau de l'usine de traitement :

$$M_{\text{con(Ni)}} = \frac{6.000.000 \times 0,011 \times 0,96}{0,56} = 113.143 \text{ tonnes}$$

- Tonnage du métal nickel extrait annuellement :

$$6.000.000 \times 0,011 = 66.000 \text{ tonnes}$$

- Tonnage du métal nickel produit annuellement par l'usine de raffinage :

$$6.000.000 \times 0,011 \times 0,96 = 63.360 \text{ tonnes}$$

- Rendement poids

$$R_{p \text{ (Ni)}} = \frac{113.143}{6.000.000} = \frac{t_{TV}}{T_{\text{conc}}} \rho = 0,01886$$

- Taux de concentration (nombre de tonnes de minerai pour obtenir une tonne de concentré de nickel) :

$$= \frac{T_{\text{conc}}}{t_{TV} \rho} = \frac{1}{R_p} = 53,03$$

- Recette annuelle obtenue à partir de la vente du métal nickel :

$$R_{\text{mét (Ni)}} = 6.000.000 \times 0,011 \times 0,96 \times 12.756 = 808.220.160 \text{ US\$}$$

Pour le cobalt :

- Tonnage de concentré cobalt produit annuellement au niveau de l'usine de traitement :

$$M_{\text{con(Co)}} = \frac{6.000.000 \times 0,001 \times 0,96}{0,56} = 10.286 \text{ tonnes}$$

- Tonnage du métal cobalt extrait annuellement :

$$6.000.000 \times 0,001 = 6.000 \text{ tonnes}$$

- Tonnage du métal cobalt produit annuellement par l'usine du raffinage:

$$6.000.000 \times 0,001 \times 0,96 = 5.760 \text{ tonnes}$$

- Rendement poids

$$R_{p\text{ (Co)}} = \frac{10.286}{6000.000} = \frac{t_{TV}}{T_{conc}} \rho = 0,00171$$

- Taux de concentration (nombre de tonnes de minerai pour obtenir une tonne de concentré de cobalt) :

$$= \frac{T_{conc}}{t_{TV} \rho} = \frac{1}{R_p} = 583,33$$

- Recette annuelle obtenue à partir de la vente du métal cobalt :

$$R_{mét\text{ (Co)}} = 6.000.000 \times 0,001 \times 0,96 \times 26.455 = 152.380.800 \text{ US\$}$$

- Recette totale de l'entreprise (mine, usine de traitement et raffinage):

$$R_{mét\text{ (Ni)}} + R_{mét\text{ (Co)}} = 808.220.160 + 152.380.800 = 960.600.960 \text{ US\$}$$

Si l'usine de raffinage pour les produits finis n'était pas construite à Madagascar et que les produits de vente de l'entreprise minière étaient constitués des concentrés de nickel et de cobalt et non des métaux, selon la formule ci-dessus, les recettes annuelles pourraient être réduites de 1,1 à 2,5 fois. La valeur exacte de cette réduction ne peut être calculée sans les données relatives au lieu d'implantation de l'usine de raffinage (frais de transport d'une tonne de concentré entre l'usine de traitement et l'usine de raffinage) et les frais raffinage ainsi que la marge du fondeur par tonne de concentré.

A travers l'analyse de la recette de l'entreprise en prenant le nombre de jours de travail dans une année égal à 300 avec un régime de travail de trois postes par jour à raison de 8 heures chacun pour 800 emplois permanents pendant la phase d'exploitation, on peut faire des constats donnés dans le tableau ci-dessous :

Tableau 8 : Résumé des résultats de la recette

Recette	Valeur moyenne de l'entreprise en US\$	
	générée par tous les employés	générée par un employé
par an	960.600.960	1.200.751,2
par jour	3.202.003,2	4.002,5
par poste de travail de 8heures	1.067.334	1.334,2
par heure	133.416,8	166,8
par minute	2.223,6	2,8

Poussant plus loin l'analyse du tableau, on peut avancer les éléments ci-après :

- la recette moyenne annuelle de 1.200.751 US\$ générée à l'entreprise par un employé montre à quel point celle-ci est fortement mécanisée ;
- la recette moyenne de 2,8 US\$ générée à l'entreprise par un employé en une minute montre à quel point pour un investissement minier de grande envergure, l'organisation de travail tient une place prépondérante. En effet, une minute perdue pour l'ensemble de l'entreprise constitue déjà un manque à gagner de 2.223 US\$;
- pour arriver à une recette d'une telle importance, l'investissement doit être très important. En effet, si tout au début, l'investissement prévu était de l'ordre de 400.000.000 à 800.000.000 US\$, actuellement ce chiffre pourrait atteindre 1,5 à 2 milliards US\$;

De tout ce qui précède, la notion de temps prend une importance capitale pour un investissement minier à grande échelle et ceci reste valable à toutes les activités et à quel que niveau que ce soit (exemple l'emplacement optimal de l'engin de transport et de la chargeuse, minimum de temps de manœuvre de l'engin de transport au niveau de chargement et de déchargement pour réduire le temps de cycle de l'opération, etc). En effet, un jour chômé non planifié fait perdre 3.202.003 US\$ de recette à l'entreprise, ainsi pour pouvoir honorer l'engagement vis-à-vis de la capacité productive annuelle de l'entreprise, une telle perturbation est, autant que possible, à éviter, où le cas échéant, le rattrapage du temps perdu est indispensable. Ainsi, il serait mieux pour une telle entreprise d'avoir de la part des autorités compétentes une liste bien définie des jours chômés dès le début de l'année.

VII.3. Conclusion

La mise en exploitation des gisements d'Ambatovy-Analamay va inéluctablement modifier les données statistiques malgaches du PIB par branche d'activités au profit du secteur minier d'une part et placera Madagascar parmi les grands pays producteurs mondiaux de nickel.

CONCLUSION GENERALE

L'étude bibliographique nous a permis d'avoir une situation sur les réserves, la production et la consommation mondiale de nickel et du cobalt. Ainsi, avec une production mondiale de 1,2 Mt de nickel, les 60.000 tonnes qui seront produits annuellement à partir de 2007 par le joint-venture Dynatec-Phelps Dodge pourraient classer Madagascar parmi les grands pays producteurs de nickel. En effet, avec les 190 millions de tonnes de minerai à des teneurs de 1,1% de nickel et 0,10% de cobalt, Ambatovy a le potentiel de devenir une des plus grandes mines de nickel du monde. Par ailleurs, avec approximativement un mètre de croûte suivi de 40 mètres d'épaisseur de minerai, la géologie des gisements d'Ambatovy - Analamay est réputée simple et facile en terme d'exploitation.

Une étude sur la détermination de l'effectif des tombereaux nécessaires au transport du minerai sur le site minier d'Ambatovy-Analamay a été effectuée tout en tenant compte des entretiens et pannes des camions dans les conditions réelles de leur exploitation à travers le coefficient de disponibilité. Ainsi, pour pouvoir assurer sans défaillance le transport des 6.000.000 de tonnes de minerai sur le site minier à Ambatovy, le nombre total de camions nécessaires est de 9 contre 10 camions en service permanent pendant les heures de travail.

- Des études ont été également menées sur le marché de nickel au niveau mondial et sur l'estimation de la recette de l'entreprise. En se basant, autant que possible, sur les informations les plus récentes, plus particulièrement pour le cas du nickel, les recettes estimatives calculées à partir de la vente des produits finis (métaux nickel et cobalt) provenant de l'usine de raffinage implantée à proximité de Toamasina, sont évaluées à 960.600.960 US\$ par an. En d'autres termes, la recette moyenne annuelle de l'entreprise générée par un employé est de 1.200.751 US\$. Ce montant montre à quel point le taux de mécanisation de l'entreprise est très élevé. Par ailleurs, la recette moyenne de 2,8 US\$ générée à l'entreprise par un employé en une minute montre à quel point pour un investissement minier de grande envergure, l'organisation de travail tient une place prépondérante. En effet, une minute perdue pour l'ensemble de l'entreprise constitue déjà un manque à gagner de 2.223 US\$.

A notre avis, la promulgation de la loi n° 2001-031 établissant le Régime Spéciale pour les Grands Investissements dans le Secteur Minier malagasy a été un des facteurs déterminants du côté de l'Etat Malagasy pour le lancement du projet. En effet, force est d'admettre qu'aucune entreprise sérieuse ne s'aventure à investir des centaines de millions de dollar, sans un minimum de garantie et stabilité des investissements et avantages fiscaux et douaniers assurés par des textes législatifs. Par ailleurs, la loi n° 2001-031 a permis de placer Madagascar parmi les pays attractifs pour les investissements miniers à grande échelle. Les lois minières antérieures faussant même la notion des grandes mines ont été sûrement une des raisons de la réticence des vraies entreprises minières professionnelles à venir investir dans notre pays. A présent avec cette barrière éliminée, nous osons espérer que dans un futur très proche avec la venue d'autres investisseurs potentiels, le secteur minier pourra devenir le fer de lance du développement du pays.

Bibliographie.

1. <http://www.mineralinfo.org/corps-nickel.htm>
2. http://www.mineralinfo.org/Panorama/2000/Nick_cob.htm
3. ZAFILAHY Y.V. Cours d'économie minière. TSST- Faculté des Sciences Université d'Antananarivo(1998).
4. Mémento des mines et carrières 1995. Aide-mémoire de l'exploitant 37^{ème} édition. Nouvelle série n° 1. Société de l'Industrie Minérale Paris 1995.
5. Encyclopédie des mines Tome 2. Edition « sovietskaia entsiklopédia » Moscou 1986 (en russe).
6. www.mineralinfo.org (Economie Juillet – Août 2004 : Encore un potentiel de hausse pour le cours du nickel).
7. Annuaire des minéraux du Canada 1995.
8. <http://mineralinfocatalogue.brgm.fr/stats/Cobalt/Metal.htm>
9. www.mineralinfo.org (Economie Juillet – Août 2004 : Prévisions relatives aux prix des métaux pour 2004 et 2005).
10. American Metal Market du 28/06/2004 et du 26/07/2004.
11. Les Echos du 06/08/2004.
12. Metal Bulletin du 12-19/07/2004.
13. Mining Journal du 23/07/2004.
14. Platt's Metals Week des 05-19/07/2004, 16/08/2004.
15. Code minier.
16. Tombereau de chantier. Caterpillar.
17. Plan directeur d'action pour la mise en valeur des ressources du sol et du sous sol de Madagascar (BRGM).
18. Notice explicative des cartes métallogéniques du centre nord de Madagascar. Direction des mines et de la géologie.
19. Terme de référence préliminaire. Etude d'impact environnemental du projet d'Ambatovy .partenariat dynatec/phelps Dodge.
20. [www .Dynatec.ca](http://www.Dynatec.ca).
21. Base de données pour la promotion de la gouvernance des ressources minérales (BPGRM).
22. From a base of expertise. Annual report 2003.

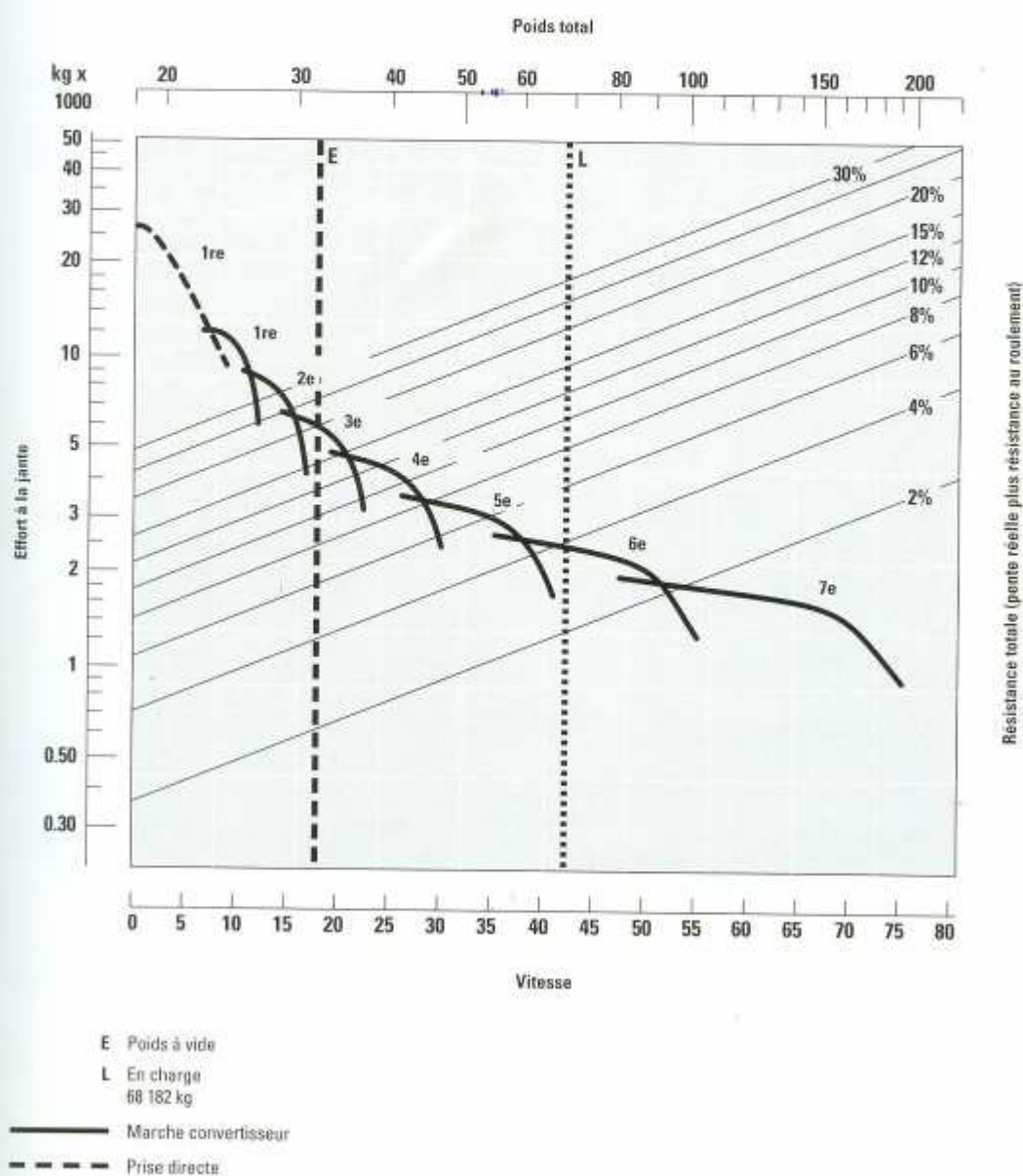
23. www.166e-nickel.nc
24. Description du secteur et de potentialités d'investissement.
25. Recyclage Récupération Magazine du 09/07/2004.
26. <http://www.166e-nickel.nc/infosindice.asp>
27. DUCHENE Michel Economie de l'entreprise minière : ENSMP Paris 1993 (3ème édition).
28. Journal parlé du RFI : Chronique des matières premières du 6h30min du 30 septembre 2004.
29. Etude de l'impact sur l'environnement. RAZANADRAKOTO et RATSIMBAZAFY. Mémoire ESPA (1995).
30. Cours Minéralurgie, Professeur RADRIANJA Roger.
31. Optimisation de la carrière de Benonoky. Onivola. Mémoire ESPA (2003).
32. Document ECO. Professeur RASOLOMANANA Eddy.

Annexe I

Pente/vitesse/effort à la jante

Pour déterminer les performances en côte, partir du poids total et descendre verticalement jusqu'à l'oblique de pourcentage de résistance totale. Ajouter 1% au pourcentage de pente réelle par 10 kg/t de résistance au roulement.

Du point d'intersection, suivre horizontalement jusqu'à la courbe de rapport de boîte le plus élevé, puis descendre verticalement jusqu'à l'échelle des vitesses au bas du graphique. L'effort utilisable à la jante dépend de l'adhérence et de la charge sur les roues motrices.

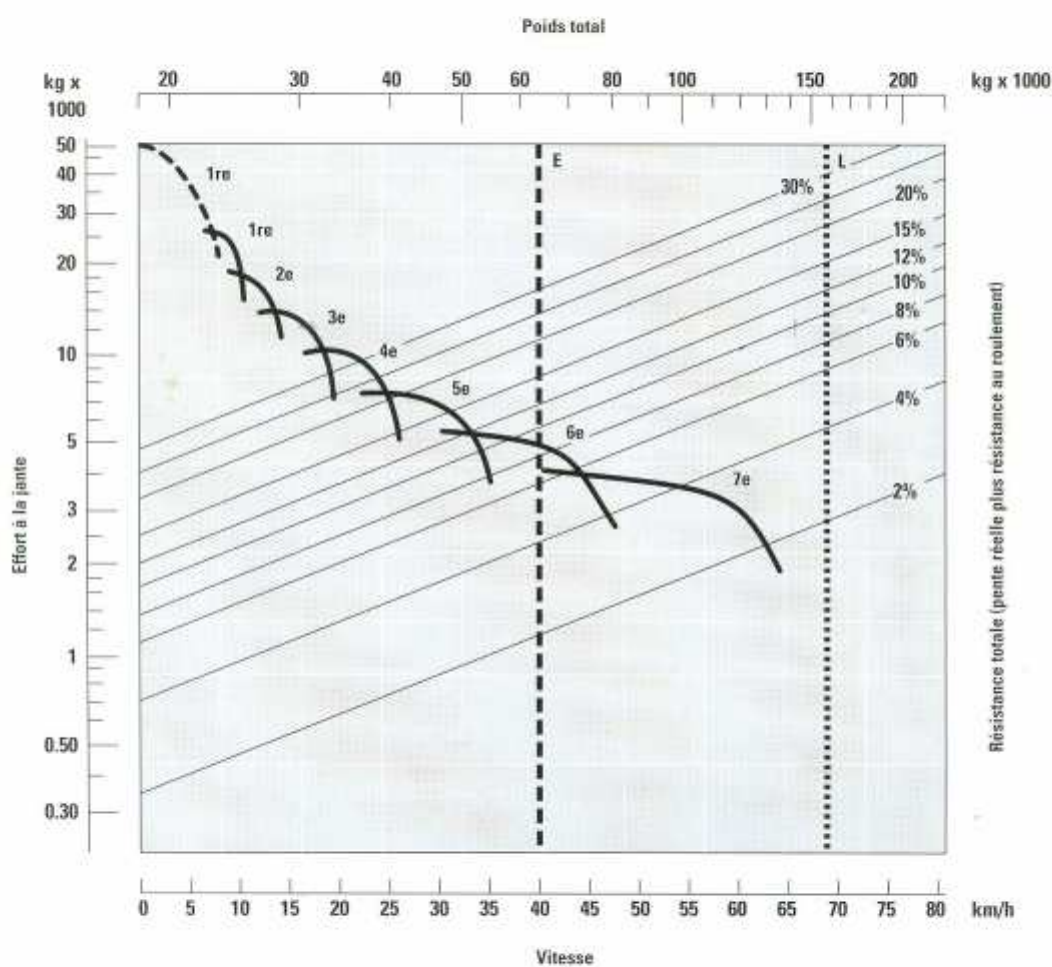


Annexe II

Pente/vitesse/effort à la jante

Pour déterminer les performances en côte, partir du poids total et descendre verticalement jusqu'à l'oblique de pourcentage de résistance totale. Ajouter 1% au pourcentage de pente réelle par 10 kg/t de résistance au roulement.

Du point d'intersection, suivre horizontalement jusqu'à la courbe de rapport de boîte le plus élevé, puis descendre verticalement jusqu'à l'échelle des vitesses au bas du graphique. L'effort utilisable à la jante dépend de l'adhérence et de la charge sur les roues motrices.



- E Poids à vide
- L En charge
161 028 kg
- Marche convertisseur
- - - - - Prise directe

Tombereau 777D spécifications

Annexe III

Etude de l'engin de transport

Avant d'aborder le calcul, il est préférable de donner quelques données techniques concernant les engins de transport.

Caractéristiques techniques de l'engin de transport [16] :

.Pour le tombereau de type 769 D:

Moteur de type 3408E Cat

Puissance brute : 380 kW / 517 ch

Puissance au volant : 362 kW / 492 ch

Poids total à vide : 31250 kg

Poids total en charge : 68182 kg

Capacité de la benne :

Double décline / coefficient de remplissage 100 % :

A ras : 16,2 m³

A refus 1/3 : 21,0 m³

A refus 1/2 (SAE) : 23,5 m³

A refus 1/1 : 30,7 m³

Temps de déchargement : 60s

Abaque de pente / vitesse / effort à la jante. (Annexe I)

.Pour le tombereau de type 777 D:

Moteur de type 3508B EUI Cat

Puissance brute : 746 kW / 1014 ch

Puissance au volant : 699 kW / 951 ch

Poids total à vide : 64 360 kg

Poids total en charge : 161000 kg

Capacité de la benne :

Double décline / coefficient de remplissage 100% :

A ras : 42,1 m³

A refus 1/3 : 54,4 m³

A refus 1/2 (SAE) : 60,1 m³

A refus 1/1 : 76,8 m³

Temps de déchargement : 60s

Abaque de pente /vitesse /effort à la jante. (Annexe II).

•Pour la chargeuse [4] : dans la pratique la disponibilité d'une pelle hydraulique est de 90% et l'utilisation est de 84% d'où le taux de marche est de 75,6%.

Voici quelques données pratiques concernant la production et le cycle de travail d'une pelle hydraulique.

Pour une rotation de 90° la production est donnée par les tableaux ci-dessous :

Volume du godet m ³	Terre humide m ³ /h
3	250
4,5	340

Temps de cycle

Volume du godet m ³	Temps de cycle s
1,2 à 1,9	18 à 28
2 à 4,5	20 à 30

Calcul du nombre des tombereaux du type- 769D

Pour déterminer les nombres des tombereaux, il faut d'abord déterminer la production de celui-ci, et pour ce faire on doit d'abord calculer les différents paramètres comme la disponibilité, le temps d'utilisation, et le taux de marche.

Disponibilité D

L'engin utilisé est considéré comme neuf donc on prend $D = 0,9$.

Le temps disponible par poste de 8 h de travail est donc :

$$T_d = 8 * 0,9 = 7,2h$$

Le temps d'utilisation sera :

$$U = T_u / T_d \text{ avec } T_u = 7,2 - 0,5 = 6,7h$$

Avec 30 minutes de pause ce qui donne 0,5 heures (temps d'arrêt au chantier).

$$U = 6,7h / 7,2h = 0,93$$

On aura alors le taux de marche K_m

$$K_m = D * U$$

$$K_m = 0,93 * 0,9 = 0,83\%$$

On va maintenant aborder au calcul de la production du tombereau.

a) Tombereau

P_t : Production en tonne par heure :

$$P_t = G \cdot n \cdot k_g \cdot K_m$$

Taux de marche du tombereau K_m :

$$K_m = 0,83$$

G Charge utile du tombereau, en tonne :

$$G = 36,8 \text{ t}$$

k_g coefficient qui tient compte de l'utilisation de la capacité du tombereau

$$k_g = G' / G$$

avec $G' = C \cdot \rho_f \cdot k_r$

ρ_f masse volumique du matériau en place

$$\rho_f = 1,8 / 1,3 = 1,38$$

$C = 23,5 \text{ m}^3$ SAE 2/1 d'après le fiche de constructeur

$k_r = 0,90$ (coeff de remplissage)

donc G' sera

$$G' = 23,5 * 1,38 * 0,90 = 29,20 \text{ tonnes}$$

et

$$k_g = 29,2 / 36,8 = 0,79$$

Le nombre de cycle effectué en une heure sera :

$$n = 3600 / T_c$$

avec

$$T_c = t_c + t_{tc} + t_d + t_{tv} + t_m$$

t_c - est le temps de chargement ,

$t_c=156,6s$ car le temps de cycle d'une chargeuse est de 30s pour un godet de $4,5m^3$

$t_d = 60s$ est le temps de déchargement donné par le constructeur.

supposons $t_m = 180s$ temps de manœuvre

t_{tc} est le temps de trajet en charge est donné par la formule

$$t_{tc}=3600 * l_{tc} * k_v/v_{tc}$$

avec l_{tc} est le trajet en km

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

v_{tc} vitesse en charge de l'engin donnée par l'abaque (Annexe I) .

En charge le poids total est $G' + 31\,250\text{ kg}$.

$P_{tot}^d = 60,45t$ donc on peut déduire la vitesse en charge de l'engin à partir de l'abaque

$$t_{tc} = 3\,600 * 4,4 * 1,1 / 20 = 871,2s.$$

t_{tv} est le temps de trajet à vide, la vitesse v_{tv} est donnée par l'abaque qui est de $35,625m/s$

$$t_{tv} = 3\,600 * 4,4 * 1,1 / 35,625 = 489,09s.$$

$$P_{vide}^d = 31\,250 = 31,250t \rightarrow v_{tv}$$

Pour une pente de 10% en moyenne

D'où

$$T_c = 489 + 871 + 180 + 60 + 156,6 = 1\,756,89s$$

alors

$$n = 3\,600 / T_c = 2,04$$

donc, $P_t = 36,8 * 2 * 0,79 * 0,8375$

$$P_t = 49,80\text{ t/h}$$

b) Taille de la chargeuse (ou nombre des engins de chargement appropriés au nombre de tombereaux utilisés).

Pour déterminer le nombre de tombereau servi par une chargeuse, on applique la formule suivante :

$$N < T_c / t_c$$

$$N < 1\,756,89 / 156,6s < 11$$

c) Nombre de tombereau

On peut alors déterminer le nombre de tombereau par la formule suivante :

$$N_s = k_r Q_j / P_p n_p$$

Avec

$k_r = 1,1$ coefficient qui tient compte de la régularité des travaux de transport.

$Q_j = 833,33t * 24$ est la quantité journalière de matériau à transporter

P_p = production effective par poste d'un tombereau, en t/poste

n_p = nombre de poste par jour

D'où

$$N_s = 1,1 * 833,33 * 24 / 8 * 3 * 48,80 = 18 \text{ tombereaux}$$

d) Parc des tombereaux

$$N_p = N_s / D$$

$$N_p = 18 / 0,9 = 20 \text{ tombereaux}$$

Conclusion : pour assurer la production journalière, il faut au moins utiliser 2 chargeuses avec 20 tombereaux.

Calcul du nombre de tombereau du type- 777D

En posant comme tout à l'heure :

$$D = 0,9$$

$$U = 0,93$$

$$K_m = 0,83$$

30mn de pause.

a) Tombereau

Production :

$$P_t = G \cdot n \cdot K_m$$

$$K_m = 0,83$$

$$G = 93,75 \text{ t en moyenne}$$

$$k_g = G' / G$$

$$G' = C \cdot \rho_m \cdot k_r / k_f$$

$k_f = 1,3$ coefficient de foisonnement du matériau

$$k_r = 0,90$$

$\rho_m = 1,8$ densité du matériau

$C = 60,1 \text{ m}^3 \text{ SAE 2/1}$ donnée par le constructeur

$$G' = 60,1 \cdot 1,8 \cdot 0,9 / 1,3 = 74,9 \text{ t}$$

$$k_g = 74,9 / 93,75 = 0,8$$

$$n = 3600 / T_c$$

On procède au calcul avec les mêmes formules que tout à l'heure.

On aura :

$$T_c = t_c + t_d + t_{tc} + t_{tv} + t_m$$

En posant

$$t_m = 180 \text{ s}$$

$$t_d = 60 \text{ s}$$

$t_c = 400 \text{ s}$ car on procède le même calcul avec la même chargeuse (temps de cycle 30s pour un godet de $4,5 \text{ m}^3$) .

Pour une pente de 10% en moyenne et du poids total = $G' + 64360 = 126,771 \text{ kg}$

$$t_{tc} = 3600 \cdot 4,4 \cdot 1,1 / 16 = 1089 \text{ s}$$

$$t_{tv} = 3600 \cdot 4,4 \cdot 1,1 / 32,3 = 539,44 \text{ s}$$

$$T_c = 180 + 60 + 400 + 1089 + 539,44 = 2268,44 \text{ s}$$

On aura pour valeur de n :

$$n = 3\,600 / 2265,12 = 1,58$$

d'où

$$P_t = 93,75 * 1,58 * 0,83 * 0,79$$

$$P_t = 98,65 \text{ t/h}$$

b) Taille de la chargeuse

$$N < T_c / t_c$$

$$N < 2268,44 / 400 < 5$$

$N \approx 5$ tombereaux pour une chargeuse

c) Nombre de tombereau

$$N_s = 1,1 * 833,33 * 24 / 24 * 98,1 = 9 \text{ tombereaux}$$

d) Parc de tombereau

$$N_p = 9 / 0,9 \approx 10 \text{ tombereaux}$$

Conclusion : pour assurer la production journalière de la mine, il faut utiliser au moins 2 chargeuses avec 10 tombereaux.

Toutefois la décision se base surtout sur le prix de revient à la tonne de minerai généré par l'utilisation de ces deux engins de transport dont l'étude détaillée déterminera le choix final du coût de transport.

Transport : le cycle de travail des camions de transport sur le chantier

Décomposition des tâches

TACHE	ANTERIORITE	DUREE (secondes)
A Chargement		400
B manœuvre	A	90
C trajet aller	AB	1089
D manœuvre	ABC	90
E déchargement	ABCD	60
F trajet retour	ABCDE	536,12

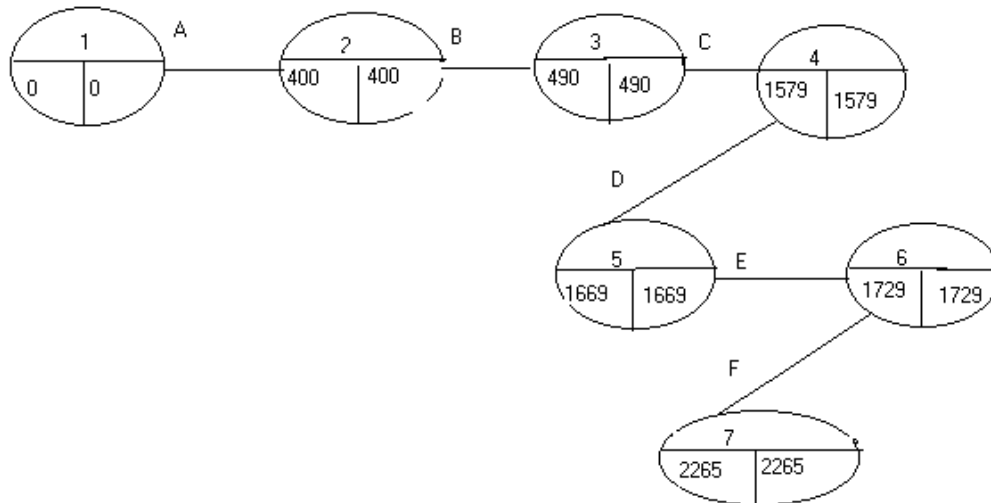
Matrice d'antériorité

	A	B	C	D	E	F	Antériorité	Durée/s	total	I	II	III	IV	V	VI
A							-	$t_1=400$	0	A					
B	1						A	$t_2=90$	1	0	B				
C	1	1					AB	$t_3=1089$	2	1	0	C			
D	1	1	1				ABC	$t_4=90$	3	2	1	0	D		
E	1	1	1	1			ABCD	$t_5=60$	4	3	2	1	0	E	
F	1	1	1	1	1		ABCDE	$t_6=536.12$	5	4	3	2	1	0	F

Date au plus tôt et au plus tard :

DTO	DTA
0	2265.12
400	1729
490	1669
1579	1579
1669	490
1729	400
2265.12	0

graphe PERT



Ordonnancement depuis la mine jusqu'au port

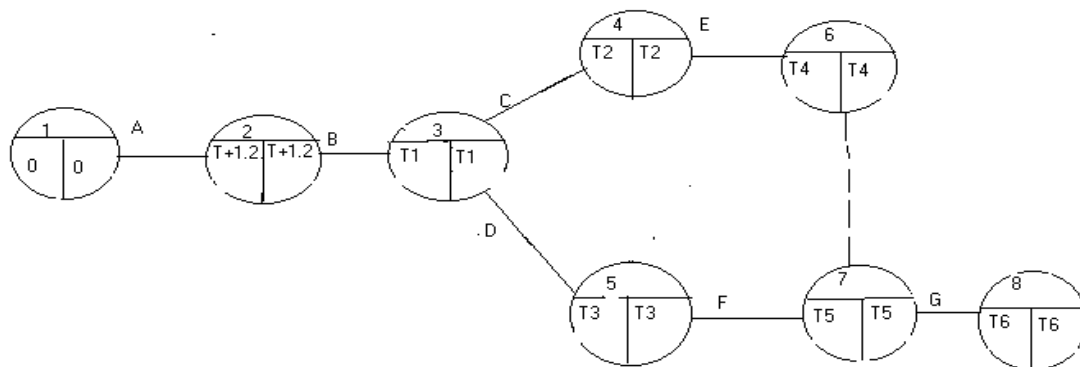
Matrice d'antériorité

	A	B	C	D	E	F	G	Tâches	Antériorité	Durée/h	Total	Niveau I II III IV V
A								Extraction	-	T+1.24	0	A
B	1							Transport	A	t_b	1	0 B
C	1	1						Pré traitement	AB	t_c	2	1 0 C
D	1	1						Pipeline	AB	$t_d=26.3$	2	1 0 D
E	1	1		1				Traitement	ABD	$t_e+1.2$	3	2 1 0 E
F	1	1		1				Convoyeur à bande	ABD	t_f	3	2 1 0 F
G	1	1		1		1		Port	ABDF	t_g	4	3 2 1 0 G

Date au plus tôt et date au plus tard

DTO	DTA
0	T6
T+1.24	T5
T1	T4
T2	T3
T3	T2
T4	T1
T5	T+1.24
T6	0

Diagramme PERT



Avec : $T1 = t_b + T + 1.24$; $T2 = T1 + t_c$; $T3 = T1 + t_d$; $T4 = T3 + t_e$; $T5 = T3 + t_f$; $T6 = T5 + t_g$.

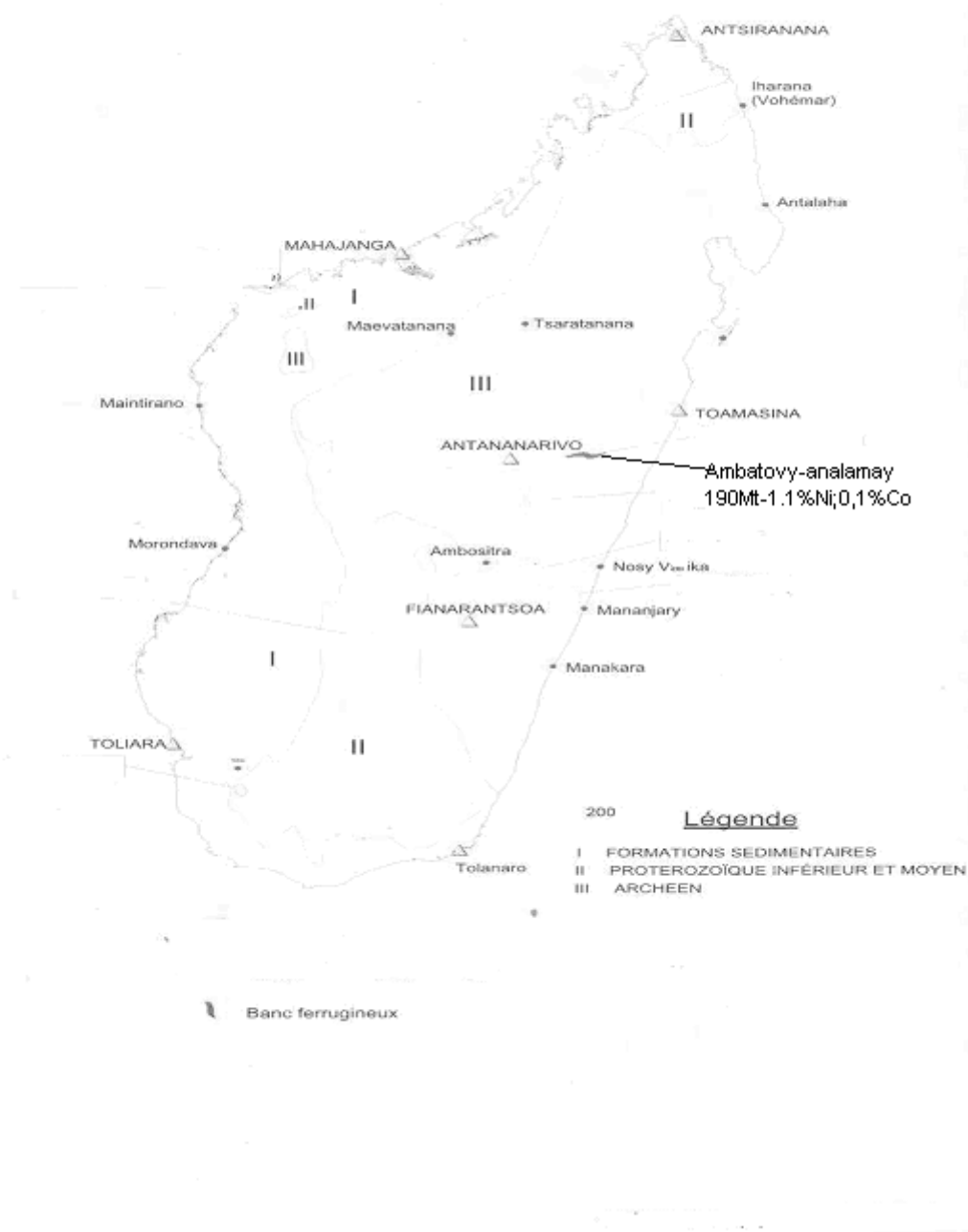
L'ordonnancement général du projet depuis l'octroi du permis jusqu'alors est donné brièvement ci-dessous.

- 1995 : octroi du permis minier
- forage de prospection de 23000mètres
- processus de traitement de base
- test de 30 tonnes
- étude technique sur le choix du site
- construction sur le site minier
- avancement des évaluations social et écologique-préparation
- étude de faisabilité (en 2003)
- mi-2004 résultat positif de tests métallurgiques sur les latérites d'Ambatovy
- actuellement, préparation de l'installation de l'usine de traitement à Tamatave.

Pour les détails, nous ne les avons pas pu obtenir auprès de la société Dynatec vu que c'est encore un projet en voie de développement.

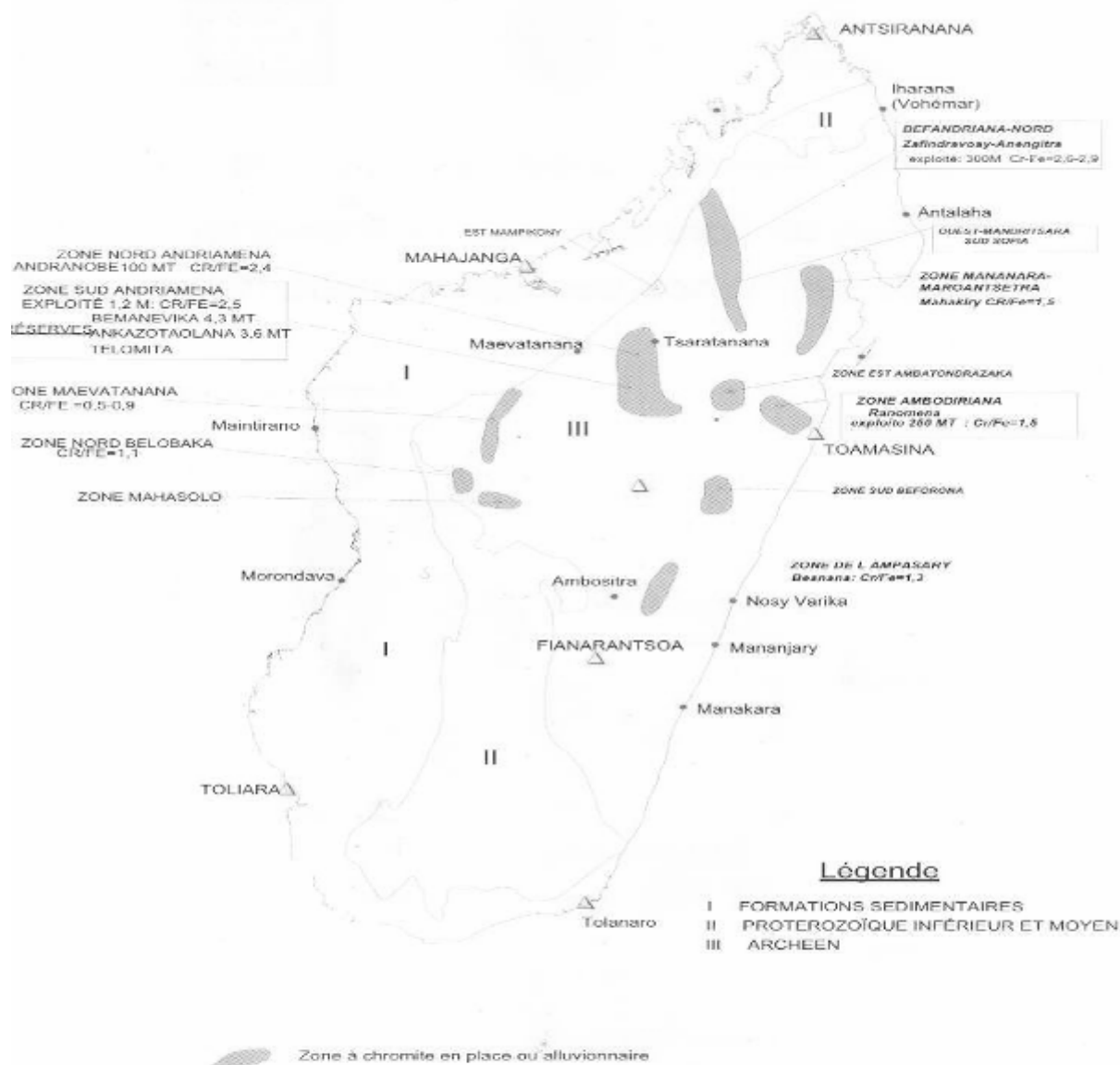
Annexes IV

Gisement de nickel cobalt



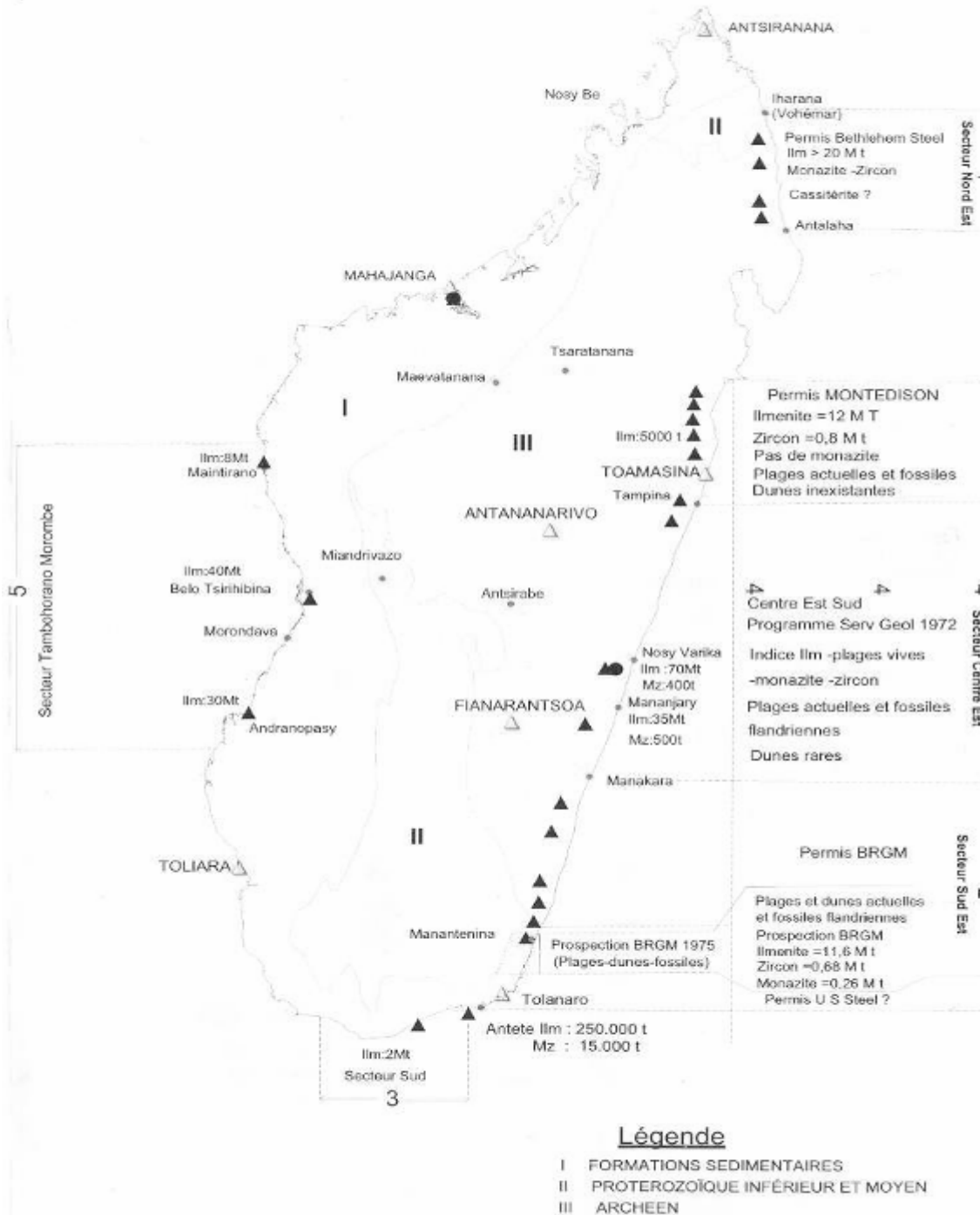
Carte n°1

CHROMITE



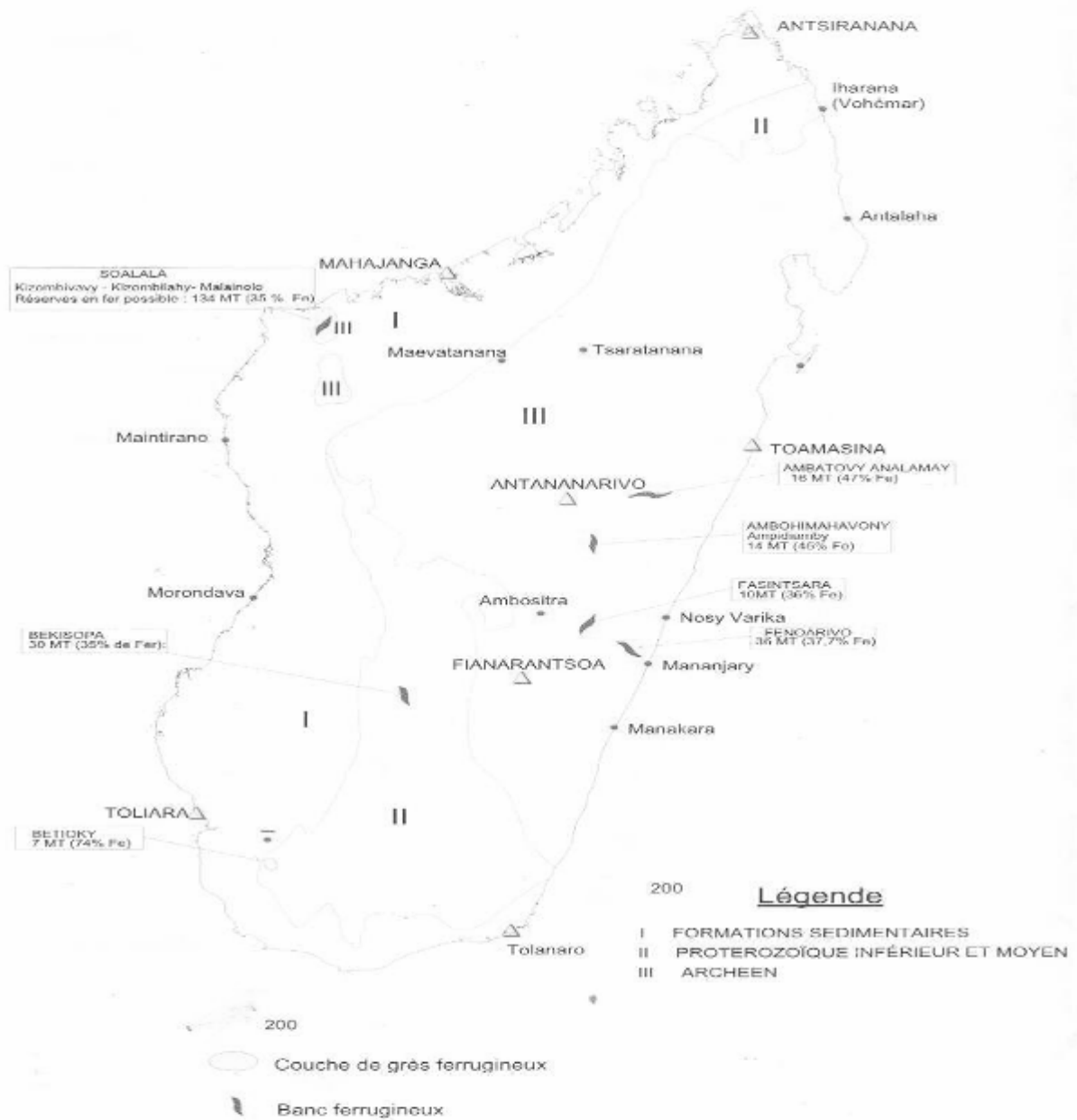
Carte n°2

PLAGES ET DUNES ILMENITE ,MONAZITE ,ZIRCON DE MADAGASCAR



Carte n°3

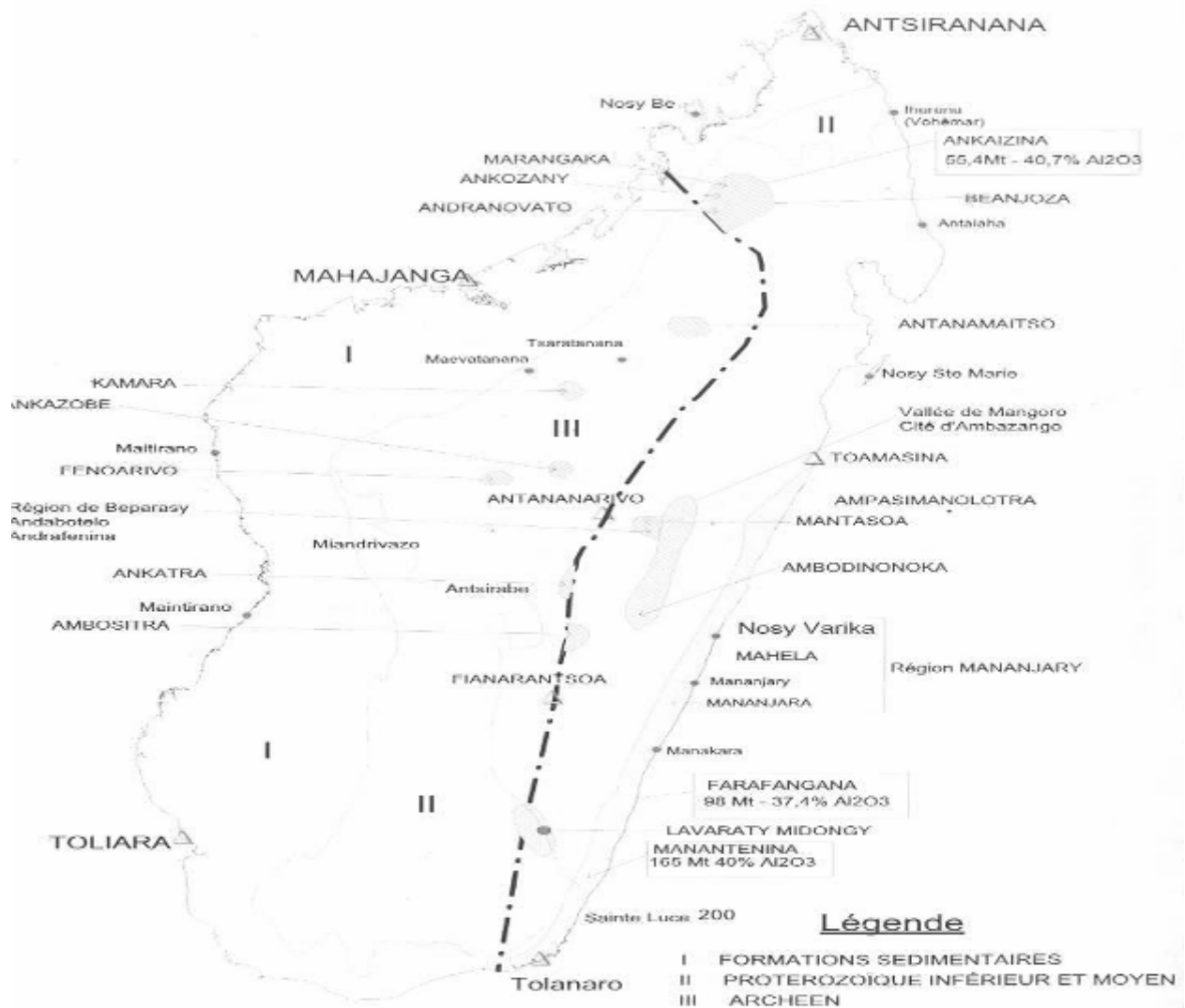
MINÉRALISATIONS EN FER



edited on 2004, January by BPGRM

Carte n° 4

BAUXITE de Madagascar



Lambeaux pénéplanés résiduels de la surface post-crétacé terminé (1800-1600-1300m) avec parfois couverture volcanique (tertiaire, quaternaire)

Limite actuelle du climat type "oriental" (tropical humide côtier ou d'altitude)

*Pénéplaines côtières néogènes (80-60-30m)
Accessoirement surfaces structurales basaltiques
Crétacé Supérieur (< 150m)*

Niveaux d'aplanissement locaux liés aux lacustres pliopléistocènes internes (600-900m)

Carte n°5

RESUME

Le projet Ambatovy-Analamay est classé parmi les nouveaux projets d'exploitation de grande envergure de nickel et de cobalt dans le monde, donc il s'avère nécessaire de bien analyser le déroulement de l'exploitation tant au niveau de production de la mine qu'au niveau de la demande mondiale de ces deux produits que le projet a envisagé de faire.

Ce présent mémoire propose donc un aperçu global de la situation tant au niveau national qu'au niveau mondial concernant le marché de ces deux produits ainsi qu'une analyse permettant de bien mener l'exploitation vis à vis de l'offre et de la demande de nickel. L'étude de transport au sein de la mine ainsi que le transport via pipeline de minerai vers l'usine de traitement sis à Tamatave font aussi l'objet de ce mémoire.

Les recettes du complexe mine-raffinerie sont calculées à partir des données collectées au niveau de la société (Dynatec-phelps dodge) et suscitent un grand intérêt socio-économique pour Madagascar.

Mots-clés : exploitation, nickel, cobalt, Ambatovy-Analamay, Dynatec-phelps dodge,

Nombre de pages : 86

Nombre de tableaux : 14

Nombre de figures : 21

Nombre de cartes : 5

Encadreur : M. ZAFILAHY Ying Vah

Contact : RAMBININTSOATIANIAVO Ranaivo Harivohitra
Lot IID25A Manjakaray Antananarivo 101