

LISTE DES FIGURES

| | |
|---|-----|
| <i>Carte de localisation.....</i> | 3 |
| <i>Carte géologique détaillée de la zone de Besakoa (BRGM 1971).....</i> | 7 |
| <i>Fonctionnement de la couronne</i> | 26 |
| <i>.....</i> | 28 |
| <i>Carottier.....</i> | 28 |
| <i>Diagramme de Gantt des opérations mensuelles des travaux de prospection.....</i> | 29 |
| <i>Organigramme des opérations pendant la prospection.....</i> | 30 |
| <i>Carte des propriétés de Majescor dans le monde.....</i> | 34 |
| <i>Implantation des points de forage BSK- DDH.....</i> | 37 |
| <i>Schéma de la machine foreuse MITSUBISHI AD 350.....</i> | 40 |
| <i>Les couronnes qu'on a utilisées.....</i> | 41 |
| <i>Carottiers à câble à tête pivotante.....</i> | 42 |
| <i>Schéma de la masse tige.....</i> | 43 |
| <i>Confection de la carotte.....</i> | 49 |
| <i>Diagramme de Gantt des opérations pendant la campagne de forage.....</i> | 56 |
| <i>Répartition des teneurs en Cu par analyse du sol.....</i> | 58 |
| <i>Répartition des teneurs en Zn par analyse du sol.....</i> | 58 |
| <i>Forme géométrique du gisement.....</i> | 76 |
| <i>Opérations minières.....</i> | 77 |
| <i>.....</i> | 78 |
| <i>Organigramme d'organisation du personnel.....</i> | 78 |
| <i>.....</i> | 78 |
| <i>Diagramme de Gantt de l'organisation hebdomadaire des travaux.....</i> | 78 |
| <i>Plan du site.....</i> | 80 |
| <i>Découpage du gisement.....</i> | 81 |
| <i>Forme et répartition des trous de mines.....</i> | 85 |
| <i>Répartition des charges dans les trous de mines.....</i> | 86 |
| <i>Disposition des trous de mines – vue de haut.....</i> | 87 |
| <i>Raccordement des cordons.....</i> | 90 |
| <i>Cycle de transport.....</i> | 93 |
| <i>Composition du minerai.....</i> | 103 |
| <i>Processus de flottation.....</i> | 105 |
| <i>Cellule classique de flottation.....</i> | 106 |

| | |
|--|------------|
| <i>Libération des particules.....</i> | <i>108</i> |
| <i>Mode d'action d'un collecteur.....</i> | <i>110</i> |
| <i>Mode d'action d'un moussant.....</i> | <i>111</i> |
| <i>Flow-sheet de la valorisation.....</i> | <i>113</i> |
| <i>Organigramme du personnel de l'usine de traitement.....</i> | <i>114</i> |

LISTE DES TABLEAUX

| | |
|--|-----------|
| <i>Résultat des analyses d'échantillons faites par M. LENOBLE en 1945.....</i> | <i>13</i> |
| <i>Les différents procédés de forage.....</i> | <i>20</i> |
| <i>Résultats des analyses des échantillons de surface.....</i> | <i>36</i> |
| <i>Données pour le suivi de forage BSK-DDH-06-02(-90°).....</i> | <i>51</i> |
| <i>Echantillonnage des trous BSK-DDH-06-01 et BSK-DDH-06-02.....</i> | <i>63</i> |
| <i>.....</i> | <i>67</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du premier trou de forage.....</i> | <i>67</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du second trou de forage.....</i> | <i>67</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du troisième trou de forage.....</i> | <i>67</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du quatrième trou de forage.....</i> | <i>68</i> |
| <i>.....</i> | <i>68</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du cinquième trou de forage.....</i> | <i>68</i> |
| <i>.....</i> | <i>69</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du sixième trou de forage.....</i> | <i>69</i> |
| <i>.....</i> | <i>69</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du septième trou de forage.....</i> | <i>69</i> |
| <i>.....</i> | <i>69</i> |
| <i>Résultats récapitulatifs d'analyse du huitième trou de forage.....</i> | <i>69</i> |
| <i>Calcul des teneurs moyennes du gisement.....</i> | <i>72</i> |
| <i>Caractéristiques des explosifs à utiliser.....</i> | <i>84</i> |
| <i>Investissements en construction.....</i> | <i>96</i> |
| <i>Investissements en matériels roulants.....</i> | <i>97</i> |
| <i>Investissements en équipements.....</i> | <i>97</i> |
| <i>Investissements en équipements pour l'unité de concassage.....</i> | <i>98</i> |
| <i>Investissements divers.....</i> | <i>98</i> |
| <i>Salaires du personnel.....</i> | <i>99</i> |
| <i>.....</i> | <i>99</i> |
| <i>Charges sociales.....</i> | <i>99</i> |

| | |
|---|------------|
| <i>Dépenses annuelles en diverses matières consommables de la mine.....</i> | <i>100</i> |
| <i>Dépenses annuelles de carburant et lubrifiant.....</i> | <i>101</i> |
| <i>Récapitulation du fonds de roulement.....</i> | <i>101</i> |
| <i>Tableau des investissements.....</i> | <i>102</i> |
| <i>.....</i> | <i>116</i> |
| <i>Investissements pour l'usine de traitement.....</i> | <i>116</i> |
| <i>Investissements en construction.....</i> | <i>116</i> |
| <i>Salaires du personnel de l'usine.....</i> | <i>117</i> |
| <i>.....</i> | <i>117</i> |
| <i>Charges sociales du personnel de l'usine.....</i> | <i>117</i> |
| <i>Matières consommables de l'usine.....</i> | <i>117</i> |
| <i>Récapitulation du fonds de roulement.....</i> | <i>118</i> |
| <i>Tableau des investissements pour le traitement.....</i> | <i>119</i> |

LISTE DES PHOTOS

| | |
|---|-----------|
| <i>Photo N° 1.Aperçu du relief du site.....</i> | <i>5</i> |
| <i>Photo N° 2.La machine foreuse MITSUBISHI AD 350.....</i> | <i>39</i> |
| <i>Photo N° 3.Préparation de la boue de forage.....</i> | <i>44</i> |
| <i>Photo N° 4.Préparation avant de commencer le forage.....</i> | <i>45</i> |
| <i>Photo N° 5.Déplacement de la foreuse.....</i> | <i>46</i> |
| <i>Photo N° 6.Forage incliné.....</i> | <i>46</i> |
| <i>Photo N° 7.Forage vertical.....</i> | <i>47</i> |
| <i>Photo N° 8.Extraction du carottier.....</i> | <i>50</i> |
| <i>Photo N° 9.Carotte dans la chemise du carottier.....</i> | <i>52</i> |
| <i>Photo N° 10.Rangement de la carotte.....</i> | <i>53</i> |
| <i>Photo N° 11.Scie à carotte.....</i> | <i>60</i> |
| <i>Photo N° 12.Broyeur à mâchoire de la BRGM.....</i> | <i>64</i> |
| <i>Photo N° 13.Quartage des échantillons.....</i> | <i>64</i> |
| <i>Photo N° 14.Echantillon blanc.....</i> | <i>65</i> |
| <i>Photo N° 15.Echantillon prêt à envoyer.....</i> | <i>65</i> |

LISTES DES ABREVIATIONS

| | |
|---------|---------------------------------|
| RN | : Route Nationale |
| PK | : Point Kilométrique |
| ° | : degré (angle) |
| ' ou ft | : pied, 1 pied = 0.3048 m |
| " ou in | : pouce, 1 pouce = 2,54 cm |
| s | : seconde |
| mn | : minute |
| h | : heure |
| °C | : degré Celsius |
| mm | : millimètre |
| Km | : Kilomètre |
| g | : gramme |
| t ou T | : tonne |
| l | : litre |
| j | : jour |
| h | : heure |
| Ar | : Malagasy Ariary |
| Fig. | : Figure |
| BSK | : Besakoa |
| DDH | : Diamond Drill Holes |
| VMS | : Sulfure Massif Volcanogénique |
| BSKS | : Besakoa Sol |
| BSKR | : Besakoa Roche |
| BSKC | : Besakoa Carotte |
| Cu | : Cuivre |
| Ag | : Argent |
| Au | : Or |
| Zn | : Zinc |

LISTE DES ACRONYMES

| | |
|---------|---|
| MEM | : Ministère de l'Energie et des Mines |
| BRGM | : Bureau de Recherche Géologique et Minière |
| ESPA | : Ecole Supérieure Polytechnique d'Antananarivo |
| OMNIS | : Office des Mines Nationales et des Industries Stratégiques |
| BUMIFOM | : Bureau Minier de la France d'Outre Mer |
| MMD | : Madagascar Mining Development |
| DMS | : Dense Media Séparation (technique de valorisation pour traiter le minerai Diamantifère) |
| BHP | : Broken Hill Property |
| NTW | : North Western Territories |

LISTES DES ANNEXES

- Annexe 1: Evolution des prix du Cuivre et du Zinc pendant ces 5 dernières années
- Annexe 2: Caractéristiques des matériels
- Annexe 3: Calcul de la consommation en carburant et réactifs
- Annexe 3: Calcul de la consommation en carburant
- Annexe 4: Calcul de la consommation en taillants et en tiges
- Annexe 5: Calcul d'investissement en construction
- Annexe 6: Maintenance et entretien des matériels
- Annexe 7: Présentation des minéraux

SOMMAIRE

| | |
|--|-------------|
| <u>REMERCIEMENTS.....</u> | <u>i</u> |
| <u>LISTE DES FIGURES.....</u> | <u>iii</u> |
| <u>LISTE DES TABLEAUX.....</u> | <u>iv</u> |
| <u>LISTE DES PHOTOS.....</u> | <u>v</u> |
| <u>LISTES DES ABREVIATIONS.....</u> | <u>vi</u> |
| <u>LISTE DES ACRONYMES.....</u> | <u>vii</u> |
| <u>LISTES DES ANNEXES.....</u> | <u>vii</u> |
| <u>SOMMAIRE.....</u> | <u>viii</u> |
| <u>INTRODUCTION.....</u> | <u>1</u> |
| <u>PARTIE I : RAPPELS ET ETUDES BIBLIOGRAPHIQUES</u> | <u>3</u> |
| <u>Chap. 1 : PRESENTATION DE LA ZONE D'ETUDE.....</u> | <u>3</u> |
| <u>Chap. 2 : HISTORIQUE DES TRAVAUX ANTERIEURS.....</u> | <u>11</u> |
| <u>Chap. 3 : GENERALITES SUR LE FORAGE</u> | <u>18</u> |
| <u>PARTIE II : REALISATION DES TRAVAUX DE PROSPECTION.....</u> | <u>29</u> |
| <u>Chap.1 : PRESENTATION DE LA SOCIETE MAJESCOR [4].....</u> | <u>31</u> |
| <u>Chap.2 : RECONNAISSANCE ET ECHANTILLONNAGE</u> | <u>35</u> |
| <u>Chap.3 : CAMPAGNE DE FORAGE.....</u> | <u>37</u> |
| <u>Chap.4 : LOGGING ET ECHANTILLONNAGE.....</u> | <u>59</u> |
| <u>PARTIE III: ETUDE D'EXPLOITATION ET PROPOSITION D'UNE METHODE DE</u> <u>VALORISATION DU MINERAL.....</u> | <u>71</u> |
| <u>Chap. 1: ESTIMATION DES RESERVES.....</u> | <u>71</u> |
| <u>Chap.2: PROPOSITION D'UNE METHODE D'EXPLOITATION.....</u> | <u>75</u> |
| <u>Chap. 3 : EVALUATION DU COUT D'EXPLOITATION.....</u> | <u>96</u> |
| <u>Chap. 4: TRAITEMENT DU MINERAL.....</u> | <u>103</u> |
| <u>CONCLUSION.....</u> | <u>120</u> |
| <u>BIBLIOGRAPHIE.....</u> | <u>I</u> |
| <u>ANNEXES.....</u> | <u>I</u> |
| <u>TABLE DES MATIERES.....</u> | <u>11</u> |

INTRODUCTION

Le monde est entré dans une période où les matières premières minérales vont être recherchées et où leurs prix seront en moyenne relativement élevés. Madagascar, dont une grande partie du sous-sol est encore sous explorée, ne devrait pas laisser passer cette occasion pour développer son industrie minière. Celle-ci pourrait contribuer de façon plus significative à son développement et donc à la réduction de la pauvreté. Madagascar dispose d'un énorme potentiel minier qui se rapprocherait de celui des grands pays producteurs mais qui, malheureusement, est encore peu valorisé.

Ces cinq dernières années, le prix des métaux surtout le cuivre et le zinc sur le marché international, ainsi que la consommation et le besoin dans le monde actuel ne cessent pas d'augmenter. Le cuivre est le second métal non ferreux dont la production a le plus de valeur (tonnage et coût) derrière l'aluminium mais devant le zinc, le plomb.

De nos jours, sans parler de l'importance et des valeurs économiques de l'or et de l'argent, les applications électriques du cuivre tiennent aussi une grande place dans la consommation mondiale en métal. Sa grande aptitude à la constitution d'alliages dont les laitons et les bronzes, et ses remarquables propriétés anticorrosion lui confèrent des débouchés très importants dans l'industrie et le bâtiment. Ses domaines d'application couvrent l'éventail complet de l'activité économique, depuis les pièces et matériels les plus traditionnels jusqu'aux systèmes de haute technologie. Economiquement, parmi les métaux non ferreux le cuivre est le deuxième en importance par sa qualité ou sa valeur derrière l'aluminium, devançant largement le zinc, le plomb, le nickel et l'étain.

La Société MAJESCOR envisage de réexplorer le gisement polymétallique de BESAKOA à l'aide d'une méthode beaucoup plus moderne afin de confirmer les données du BRGM datant des années 50 et 70. L'un des buts de cette exploration est de déterminer les teneurs de la minéralisation dans les 30 premiers mètres non investis lors des campagnes de forage antérieures.

Le présent mémoire est une contribution au projet de prospection, d'exploitation et de valorisation du gisement polymétallique de Besakoa. La méthode d'investigation par forage carotté a été choisie car les carottes récupérées donnent une image fidèle des terrains traversés.

Nous allons également proposer une méthode d'exploitation adéquate et une méthode convenable pour la valorisation du minerai.

Le travail comprenait:

- *La reconnaissance et l'échantillonnage en surface du site*
- *La préparation de la campagne de forage*
- *L'exécution de la campagne de forage et la récupération des carottes*
- *L'échantillonnage et la préparation des échantillons pour analyse*
- *L'estimation des réserves*
- *La proposition d'une méthode d'exploitation adéquate*
- *La proposition d'une méthode convenable de traitement pour la valorisation du minerai.*

La reconnaissance et l'échantillonnage en surface ont débuté en mois de septembre 2006 ; la préparation de la campagne, l'implantation des points de forage ont eu lieu au mois d'octobre et ont duré 10 jours.

Au mois de Décembre 2006, on a effectué une campagne de forage, elle a approximativement duré six semaines. Le programme de forage s'est focalisé sur la partie superficielle non ou mal testée auparavant.

PARTIE I : RAPPELS ET ETUDES BIBLIOGRAPHIQUES

Chap. I : PRESENTATION DE LA ZONE D'ETUDE

I. SITUATION GEOGRAPHIQUE

Le site de Besakoa est situé dans la province de Tuléar, à 150 km à vol d'oiseau à l'Est de cette ville, dans la région Sud Ouest de Madagascar, dans le bloc de Vohibory, dans la commune de IANAPERA et entre deux petits villages Anaviavy Sud et Ankily Abo. Les coordonnées approximatives de l'occurrence sont entre 24° - 24.50°S et 45° - 45.30°E.

Estimé à 340 km de route de Tuléar, en prenant la RN 7 vers Antananarivo, arrivant à Andranovory, à peu près 60 km de Tuléar, on prend la bifurcation allant vers Fort Dauphin (RN10). Arrivé à Ejeda, on prend la route qui mène à Fotadrevo et le site est situé à 30 km de cette localité.

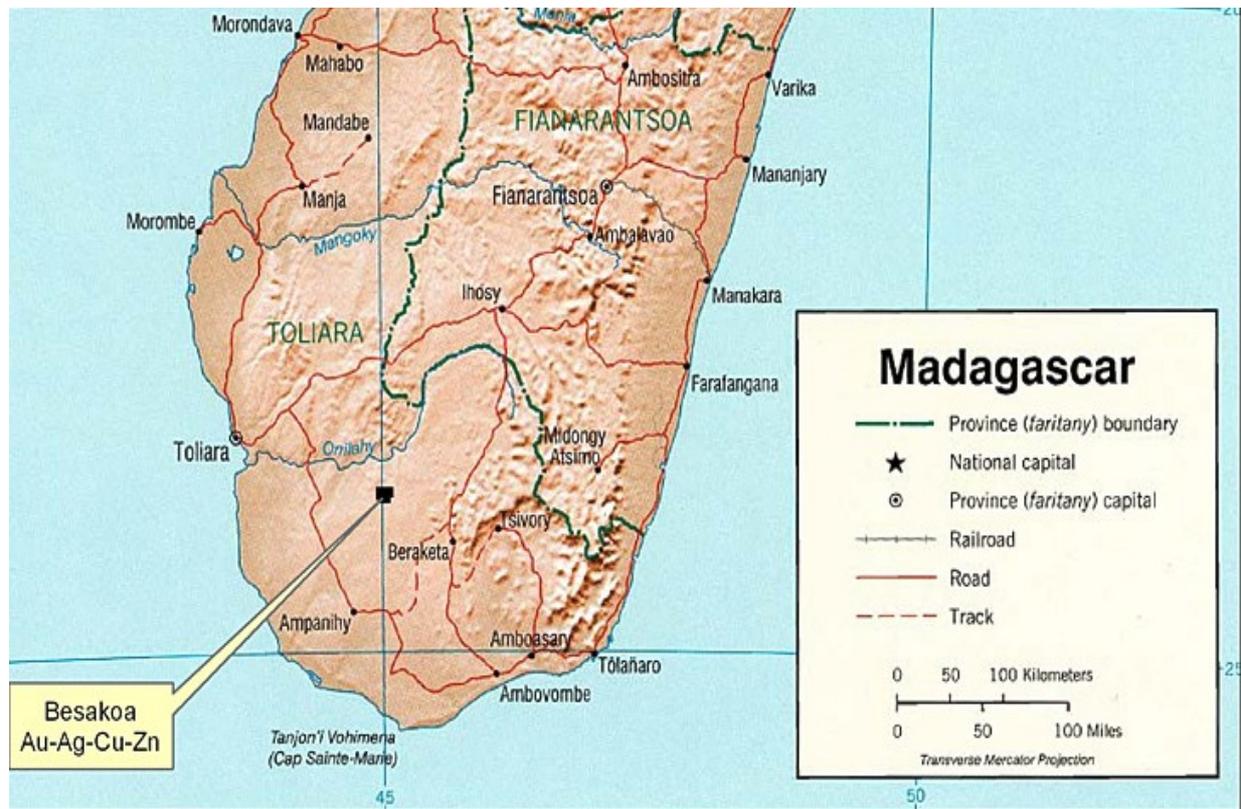


Fig.1: Carte de localisation

On accède à Besakoa par des pistes secondaires, reliant Tuléar à Fort-Dauphin, utilisables pendant une grande partie de l'année, le trafic n'est interrompu qu'en période de grandes crues.

II.HYDROGRAPHIE

Le réseau hydrographique de la partie située à l'ouest du méridien passant par le mont Vohibory est tributaire de la savazy, affluent de l'Onilahy qui se jette dans le canal de Mozambique un peu au Sud de Tuléar. A l'Est du même méridien, le réseau hydrographique est tributaire d'Ianapera.

Mis à part l'Onilahy, les ruisseaux et rivières sont à sec une grande partie de l'année.

III.CLIMAT

Limité au Nord par le tropique du Capricorne, la région où se trouve la zone étudiée se rattache à la zone australe, et le climat qui y règne est de type tropical sec, avec une longue saison sèche (au moins 8 mois), reçoit néanmoins une moyenne annuelle de 500 à 600mm de précipitation et une température moyenne annuelle de 23.7°C.

On peut dire que les facteurs climatiques sont à l'origine du régime hydrologique des cours d'eau dont, de Septembre à Octobre, on a une saison sèche marquée et de janvier à mars une saison de pluie caractérisée par des crues pouvant être très violentes et surtout très soudaines.

En général, la partie sud Ouest de Madagascar est régit par le climat tropical subhumide, semi-aride et sub-aride.

IV. MORPHOLOGIE

On distingue d'Ouest en Est les unités morphologiques suivantes :

- Le massif cristallin du Vohiposa, point culminant 570m, prolongé par le Nord par l'éperon de Bevalaha 400m ;
- Le bassin sédimentaire du Vohibory, d'une altitude moyenne de 320m ouvert au Nord sur la vallée de l'Onilahy ;
- Le massif cristallin du Vohibory qui culmine à 700m, prolongé vers le Nord par l'éperon de Mandrivy 440m ;
- Le bassin sédimentaire de Ianapera largement ouvert sur la vallée de l'Onilahy, altitude moyenne 250m.

V. GEOGRAPHIE PHYSIQUE ET ECONOMIQUE

C'est une pénéplaine légèrement ondulée avec les lignes de crêtes et des vallées orientées Nord-Sud.



Photo N° 1. Aperçu du relief du site

L'eau est rare, la faune et la flore sont pauvres et la région dans l'ensemble est très peu peuplée.

Les populations qui se trouvent aux villages voisins du site sont formées en majeure partie par les Antanosy, Mahafaly et Bara.

L'unique ressource est l'élevage de bovins, de moutons et de chèvres. La population pratique la culture de manioc et de riz. Ceux-ci sont vendus pour pouvoir acheter des bovins et des moutons qui sont très importants car le nombre de tête de bétail de chacun représente sa valeur dans la société.

Les principales nourritures de la population sont les maniocs, les mangues et les « raketa ».

Il n'y a pas d'infrastructures publiques, ni d'école ni de dispensaire.

VI.GEOLOGIE

VI.1 APERCU SUR LA GEOLOGIE GENERALE

La stabilité des pendages et des directions est une caractéristique de la zone de Besakoa et de toute la partie Est du bassin de Colcanap (bordure Ouest du bassin de Ianapera où il existe un contact anormal important entre les couches sédimentaire et cristallin). Dans l'ensemble, on se trouve dans une région homogène formée de gneiss et de migmatites à amphiboles. Le gneiss amphibolitique à hornblende verte domine. Des alignements des cipolins et d'amphibolites sont interstratifiés dans ces formations; on y trouve également des bancs de quartzites. Au point de vue tectonique, la régularité est également très nette; les plis sont d'allure monoclinale avec des pendages assez forts, supérieurs à 45°.

VI.2 GEOLOGIE DU GISEMENT

La Région de Besakoa est une occurrence historique de cuivre-zinc-argent-or avec des similitudes géologiques au dépôt de type VMS de Bisha en Érythrée détenu par Nevsun Resources Ltd. Elle montre un arrangement géologique de type sulfure massif volcanogénique (VMS). Les données régionales de reconnaissance des années 50 indiquent d'autres occurrences de métaux non précieux dans le secteur sous forme de veines, de brèches et de remplissages pegmatitiques de défaut, quelques occurrences d'or et de nickel sont également rapportées.

Les données des années 50, obtenues à partir du Bureau de Recherches Géologiques et Minières (BRGM), exposent la possibilité de découvrir un gisement polymétallique de sulfure massif à chalcopryrite, à pyrite, à pyrrhotite, et à sphalérite (\pm molybdénite et galène terminale). Des sulfures disséminés sont produits dans tout le périmètre en dehors de la zone principale de sulfure. Seulement des sections limitées ont été examinées pour l'or et l'argent, renvoyant des valeurs allant jusqu'à 65 g/t d'Ag et 2 g/t d'Au.

Les formations affleurent et s'étendent sur plusieurs centaines de mètres. Mais à l'échelle de 1/1.000°, le lever des contacts et des pendages présente quelques difficultés; la région étant partiellement recouverte d'éboulis rocheux. D'autre part, aux environs du gisement, de grandes surfaces d'alluvions cachent la plupart des formations. La région est caractérisée par le faciès leptynite à grenat, générée par un métamorphisme intense avec association d'amphibolite et de quartzites à biotite. La présence d'amphibole et de biotite rattacherait Besakoa au groupe métamorphique du Vohibory selon H. Besairie. Il resterait

Partie I : Rappels et études bibliographiques

Elles sont constituées de quartz et de feldspath type orthose. Ce sont des roches très claires (hololeucocrates); le feldspath est à grains fins; les veinules de quartz orientées atteignant jusqu'à 2 mm d'épaisseur tranchent dans la masse et sont visibles en relief dans les parties altérées. Ces leptynites peuvent contenir du grenat, en quantité importante avec des cristaux de 0,5 cm. A l'Est de la zone, les leptynites se chargent localement en mica pour se transformer en gneiss amphiboliques.

On a groupé sous ce terme des roches litées à quartz et feldspath ou la hornblende verte constitue le principal élément coloré. Ce ne sont donc pas des amphibolites franches mais plutôt des gneiss amphiboliques ou même des migmatites schisteuses à amphiboles avec des injections feldspathiques pegmatitiques marquées: c'est ce que l'on voit dans la principale tranchée au contact de la zone minéralisée.

Ces roches sont interstratifiées avec des veinules quartzieuses et traversées par des petits filonnets de pegmatites; la biotite apparaît quelquefois.

- Cipolins.

Ce sont des roches blanches à gros grains de calcite. Comme éléments colorés on trouve des petits cristaux bruns paraissant du sphène. Les cipolins forment un banc continu dans les amphibolites à l'Ouest et au nord-ouest du gisement.

- Quartzites à biotites

Ce sont les formations les plus intéressantes de la région, car elles contiennent l'essentiel de la minéralisation; les quartzites sont parfois blancs, vitreux, sans minéraux apparents, mais le plus souvent gris ou noirs avec quartz fumés à biotite. En surface, ils s'enrichissent en limonite et véritables chapeaux de fer qu'on a appelé quartzites ferrugineux à forte proportion de limonite.

- Micaschistes à biotite et muscovite.

Ils forment un banc à l'Est du gisement au contact des amphibolites et renferment un peu d'amphibole.

b) ROCHES FILONIENNES

Quelques filons de quartz blanc et de pegmatites traversent les formations. Ils présentent peu d'intérêt et sont absolument stériles. Un petit filon de granite à biotite se trouve au nord Est de la zone.

c) ROCHES PEU METAMORPHISEES

- Grès- Quartzites.

Nous avons marqué sous ce terme les roches rougeâtres ferrugineuses composées exclusivement de quartz parfois orienté. Elles paraissent plutôt cimentées que recristallisées. Comme éléments accessoires on y trouve du grenat. Cette formation compose les crêtes des collines Nord-Sud bordant à l'Est et à l'Ouest le gisement de Besakoa.

VII. DESCRIPTION DU GISEMENT

Ce gisement est du type dit "chapeau de fer". Il est caractérisé en surface par une série d'amas lenticulaires de concrétions ferrugineuses alignés au fond d'une vallée le long d'un ruisseau presque toujours desséché. Le chapeau de fer a environ 500 mètres de long sur 5 à 6 mètres de large, et disparaît au Nord et au Sud sous une couche épaisse d'alluvions: On ne voit pas de prolongation, plus loin du Nord au Sud, les indices s'échelonnent sur 300 mètres au bord

Ouest du ruisseau, puis après une inflexion d'une dizaine de mètres vers l'Est, sur 400 mètres au bord Est du ruisseau.

Au Nord-Ouest le chapeau de fer est plus étendu. Sur la paroi Nord, on observe nettement une zone minéralisée argileuse d'aspect bréchique fortement altérée en contact à l'Ouest avec des amphibolites feldspathiques à veinules quartzieuses et séparée de cette formation par une faille verticale jouant sur une très faible profondeur. Cette faille a eu surtout pour résultat pratique, de faire apparaître à la surface une minéralisation secondaire qui a permis la découverte du gisement.

VII.1 MINÉRALISATION

Minéralisation de surface : dans la tranchée principale, la minéralisation est très visible le long des parois. Elle englobe toute la largeur de la tranchée, sur environ 4 mètres et paraît effectivement plus importante vers l'Ouest du contact de la faille.

Tous les minéraux sont d'origine secondaire; le chrysocolle domine avec un peu de minéraux carbonatés: malachite et azurite; d'après les carottes des sondages, la zone d'altération descendrait jusqu'à 20 mètres environ au-dessous de la surface. Les minerais secondaires de cuivre ne se trouvent que dans la zone de cémentation. Ailleurs, vers le Sud, on ne voit que des concrétions de limonite souvent aussi importantes avec des géodes de dissolution indiquant la présence de chalcopyrite et surtout pyrite.

Minéralisation de profondeur: D'après les anciennes carottes de sondage, la minéralisation est localisée dans les bancs de quartzites à grains fins avec quartz enfumé et association de mica biotite, on y voit aussi de l'amphibole et des imprégnations calcaires sous forme de veinules de calcite. Les minéraux sont principalement des sulfures avec dominance

Partie I : Rappels et études bibliographiques

de pyrite, le minéral de cuivre étant la chalcopryrite. Le manganèse et la blende sont aussi des éléments importants dans la minéralisation.

Dans les zones de quartzites minéralisés, on voit de véritables agrégats pouvant avoir jusqu'à 1 mètre de puissance et formés de particules quartzieuses de cristaux d'amphibole cimentés par des sulfures : pyrrhotine, blende, pyrite, mouches de chalcopryrite.

D'après un morceau de carotte du VS3, la proportion des sulfures serait la suivante :

- mélange blende pyrrhotine 50 %
- traces de molybdénite et de chalcopryrite

Dans un échantillon VS.2 au niveau 15 : 20% blende et 30% Pyrite

- traces de chalcopryrite.

Chap. 2 : HISTORIQUE DES TRAVAUX ANTERIEURS

A la suite de découverte des premiers indices en 1929, plusieurs prospecteurs privés obtinrent une aide financière des autorités coloniales, découvrirent de nouveaux indices répartis sur plusieurs centaines de kilomètres carrés. Entre 1943 et 1945, Ils creusèrent quelques tranchées et des descenderies sur les indices les plus importants. Ces travaux ont été examinés et décrits par A. LENOBLE en 1945.

En 1949-1950, le syndicat du Vohibory était géré par la Société de Minerais de la Grande Ile et la Société Française d'Etudes et d'Entreprises fait exécuter trois sondages sur l'indice de Besatrana et un sondage sur l'indice de Bevalaha.

I. DEROULEMENT DES TRAVAUX EFFECTUES PAR LE BUMIFOM [3]

Première phase : 1950 à 1953 [7]

Etude des indices situés à la périphérie du dôme de Bemelo et à Besakoa par O.ORLOV :

A la suite de levés et travaux de surface, treize sondages ont été effectués : à la périphérie du dôme de Bemelo, les minéralisations cuprifères rencontrées forment de très petits gisements à faible teneurs ; à Besakoa, la minéralisation cuprifère et zincifère (1% en cuivre et zinc sur 10 à 15 m de puissance) justifie des travaux de recherche complémentaires.

Deuxième phase : 1953 à 1955

Etude complémentaire de l'indice de Besakoa :

Prospection régionale du synclinorium - recherche par sondage de l'expansion de la minéralisation connue.

Les onze sondages effectués ont montré l'extension sur 400m au Sud de la zone connue d'une minéralisation irrégulière à teneurs plus faibles que celles initialement trouvées. Au Nord, trois sondages destinés à tester les anomalies mises en évidence par une campagne de prospection électrique sont restés stériles.

Troisième phase : 1955 à 1958

Les travaux antérieurs limités à des points particuliers n'avaient permis d'obtenir une compréhension satisfaisante du problème de la genèse et de relations existant entre les différents types d'indices. Pour résoudre ce problème qui conditionne l'exploitabilité d'un ou d'un groupe d'indices, l'étude d'ensemble de la province cuprifère de Vohibory fut reprise et la prospection étendue aux zones bordières qui apparaissent susceptibles de renfermer des minéralisations.

Ce champ d'étude élargie à plus de 1000 km² fut divisé en trois secteurs :

- secteur Ouest : Dôme de Bemelo
- secteur Central : Bassin sédimentaire d'Ianapera
- secteur Est : Zone A : synclinorium de Besakoa
Zone B : Ankazoabo- Sakalava

Dans le secteur Ouest, la genèse et le contrôle structural des indices du socle ayant été reconnus, l'étude des anciens travaux a permis de conclure au non exploitabilité des gîtes.

De nouvelles imprégnations cuprifères ont été découvertes dans le bassin sédimentaire du Vohibory. Aucune hypothèse génétique ne pouvant être avancée, la question de leur exploitabilité demeurerait ouverte.

Dans le bassin d'Ianapera, la prospection a permis de mettre en évidence les indices suivant un niveau stratigraphique. Les travaux effectués sur les indices les plus importants ont démontré l'exiguïté des minéralisations supergènes et fournit une explication génétique valable pour toutes les imprégnations cuprifères rencontrées dans les bassins d'Ianapera et du Vohibory.

Dans le secteur Est, à Besakoa, les études de détails ont permis de retrouver le prolongement vers le Nord de la minéralisation connue. Toutefois, les faibles teneurs trouvées n'augmentent pas sensiblement les réserves du gîte. La carte structurale de la région a fait apparaître les conditions uniques qui ont permis la formation du petit gîte de Besakoa et les conditions défavorables qui ont amenés à abandonner à la suite des premiers travaux de surface des indices découverts au cours de la prospection générale.

Dans le secteur B, des alignements montrant des zones minéralisées sur plusieurs centaines de mètres et une épaisseur de quelques dizaines de centimètres ont été découverts.

Bien que les conditions structurales n'aient pas paru favorables, des sondages ont été effectués. Ils ont montré que la minéralisation primaire homogène, mais extrêmement diffuse, était inexploitable.

II. DETAILS DES TRAVAUX EFFECTUES PAR LE BUMIFOM ET RESULTATS OBTENUS [3]

Dans le synclinorium de Besakoa (zone A) : cette unité structurale située au Sud-est du bassin d'Ianapera a l'allure d'une poire allongée suivant une direction subméridienne. Sa longueur est de 15km. Sa largeur maximum est de 5 km. Les indices sont situés de part et d'autre de l'axe du synclinorium.

L'indice de Besakoa a été trouvé par C. BORSA en 1943 à la source de la rivière Bohaky sur la bordure Est du synclinorium. Il est formé d'une série d'amas lenticulaires ferrigno-cuprifères alignés sur 700m au fond d'une vallée.

En 1945, un puits de 10m de profondeur et une série de tranchées ont été creusés sur les amas qui paraissaient les mieux minéralisées. Ces travaux ont été examinés par M. LENOBLE. L'indice de Besakoa est du type remplissage de failles (puissance maximum 20m) avec formation de chapeaux sur une zone argileuse imprégnée de minerais oxydés, azurite et malachite, les minerais de cuivre sont accompagnés d'une faible quantité d'oxyde de nickel. Analyse des échantillons prélevés dans le puits :

| Profondeur | Cu% | NiO |
|------------|--------|------|
| Surface | Traces | 0.80 |
| 1.50 | 4.5 | |
| 3 | 11.7 | |
| 9 | 15.20 | 0.12 |

Tableau.1: Résultat des analyses d'échantillons faites par M. LENOBLE en 1945

M. BEHIER, minéralogiste du Service des Mines a reconnu dans le chapeau l'existence de minéraux d'altération zincifère

Déroulement des travaux

1950 à 1954 : Etude de l'indice de Besakoa et du secteur avoisinant.

Les travaux comprenaient :

Levés à grande échelle du chantier de Besakoa .Levé ORLOV 1950 révisé par MARUEJOL, 1952 et BLANC, 1953.

Levés à 1/20000 du secteur Atongo-Besakoa-Anaviavy par MARUEJOL, 1952

- Géophysique : carte magnétique des affleurements, étude par polarisation spontanée et mise à la masse des affleurements par la compagnie géophysique.
- Travaux miniers : tranchées, sondages.

Les indices de surfaces donnent une image de l'extension latérale de la minéralisation, le but de la campagne de sondage était de démontrer l'existence d'un tonnage exploitable en profondeur.

Suivant les résultats obtenus et les avis de M. RAGUIN, et KOVENKO, 11 sondages répartis sur 6 profils furent exécutés. La minéralisation mise en évidence par les sondages effectués au droit du puits BORSA a paru être la plus intéressante. Les sondages situés sur les profils extrêmes Nord et Sud furent pratiquement stériles.

Ils décidèrent alors de poursuivre la recherche en utilisant les méthodes de prospection géophysique.

Le sondage VS4 placé sur une anomalie magnétique n'a rencontré qu'une minéralisation diffuse en pyrite et pyrrhotite.

Les sondages VS14 et VS13 destinés à tester une anomalie électrique restèrent entièrement stériles.

1955 à 1958 : Recherche de l'extension de la minéralisation au Nord du camp de Besakoa.

L'étude des anciens travaux et un levé structural détaillé ont montré qu'à hauteur du puits BORSA, la shear-zone minéralisée amorçait une flexure et que son prolongement devait être recherché vers le Nord-Ouest. Le sondage VS8, situé au Nord, était demeuré stérile.

Un premier sondage incliné, VS15, a retrouvé à la profondeur prévue une lentille minéralisée de 10 m de puissance. Teneur moyenne en cuivre : 0.8%.

Un deuxième sondage, VS16, situé à 140m plus au Nord, a traversé une zone fracturée de 10m de puissance. Teneur en cuivre : 0.2 à 0.3%.

Les possibilités d'étude géologique de surface étant épuisées, les méthodes de prospection indirecte, géochimique et géophysique furent mises en œuvre afin de préciser l'allure et l'extension des zones de fractures sur le périclinal Nord et de rechercher l'extension et les relations pouvant exister entre les minéralisations déjà connues au Sud du camp de Besakoa.

Géochimie : résultat sans intérêt.

- Prospection magnétique : la carte magnétique reproduit grossièrement les lignes structurales connues. Mouvement de flexure à hauteur du puits BORSA. Reprise des directions subméridiennes au Nord et amorce du périclinal. Sur le périclinal Nord, une importante anomalie magnétique traversée est apparue. Dans le secteur du VS4, un haut fond magnétique parallèle à la shear-zone s'est dessiné.

- Prospection électrique :

La carte de résistivité a retrouvé les plages conductrices de la Compagnie Générale de Géophysique.

- La mise à la masse du VS15 a développé un large ombilic sur le puits BORSA.
- La mise à la masse du VS5 a donné une image identique à la précédente.
- La mise à la masse du VS4 a donné un ombilic à la verticale du sondage faiblement allongé dans le sens de la shear-zone.

II.1 Prospection systématique de l'ensemble du synclinorium :

Les shear-zones longitudinales sont parfois silicifiées et minéralisées en pyrite. Les minéraux secondaires avec surabondance en limonite contiennent localement (5 à 30m de long) de la malachite et de l'azurite. Dans les tranchées, les minéralisations secondaires disparaissent à moins d'un mètre de profondeur et on trouve une imprégnation très fine à pyrite, à chalcopryrite du type Ankazoabo.

Au cours de la prospection systématique, 10 indices de ce type ont été trouvés. Les sondages PACKSACK effectués sur les principaux indices ont confirmé la transition rapide des produits oxydés superficiels à la minéralisation primaire diffuse.

En effet, les travaux exécutés ont défini la structure, la stratigraphie et la métallogénie du synclinorium de Besakoa.

Les indices trouvés sur les shear-zones longitudinales du type Ankazoabo sont inexploitable.

A Besakoa chantier, les conditions structurales particulières qui ont permis l'accumulation de la minéralisation ont été clairement mis en évidence. La minéralisation est localisée dans les deux shear-zones des flancs Est et Ouest de la fermeture périclinale.

La shear-zone Ouest, peu connue, (sondage VS4, VS17) ne renferme qu'une minéralisation diffuse inexploitable.

La shear-zone Est a été reconnue minéralisée sur 500m d'allongement avec une puissance moyenne de 10m. Au Nord et au Sud de la coupe VS1, VS2, VS5, VS7, VS15 (teneur en cuivre-zinc 0.8 à 1%), les sondages indiquent une dispersion des sulfures accompagnée d'une chute des teneurs (0.03 – 0.04%).

La zone riche est donc très réduite et il est impossible d'avancer un chiffre de tonnage reconnu en raison de la maille adoptée, de la foration verticale dans les couches redressées et

du peu d'adaptation du sondage à la reconnaissance d'une minéralisation aussi diffuse et à si basse teneur.

II.2 Résultats des sondages placés sur les anomalies géophysiques :

Les analyses des échantillons issus des sondages ont données:

- VS17 placé de façon à recouper le haut fond magnétique et la shear-zone minéralisée du VS4 a traversé sur 10m une minéralisation très diffuse analogue à celle rencontrée par le VS4.
- VS18 placé de façon à recouper le prolongement supposé de l'axe conducteur de la carte de résistivité et de mise à la masse du VS15, a recoupé sur une dizaine de mètres un faisceau faiblement fracturé et minéralisé.
- VS19 placé de façon à recouper à la verticale d'une anomalie géochimique « l'anticlinal magnétique centrale » a été stérile.

III. TRAVAUX REALISES PAR LA BRGM [8]

En 1969, l'étude pétrographique de 44 échantillons provenant du sondage de Besakoa a conduit à reposer le problème du type gîtologique de cet indice et fonde de nouveaux espoirs sur les possibilités du secteur. En effet, cette étude conclut, d'une part l'antériorité de la minéralisation par rapport au métamorphisme, antériorité mise en évidence par l'absence d'altérations hydrothermales au contact du minerai et, d'autre part, souligne la liaison préférentielle de la minéralisation avec un gneiss alumino-magnésien, riche en potassium et sillimanite, pouvant correspondre soit à un faciès d'altération hydrothermale de roches basiques, soit à un niveau de précipitation chimique. Ces deux points de vue permettent d'émettre l'hypothèse qu'il s'agit d'une ancienne minéralisation sulfurée stratiforme, associée à un épisode volcanique ; de plus, la paragenèse cuivre-zinc renforce cette interprétation.

Afin de vérifier cette hypothèse laissant espérer un développement plus important de la zone minéralisée, une mission est entreprise en 1970. Elle dispose d'un lever géophysique (électromagnétisme aérien, par méthode Input Barringer) exécuté en 1968 par GEOTERREX.

Les résultats de la mission sont tels que :

- Aucun indice nouveau n'est découvert grâce à la prospection géochimique stratégique ;

Partie I : Rappels et études bibliographiques

- Dans la zone proche de Besakoa, le niveau silico-ferrugineux ou pseudo-chapeau de fer rencontré au sein de la formation de gneiss amphibolo-pyroxéniques semble bien lié à un niveau de précipitations chimiques ;
- L'étude de la structure de Besakoa montre que l'on peut espérer une bonne extension du niveau porteur ;
- Les valeurs maximales des anomalies géochimiques restent faibles, du même ordre de grandeur qu'à Besakoa - chantier, et l'espoir de découvrir du minerai sulfuré massif, seul type de minéralisation intéressante dans ce genre d'indice, est donc très faible.

L. BOUSTEYAK confirme les résultats du BRGM, tant en ce qui concerne le type géologique de la minéralisation, liée à un niveau volcano - sédimentaire, qu'en sa faible valeur économique.

En effet, Besakoa reste l'indice principal (de l'ordre de 600t de cuivre métal, très probablement d'origine exhalative volcanique, mais ce phénomène exhalatif peu important n'a apporté qu'une minéralisation disséminée, sans intérêt économique.

NB :

- Seulement la partie orientale de la zone de cisaillement a été examinée.
- 20 à 30 mètres de profondeur non examinés (bas rétablissement - zone d'oxyde, enrichissement possible).

Chap. 3 : GENERALITES SUR LE FORAGE

I. DEFINITION

Le forage désigne l'ensemble des travaux de réalisation dans le sous-sol d'un trou autant que possible rond et rectiligne. [9]

Le forage peut être d'exploration s'il est destiné pour la recherche de gisement ou de développement pour la mise en production du gisement.

Par extension, le forage peut également désigner la construction minière généralement de forme cylindrique, de diamètre négligeable par rapport à la longueur qui résulte des travaux explicités auparavant. [10]

II. ROLE DU FORAGE

De nombreux travaux font appel au forage. En général, il est utilisé pour :

- la reconnaissance géologique
- la recherche et forage hydrogéologique
- la recherche et l'exploitation de pétrole, de gaz, de minéraux et de minerais
- étude géotechnique : axe routier, site portuaire, assise d'une fondation, barrage, central hydraulique, pieux de ponts.
- la prospection et l'exploitation minière [9]

Le sondage est utilisé pour reconnaître la structure porteuse d'une substance minérale organique utile, alors que le forage est utilisé pour construire des puits afin d'exploiter la structure trouvée économiquement exploitable. Le puits est une construction minière de forme grossièrement cylindrique et dont le diamètre est négligeable par rapport à la longueur.

III. AVANTAGE DU FORAGE PAR RAPPORT AUX AUTRES PROCEDES D'INVESTIGATIONS

L'avantage du forage réside essentiellement dans le fait qu'il fournit des informations précises sur le terrain à prospector. En effet, quel que soit leur intelligence, la qualité de leurs observations, la précision de leur mesure et la valeur interprétative ; les géologues, les hydrogéologues, les géophysiciens et les ingénieurs ne peuvent apporter en conclusion de leur travaux que des probabilités. Les résultats qu'ils donnent ne sont qu'aléatoires. Donc seul le forage dans l'état actuel de la technique permet de savoir si une structure décelée lors des travaux de recherches contient ou non des fluides ou de matériaux en quantité suffisante pour justifier l'exploitation.

Les sondages de reconnaissances possèdent l'avantage d'être réalisés dans les travaux publics, génie civil ne descendant généralement très profond dans le sous-sol et une étude géologique basée sur les affleurements des couches. Par contre, la géologie appliquée nécessite un forage en profondeur.

IV. DIFFERENTS TYPES DE FORAGE

En général, on connaît deux types de forage :

- destructif
- carotté

a) Le forage destructif :

Il consiste à obtenir des débris de roches, sous l'action de l'outil de perforation de très petites dimensions, qui sont amenés au jour par le fluide de forage. On les appelle « cuttings ». La profondeur de l'horizon de provenance de ces débris est évaluée par un calcul basé sur la vitesse de remontée de la boue

Le problème est que des débris provenant de couches de profondeur différentes peuvent arriver ensemble en surface. En outre, il est possible qu'à l'arrivée en surface, les débris de roche et les particules de boues se mêlent ce qui peut fausser les analyses.

Le forage destructif concerne généralement les couches stériles superficielles. Il présente un avantage si on a une estimation préalable de la lithologie du terrain car il permet d'atteindre plus rapidement les couches minéralisées.

L'inconvénient de ce procédé est que des débris de couche de profondeurs différentes peuvent arriver ensemble à la surface du sol.

Donc cette méthode est très aléatoire et ne fournit pas de bons résultats.

b) Le carottage

Le carottage est une opération qui consiste au cours d'un forage à prélever un échantillon cylindrique de terrain appelé "carotte" pour en étudier les caractéristiques.

Le carottage est utilisé pour obtenir des carottes c'est-à-dire des échantillons de roche intacte sur la couche à étudier.

Une connaissance aussi complète que possible du sous-sol est indispensable au géologue qui veut confirmer ses hypothèses en vue de la recherche d'une gîte minérale quelconque et à l'ingénieur qui désire connaître les caractéristiques des terrains sur lesquels il fondera une construction.

Partie I : Rappels et études bibliographiques

C'est pour cela que dans les forages de recherche minière, le carottage est appliqué aussi bien aux couches minéralisées qu'aux intercalations stériles éventuelles.

Le forage carotté donne des renseignements plus précis sur les échantillons de terrain prélevés puisque :

- On connaît avec précision la profondeur et l'horizon auquel ces échantillons appartiennent donc certitude sur la côte.
- La carotte qui représente le terrain est prélevée avec beaucoup de soin donc intacte
- Possibilité de suivre les pendages
- Meilleure étude pétrographique
- Mesure de porosité, de perméabilité, etc.

V. DIFFERENTS PROCEDES DE FORAGE

Dans la réalisation des travaux de sondage – forage, on peut considérer plusieurs procédés. Voici quelques critères pour les classer :

- suivant la nature du mouvement de l'outil
- la rotation de l'outil
- le mouvement alternatif de battage percutant
- combiné ou roto – percutant
- suivant le mode d'élimination des déblais
- avec circulation de fluides (boues, eau, air)
- sans circulation de fluides, ce qui entraîne une évacuation des déblais dans l'outil même ou dans la cuillère descendue au bout d'un câble après remontée de l'outil.

On peut classer ces divers procédés dans le tableau suivant :

| Appareil travaillant | Tableau des différents procédés de forage | Avec ou sans circulation |
|----------------------|--|---|
| Par rotation | - forage rotary - carottage mécanique (aux diamants, aux grenailles) - forage avec turbine | Tarière |
| Par battage | - battage rapide avec tige creuse - battage très rapide du type pneumatique | - câble pennsylvanien - tige pleine canadienne - Benoto |

En général, à chaque nature de terrain correspondent des méthodes de travail et des outils bien appropriés pour obtenir le meilleur rendement en forage.

Certains de ces procédés n'ont plus qu'un intérêt historique ou des usages très limités. Par exemple, la tarière est utilisée uniquement pour le sondage de reconnaissance, son domaine d'application est restreint (terrain tendre et meuble). Mais d'autres comme les turbines, le battage très rapide, encore peu répandus, sont probablement appelés à se développer largement après mis au point.

Par contre, le Rotary est le plus employé de nos jours dans tous les terrains, ce procédé fut expérimenté pour la première fois à SPIDLETON, dans le Texas en 1901, par l'américain JF Lucas, dans un terrain tendre et inconsistant qu'il était impossible de traverser par battage.

L'expérience fut couronnée de succès puis étendue à toutes les variétés de terrains, même les plus durs.

Le Benoto creuse comme une bêche, saisit des morceaux de terrain et les remonte.

La tarière, le trépan de rotary à lames découpent des copeaux, des morceaux de terrains.

Les trépans de rotary à molettes et cônes, pennsylvanien, canadien, battage rapide travaillent par formation d'éclats de roches et par écrasement par choc.

Le forage à grenaille, trépans rotary pour terrains très durs travaillent par écrasement seul sans choc.

VI. ROLE DU FORAGE DANS LA PROSPECTION MINIERE

Au stade actuel, les travaux géologiques et géophysiques ne peuvent apporter que des probabilités. Seul le forage peut apporter des informations précises, étant donné qu'il touche directement l'objectif visé.

En particulier, le forage permet de réaliser les objectifs ci-dessous :

- Déterminer l'épaisseur des différentes couches stériles et minéralisées ;
- Etablir la stratigraphie et la lithologie du terrain prospecté ;
- Déterminer le pendage et les prolongements des couches ;
- Déterminer la dureté et la porosité des roches ;
- Obtenir des échantillons à soumettre à des différentes analyses.

VII. LE CAROTTAGE

VII.1. INTRODUCTION

Le carottage est l'opération de prélèvement de carottes, celles-ci étant des échantillons intacts de roches, dont l'étude permet d'obtenir des renseignements précis sur les roches étudiées.

Mais, nous tenons à noter que le terme est employé à tort et à travers par beaucoup de personnes pour désigner d'autres méthodes d'investigation qui n'ont rien à voir avec les carottes. On peut par exemple rencontrer le terme « carottage électrique » abusivement utilisé pour parler de diagraphies.

VII.2 GENERALITES

VII.2.1 METHODE DE CAROTTAGE

Les méthodes de carottage sont classifiées selon deux critères : la direction et la continuité des prélèvements.

a) Direction des prélèvements :

Selon ce critère, on distingue le carottage conventionnel et le carottage latéral.

Le carottage conventionnel est l'opération mécanique de prélèvement d'échantillons de roches de forme cylindrique dans l'axe et au fond du trou. On l'appelle quelques fois carottage longitudinal. Il est exécuté dans des formations qui ne sont pas encore forées.

Le carottage latéral est l'opération de prélèvement d'échantillons sur les parois, c'est-à-dire dans les formations déjà forées. Il est réalisé à l'aide d'un outillage apparenté aux sondes diagraphiques.

b) Continuité de prélèvements :

Selon ce critère, on distingue le carottage continu et le carottage intermittent.

Le carottage est dit continu si plusieurs carottes sont récoltées sans interruption sur la longueur totale du trou, ou d'un important intervalle.

Le carottage est dit intermittent si le prélèvement se fait de façon discontinue sur l'intervalle considéré. Une partie de l'intervalle est carottée, tandis que l'autre partie est traversée en forage destructif classique, les deux opérations alternant successivement.

VII.2.2 DOMAINES D'APPLICATION

Le carottage en tant que méthode d'échantillonnage des roches est applicable dans tous les domaines d'activités liées aux études du sol et du sous-sol. Mais, selon la spécificité

des études à effectuer, les domaines respectifs ont une préférence pour les méthodes qui leurs sont appropriés, plutôt qu'aux autres.

a) Carottage conventionnel continu

Il est pratiqué dans les études géotechniques et les recherches minières. En général, ces deux domaines sont caractérisés par des profondeurs d'études, respectivement des longueurs d'investigation faibles. Ce qui n'engendre pas des coûts de revient trop élevés malgré le coût unitaire exorbitants des carottages.

Dans les études géotechniques des constructions civiles ou industrielles, on est spécialement intéressé par la tenue du terrain d'assise, en vue de la conception des fondations et des éventuels travaux de renforcement. C'est pourquoi le carottage se fait en continu sur toute la longueur requise.

Dans les recherches minières, l'étude porte essentiellement sur les couches minéralisées. Les couvertures stériles peuvent être forées en destructif, tandis que les horizons minéralisés sont généralement carottés en continu, sur toutes leurs puissances, y compris les intercalations stériles. Cette méthode permet de connaître l'intégralité de la minéralisation.

b) Carottage conventionnel intermittent

Il est adopté dans les forages d'exploration pétrolière si une raison particulière justifie le carottage des réservoirs qui alternent avec des intercalations stériles dépassant la dizaine de mètres de puissance.

Déjà tous les horizons sus-jacents à la première couche réservoir sont forés en destructif, de même que les intercalations stériles puissantes. Seules les couches à potentiel de réservoir sont sélectivement carottées.

c) Carottage latéral

C'est un carottage logiquement sélectif, car les capsules de prise d'échantillons sont disposées à des distances régulières les unes des autres. Ensuite, on peut facilement déplacer la sonde là où l'on veut effectuer le prélèvement.

Ce type de carottage est adopté dans l'exploration pétrolière. Outre l'outillage et le mode de prélèvement, le carottage latéral diffère du carottage conventionnel du point de vue du moment de décision et d'exécution.

En général, les intervalles intéressés étant précisés dans le profil lithologique prévisionnel, les carottages conventionnels sont programmés au préalable, et exécutés comme des composantes entières du forage. Tandis que les carottages latéraux sont décidés à posteriori, au vu des résultats d'autres investigations. Par exemple, lorsque les cuttings analysés en cours de forage, ou lorsque les diagraphies enregistrées après forage révèlent des

horizons intéressants, on peut recommander la prise d'échantillons, mais cette fois-ci sur les parois latérales car les formations considérées sont déjà forées.

VII.3. TECHNOLOGIE DU CAROTTAGE CONVENTIONNEL [10]

Le carottage mécanique conventionnel constitue une catégorie de forage spécial, en ce sens qu'en concomitance avec la traversée des formations, il vise encore et surtout la récolte d'échantillons intacts. L'appareil et les divers outillages nécessaires au carottage présentent quelques différences avec ceux du forage destructif.

VII.3.1 APPAREIL DE CAROTTAGE

L'appareil avec lequel on exécute le carottage dépend de deux principaux facteurs : la proportion du carottage sur le métrage total et la profondeur des intervalles intéressés. Mais, dans la plupart de cas, les deux facteurs sont considérés ensemble, étant donné qu'ils sont pratiquement interdépendants.

a) Forages profonds :

Dans les forages pétroliers qui sont en général profonds, le carottage est effectué avec le même appareil que celui de forage. En effet :

- Le carottage prenant une proportion infime sur le métrage total, il n'est pas judicieux de changer d'appareil rien que pour l'exécuter.
- Les intervalles à carotter étant situés à de grandes profondeurs, ils ne peuvent être atteints qu'avec des appareils de grande portée.
- Le caractère généralement intermittent du carottage nécessite que les intervalles carottés soient alésés avant de passer en forage, car le diamètre de carottage est d'habitude inférieur à celui de forage.

b) Forages peu profonds :

Dans les forages miniers et géotechniques, le carottage prend une proportion très élevée, pouvant aller jusqu'à 70 -100%. Par ailleurs, ces forages sont généralement très peu profonds : de l'ordre de dizaine de mètres dans les études géotechniques et dépassant rarement la centaine de mètres dans les recherches minières.

c) Les sondeuses

Dans ces domaines, il est plus rationnel d'exécuter le carottage avec un appareil léger. Les appareils les plus utilisés sont les sondeuses. Bien qu'il en existe des variantes statiques

plus grandes, les sondeuses sont en général des appareils autoportés dont les systèmes fonctionnels de base sont groupés en deux unités : l'agrégat de forage et l'agrégat de pompage.

- Agrégats de forage :

Il est composé du treuil de levage et de la tête hydraulique

- **Treuil** : ensemble avec un mât rabattable, une poulie et un câble, le treuil fait office de système de levage. Il sert essentiellement à la manipulation du train de carottage.

- **Tête hydraulique** : également appelée tête de rotation, la tête hydraulique remplace le système de rotation et partiellement le train de sonde. En effet, de par sa construction, elle constitue une machine qui fournit à elle seule, le moment de dislocation et le poids sur l'outil.

Le moment de dislocation est transmis par l'intermédiaire d'un mandrin qui remplace la tige d'entraînement. Tandis que le poids sur l'outil est fourni par pression hydraulique, en remplacement des masses-tiges.

- Agrégats de pompage :

Il est constitué simplement soit par une pompe à boue, soit par un compresseur d'air, et sert à circuler la boue de forage, respectivement l'air comprimé. Ces fluides sont destinés à nettoyer le trou de débris de roche résultant du carottage.

VII.3.2 OUTILLAGE DE FOND

Dans le carottage mécanique conventionnel, le prélèvement d'échantillon se fait à l'aide d'un ensemble de deux outillages de fond : la couronne et le carottier. Comparativement au forage destructif, ces outillages remplacent le trépan. L'ensemble est relié aux équipements de surface par un train de tiges qui peut être analogue ou différent de celui de forage.

a) La couronne

- **Rôle** : appelée également fraise ou tête de carottier, la couronne est l'outil qui sert à confectionner la carotte.
- **Position** : la couronne constitue le premier élément du train de carottage, étant montée à l'extrémité inférieure.
- **Description** : la couronne est constituée d'un corps d'acier auquel est vissée une tête également en acier, tous deux percés d'un trou central.

La tête porte sur l'anneau périphérique resté du trou central, ses éléments actifs ou dents. Celles-ci peuvent soit faire partie de la tête, soit y être serties. Les dents forgées sont

destinées aux roches tendres, tandis que les dents serties en diamant ou tout autre matériau très dur (carbure de tungstène) sont réservées aux roches dures.

Les dents sont régulièrement réparties sur les faces interne, inférieure et extérieure de la tête. Entre les rangées de dents, la tête porte des canalicules destinés à la circulation de la boue.

- **Fonctionnement :**

La confection de la carotte par le couronne est réalisée lorsque l'outil reçoit, comme le trépan en forage destructif, les deux composantes de dislocation : le poids sur l'outil et le moment de dislocation. Pendant ce temps, la boue est circulée.

Sous l'action des deux forces de dislocation, l'anneau actif désagrège la partie de la roche qui lui correspond, en formant des cuttings. Tandis que la partie de la roche en rapport avec le trou central reste intacte. Et au fur et à mesure de l'avancement de la couronne en profondeur, cette partie restée intacte, tout en demeurant sur place, paraît avancer dans le trou central. La rotation de la couronne lui donne une forme cylindrique, raison pour laquelle l'échantillon formé est appelé carotte.

Dans ce processus, la désagrégation est réalisée par la face inférieure de la tête, tandis que les faces extérieure et intérieure assurent le calibrage du trou, respectivement de la carotte. La boue injectée à l'intérieur du train de carottage sort au fond du trou et remonte dans l'espace annulaire par les canalicules évacuant les cuttings.

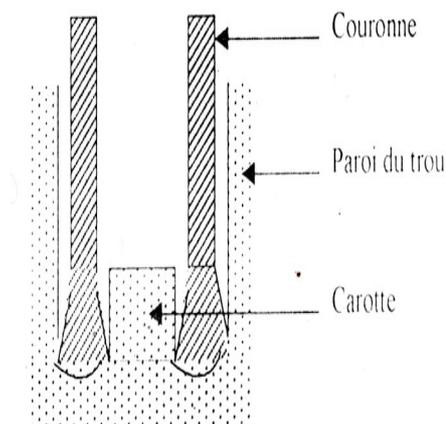


Fig.3: Fonctionnement de la couronne

b) Le carottier :

- **Rôle :** appelé également collecteur, le carottier sert à recevoir la carotte qui est progressivement confectionnée par la couronne, et à la stocker depuis sa formation jusqu'à son extraction en surface.
- **Position :** C'est le second élément du train de carottage. Il est monté immédiatement au dessus de la couronne.

- **Description :** Il existe plusieurs variétés constructives de carottier. Mais la description qui suit se rapporte à la plus simple d'entre elles. Le carottier est formé de deux pièces tubulaires de longueurs très inégales, vissées entre elles. La plus longue, appelée tube collecteur, occupe la position supérieure ; tandis que la plus courte appelée extracteur occupe la position inférieure.

De par sa longueur, le collecteur fournit l'espace nécessaire au stockage de la carotte. Tandis que l'extracteur, de par les lames recourbées dont il est muni à l'intérieur, assure :

- le guidage de la carotte lors de la formation,
- sa coupe à la fin du carottage,
- sa rétention durant la remontée.

- **Variétés :**

On a vu que du point de vue de carottage, les roches sont divisées en quatre groupes. Certaines ne sont pas affectées par la circulation de la boue, tandis que d'autres le sont très fortement.

Pour faire face à ces différents types de roches, on a construit deux types de carottier : les carottiers simples et les carottiers doubles. La différenciation porte essentiellement sur le nombre de tubes du collecteur.

- Carottier simple : il comporte un seul tube collecteur, étant destiné au carottage des roches compactes fissurées, non fissurées, fracturées ou d'alternance avec d'autres roches de duretés différentes. Ces roches étant compétentes vis-à-vis de la boue, la circulation de la boue n'affecte pas leur récupération même si elle se fait au contact des carottes.
- Carottier double : il comporte deux tubes concentriques : un tube intérieur constituant le collecteur proprement dit et un autre tube extérieur. La circulation descendante de boue se fait dans l'espace annulaire compris entre les deux tubes. Cette construction évite le contact de la carotte avec la boue, et permet ainsi de ne pas trop compromettre la récupération des roches friables et solubles.

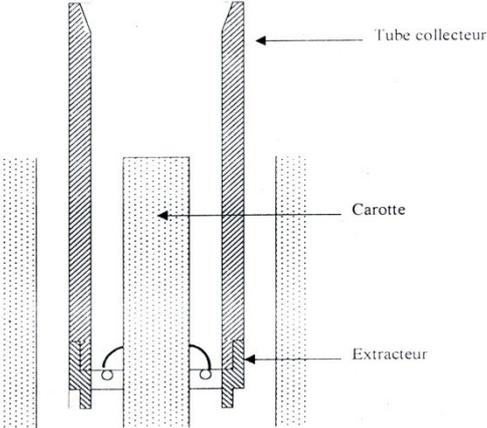


Fig.4: Carottier

PARTIE II : REALISATION DES TRAVAUX DE PROSPECTION

La réalisation d'une prospection minière demande beaucoup de travail que sur terrain ou aux laboratoires. Elle comprenait 3 phases dont :

- Phase I : Reconnaissance, échantillonnage et préparation
- Phase II : Campagne de forage
- Phase III : Logging, échantillonnage, préparations et analyses des échantillons

Voici le diagramme de Gantt et l'organigramme des opérations pendant tous les travaux de prospection:

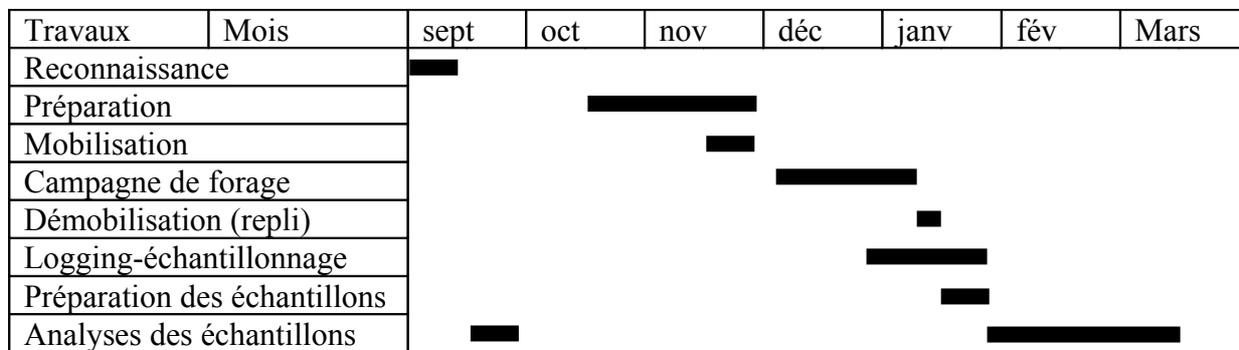


Fig.5: Diagramme de Gantt des opérations mensuelles des travaux de prospection

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

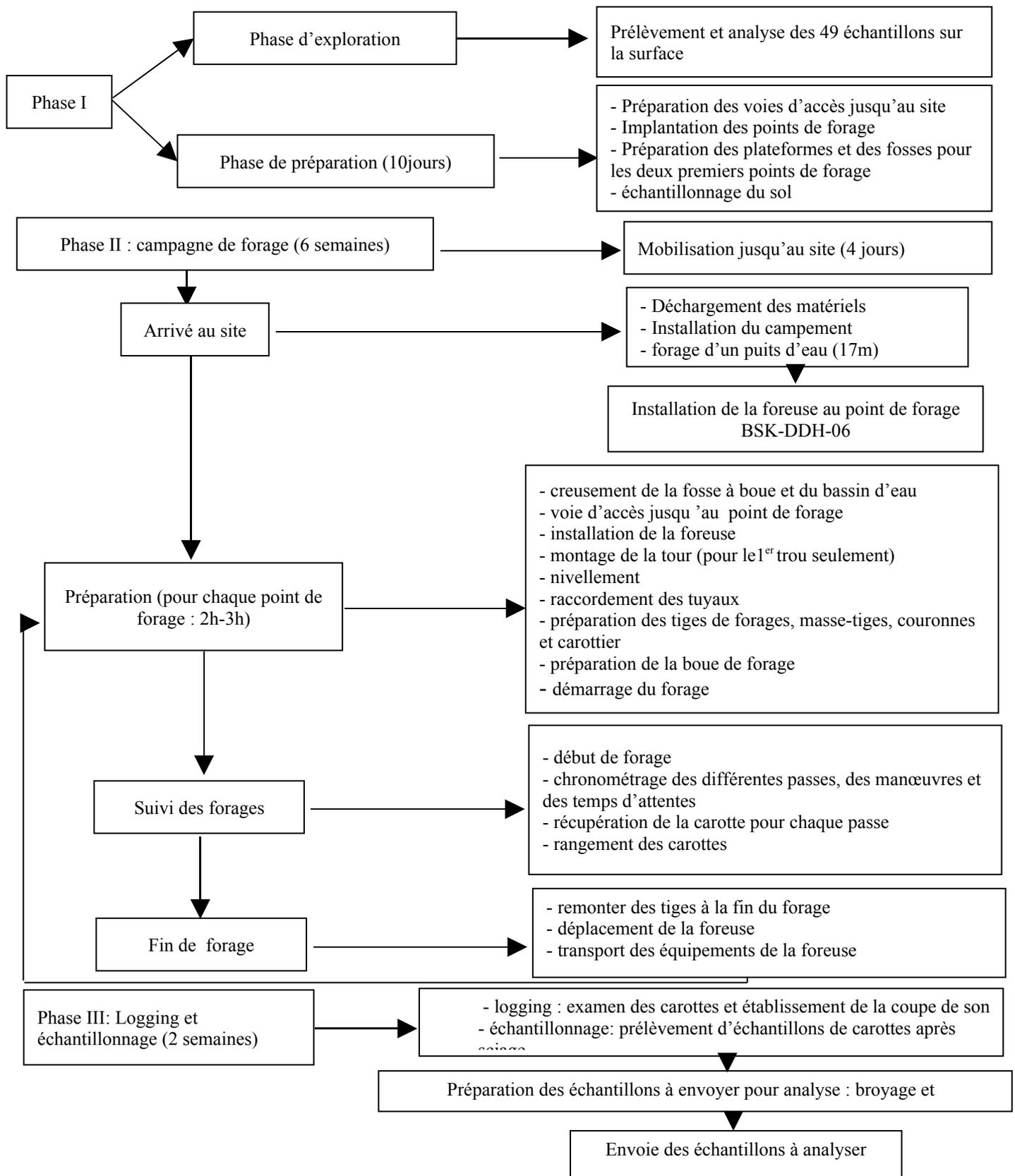


Fig.6: Organigramme des opérations pendant la prospection

Chap.1 : PRESENTATION DE LA SOCIETE MAJESCOR [4]

MAJESCOR est une société d'exploration possédant le plus vaste portefeuille de propriétés de diamant au Québec, ainsi que des projets au Nunavut, dans les Territoires du Nord-Ouest, au Brésil et à Madagascar où la Société a récemment investi sur de nouveaux projets pour l'or et les métaux usuels.

En tant que principal explorateur de diamant au Canada ; le but de MAJESCOR est d'augmenter ses activités en acquérant et en développant des projets avec un potentiel élevé.

MAJESCOR est l'un des plus grands explorateurs de diamant au Québec avec une propriété de plus de 5000 km². Ses projets couvrent des régions présentant des anomalies indiquant la présence de diamant. Bien que MAJESCOR se concentre sur le Québec, la compagnie a ajouté plusieurs projets de qualité en dehors de la province.

MAJESCOR a également acquis 4 projets avancés de DE BEERS en 2004-2005. Deux sont situés dans le NWT, un dans Nunavut et un autre au Brésil.

La découverte des mines d'EKATI et de DIAVIK dans le NWT a déclenché une frénésie d'exploration pour des diamants au Canada et plus récemment dans la province du Québec. Ces deux secteurs partagent plusieurs similitudes qui en font des prioritaires cibles pour la découverte des diamants.

La société possède six propriétés à Madagascar dont :

- Besakoa (VMS Au-Ag-Cu-Zn)
- Analalava (Ni-Cu)
- Daraina (Au-Cu)
- Ankaramy (Au-Pb-Zn)
- Antongil (Diamant)
- Ankarimbelo (Diamant)

I. PROJETS AU CANADA

- **Portage – Monts Otish, Québec** – Diamant – Intérêt de 100 % (Forest Gate Resources a l'option d'acquérir jusqu'à 55 %). La propriété Portage est adjacente à la propriété Foxtrot d'Ashton. Une nouvelle traînée de blocs de kimberlite de 250 m de long par 50 m de large a été découverte lors des travaux de terrain à l'automne 2006.

État actuel : 30 kg de concentré de DMS & 60 kg de Kimberlite en attente de dissolution caustique – nov. 2006

- **Mirabelli – Baie James, Québec (près de la découverte aurifère Éléonore de Goldcorp)** – Diamant, or et métaux usuels – Option d’acquérir un intérêt de 50 % auprès de De Beers. L’entente d’option avec De Beers

Canada prévoit des dispositions distinctes pour le diamant et pour l’or et les métaux usuels sur une vaste propriété de 3 246 km².

État actuel : Échantillonnage systématique et ciblé de sédiments glaciaires à la recherche de minéraux indicateurs de kimberlite (MIK), études quaternaires et prospection sur le terrain. Les échantillons ont été envoyés au laboratoire pour récupération des MIK – nov. 2006.

- **Lac Laparre – Monts Otish, Québec** – Diamant – Intérêt de 100 % (Peregrine Diamonds a l’option d’acquérir 50 %).

État actuel : Géophysique – Étude d’impact environnemental complétée – Forages prévus au début de 2007.

- **Hardy Lake – TNO** – Diamant – Option d’acquérir un intérêt de 100 % auprès de De Beers. Propriété adjacente aux mines de diamant EKATI et DIAVIK. 25 kimberlites diamantifères.

État actuel : Géophysique et forages prévus en jan. 2007.

- **Upper Carp Lake – TNO** – Diamant – Option d’acquérir un intérêt de 100 % auprès de De Beers. 12 kimberlites (7 sont diamantifères). Entourée par BHP Diamants. 5 à 8 cibles prêtes à être vérifiées par forage.

État actuel : Géophysique et forages prévus au début de 2007.

- **Banks Island – TNO** – Diamant – Intérêt de 50 % (Diamonds North Resources 50 %). Minéraux indicateurs de kimberlite prioritaires ont été isolés.

État actuel : Levé géophysique aéroporté complété – Forages prévus au printemps 2007.

- **Baker Lake – Nunavut** – Diamant et uranium – Option d’acquérir un intérêt de 50 % auprès de De Beers.

Majescor a récemment transféré ses intérêts uranifères à une nouvelle société, Uranium World Energy, en contrepartie de 3 millions actions (PAPE à la fin de 2006).

État actuel : Levé géophysique aéroporté complété pour le diamant et l’uranium.

II. PROJETS MAJEURS INTERNATIONAUX

- **Braúna – Brésil** – Diamant – Intérêt de 40 % (Valdiam Resources 60 %). 18 corps kimberlitiques ont été découverts, dont au moins 6 avec des diamants de taille commerciale.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

État actuel : Mini-échantillonnage en vrac de 2 kimberlites a débuté en sept. 2006. Les résultats complets sont attendus en déc. 2006.

- **Tres Marias – Brésil – Diamant – Intérêt de 100 %.** Récemment acquis 660 000 hectares auprès de De Beers. Importante banque de données incluant des minéraux indicateurs de kimberlite prioritaires avec des textures délicates en surface. 147 échantillons renferment des diamants (380 pierres au total).

État actuel : Première reconnaissance à l'automne 2006.

- **Besakoa – Madagascar – Polymétallique – Intérêt de 100 %.** Gîte historique de cuivre-zinc-argent-or comparable en termes de composition au gîte polymétallique de Bisha détenu par Nevsun Resources Ltd. En Érythrée.
- **Daraina – Madagascar – Or – Droit d'explorer et d'évaluer la propriété.** Entente avec un partenaire local pour l'échantillonnage et l'évaluation géologique de la zone.

État actuel : Résultats d'analyse d'échantillons de surface allant jusqu'à 87 g/t or et 75 g/t argent. Exploration détaillée prévue cette année.

- **Antsakabary – Madagascar – Diamant – Vaste position de terrain totalisant 1 436 860 hectares.**

État actuel : Programme d'échantillonnage de reconnaissance prévu cette année.

- **MMD JV – Madagascar – Diamant – Intérêt de 50 % (Madagascar Mining Development 50 %).** 2 corps kimberlitiques identifiés en octobre 2005.

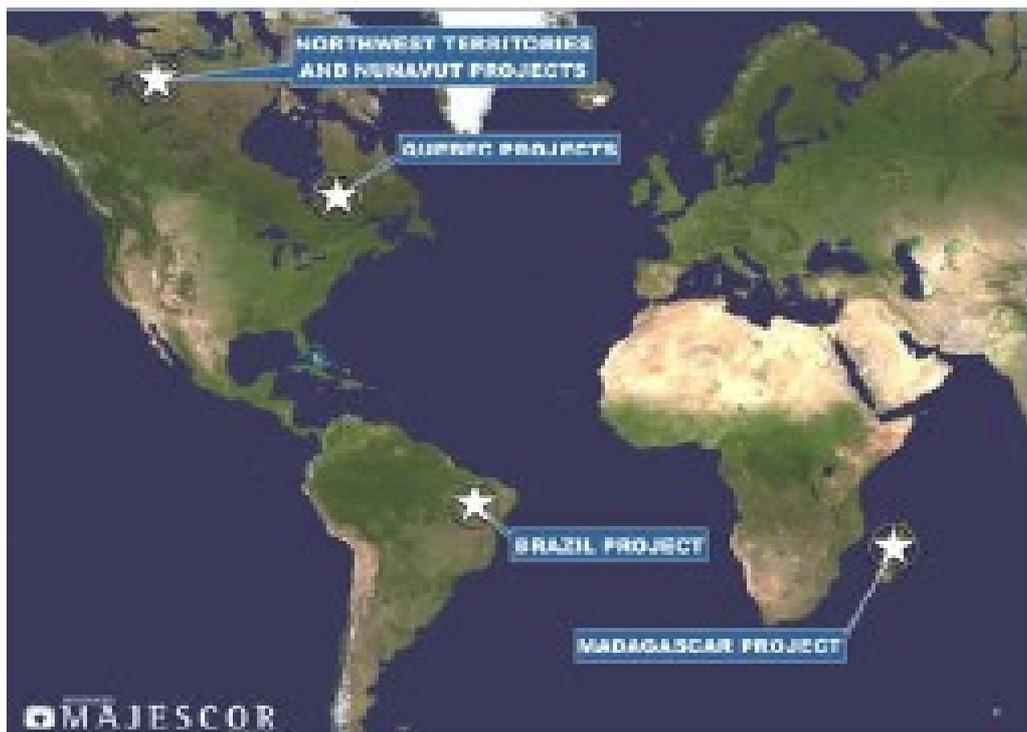


Fig.7: Carte des propriétés de Majescor dans le monde

III. PROGRAMMES A MADAGASCAR

La société Majescor détient le permis d'exploration et d'évaluation de la propriété de l'or à Daraina. La société a fait une entente avec un partenaire local pour l'échantillonnage et l'évaluation géologique de la zone. Les résultats d'analyse d'échantillons montrent à la surface des teneurs jusqu'à 87 g/t en or et 75 g/t en argent. Majescor prévoit l'exploration détaillée pour cette année.

Diamant

La société Majescor travaille actuellement sur deux sites à Madagascar pour l'exploration de diamant. L'un de ces sites se trouve au Nord-Est de l'île (Projet Antongil), sur une vaste étendue de terrain.

Le programme d'échantillonnage de reconnaissance est prévu pour les prochains mois. Il est à noter que cette société a déjà trouvé 2 corps kimberlitiques identifiés en octobre 2005. Actuellement, la société entre dans le programme d'échantillonnage de suivi.

Chap.2 : RECONNAISSANCE ET ECHANTILLONNAGE

En septembre 2006, MAJESCOR a effectué une enquête de reconnaissance à Besakoa. Un total de 49 échantillons de roche en surface et dans les anciennes tranchées, et 6 échantillons de contrôle de qualité ont été rassemblés.

Tous les échantillons, y compris des reproductions de champ et des blancs, ont été soumis aux laboratoires d'ALS-Chemex à Johannesburg, Afrique du Sud pour l'analyse d'oligoéléments en utilisant le procédé ICP-AES.

Le 19 octobre 2006, on a reçu les résultats des analyses de ces échantillons. Les résultats analytiques confirment la présence de l'or, de l'argent, du cuivre et du zinc. 32 échantillons parmi les 49 rassemblés ont donné des valeurs en dessus de 0.1 g/t d'or, de 1g/t d'argent et 0.1% de cuivre.

Hormis les 32 échantillons anormaux, 7 ont renvoyé des valeurs au-dessus de 0.5 g/t d'or et de 5 g/t d'argent, y compris l'échantillon BSKR-10, qui a donnée 17.5 g/t d'or et 9.8 g/t d'argent, et l'échantillon BSKR-21 qui a contenu 1.9 g/t d'or et 9.8 g/t d'argent. Deux autres échantillons extérieurs de roche également ont montré des valeurs de cuivre fortement anormales de 20.7% et de 11.9%. Deux échantillons supplémentaires ont rapporté des teneurs en cuivre supérieur à 3% : BSKR-7 avec 30.4 % de cuivre (la valeur de cuivre la plus élevée de tous les échantillons) ; et BSKR-12 avec 3.4% de zinc et 3.0% de cuivre (la valeur de zinc la plus élevée des échantillons). L'échantillon BSKR-12 a été également marqué par une teneur en argent très élevée, 24.1 g/t. La teneur en argent la plus élevée, 47.1 g/t, étant enregistrée dans l'échantillon BSKR-14.

Ces résultats préliminaires sont meilleurs par rapport à ceux obtenues dans les années 50 et révèlent la présence d'une zone d'oxyde proche de la surface enrichie en or et en cuivre.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Voici un tableau récapitulatif des résultats des analyses d'échantillons de surface :

| Summary results from the September 2006 reconnaissance surface sampling program, | | | | | | |
|---|-----------------------------|--|----------|----------|--------|--------|
| Main Besakoa polymetallic prospect, Besakoa property, southern Madagascar | | | | | | |
| Sample No. | Strike length distance* (m) | Description | Au (g/t) | Ag (g/t) | Cu (%) | Zn (%) |
| BSKR-002 | 746 | Gossan sample- Old Trench | 0.63 | 10.5 | 0.1 | 0.0 |
| BSKR-005 | 742 | Gossan sample - Old Trench | 0.17 | 5.0 | 0.6 | 0.2 |
| BSKR-007 | 740 | Oxidized Malachite-bearing rock - Old trench | 0.43 | 3.0 | 30.4 | 0.9 |
| BSKR-008 | 725 | Oxidized rock - Old trench | 0.24 | 4.5 | 0.8 | 0.4 |
| BSKR-010 | 710 | Oxidized Malachite-bearing rock - Old trench | 17.50 | 9.8 | 20.7 | 1.0 |
| BSKR-012 | 690 | Biotite-bearing float with trace azurite | 0.40 | 24.1 | 3.4 | 3.0 |
| BSKR-013 | 690 | Siliceous breccia float with dark matrix | 1.66 | 5.0 | 0.6 | 0.2 |
| BSKR-014 | 660 | Surface gossan sample | 0.35 | 47.1 | 0.3 | 0.2 |
| BSKR-021 | 540 | Oxidized Malachite-bearing rock - Old trench | 1.85 | 9.8 | 11.9 | 0.8 |
| BSKR-023 | 490 | Surface gossan sample | 0.57 | 5.1 | 0.3 | 0.1 |
| BSKR-026 | 380 | Surface gossan sample | 0.63 | 5.5 | 0.3 | 0.4 |
| BSKR-028 | 350 | Surface gossan sample | 1.63 | 4.3 | 0.2 | 0.7 |
| BSKR-033 | 260 | Gossan sample - Old trench | 0.33 | 8.9 | 0.2 | 0.1 |
| BSKR-034 | 245 | Surface gossan sample - Boxwork | 0.37 | 5.4 | 0.2 | 0.1 |
| BSKR-039 | 170 | Gossan sample - Old Trench | 0.30 | 9.1 | 0.2 | 0.1 |
| BSKR-040 | 170 | Gossan sample - Old Trench | 0.09 | 5.9 | 0.2 | 0.0 |
| BSKR-041 | 170 | Gossan sample - Old Trench | 0.10 | 6.0 | 0.2 | 0.0 |
| BSKR-044 | 10 | Oxidized float - Boxwork | 0.59 | 5.0 | 0.3 | 0.1 |

Tableau.3: Résultats des analyses des échantillons de surface

Le prélèvement en surface a donné des teneurs maximales jusqu'à 17.5 g/t d'or, 47 g/t d'argent, 30% de cuivre et 3% de zinc.

Chap.3 : CAMPAGNE DE FORAGE

I. IMPLANTATION DES FORAGES

Des différentes positions de forage ont été envisagées dans cette étude compte tenu d'un certain nombre de paramètres.

Mais après différentes simulations, le résultat de notre choix est représenté ci-dessous.

Les points de forage sont implantés à proximité des anciens points de forage de la BRGM parce que le but de la campagne est de vérifier les données de ces anciens forages et aussi d'explorer les 30 premiers mètres qui n'ont jamais été explorés.

Les lignes de forages sont espacées de 100m de Nord-Ouest au Sud-Est. On a un forage incliné de 50 degré à 10 m Ouest de chaque forage vertical. Donc les mailles des points de forages sont de 100m x 10m.

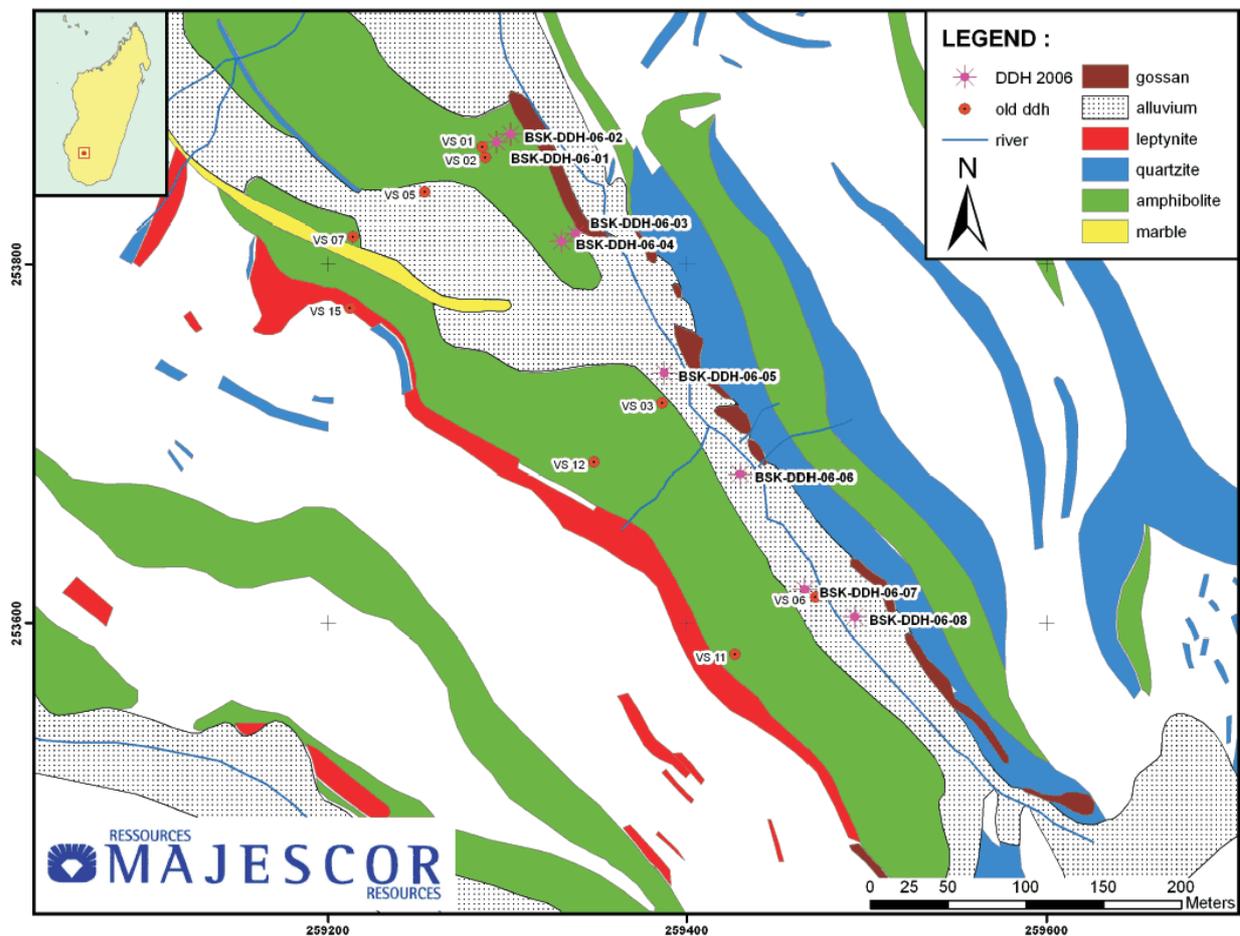


Fig 8: Implantation des points de forage BSK- DDH

On avait envisagé d'exécuter 10 trous de forage dont 5 verticaux et 5 inclinés (-50°). Cependant les contraintes temps et budgétaires, on a limité le programme à 8 trous dont 3 verticaux et 5 inclinés.

II. DESCRIPTION DE LA FOREUSE

II.1. LA MACHINE FOREUSE

La machine foreuse appartient à la société MADA DRILL

Marque : MITSUBISHI

Model : AD 350

Moteur : diesel 4 cylindres

Longueur : 5m

Largeur : 1.40m

Hauteur en forage verticale : 7.40m

Hauteur en forage incliné de 50° : 5.75m

Hauteur fermée : 2.10m

Type, modèle: semi portable

Puissance: Mitsubishi PS 100, 4 cylindres 100HP

Pompe Hydraulique : VIKY

Capacité: HQ to 150 m, PQ to 50 m

Le circuit hydraulique

La pompe: FMC pump, 2000 PSI

Le système mécanique: ligne de fil entraîné par le moteur d'Hydraulique

Couronne (The bit): type HQ3 core bit 9mmDOI

8x6mm W 6mm WH

Tiges de forage (rods): HQ-OD 88.9mm; ID 77.8; longueur : 3 m

C'est une machine capable de prélever dans le sol des cylindres de roches de 6 cm de diamètre appelés carotte, qui seront ensuite minutieusement examinés par les géologues ou les prospecteurs. La machine est montée sur ski et elle comprend :

- un moteur diesel
- une pompe hydraulique
- une tour de 7m de hauteur
- une plate forme fixe
- un réservoir pour gas-oil
- un réservoir pour huile
- une table de commande
- des vérins hydrauliques
- deux treuils pour câbles

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

La sondeuse carottière comprend essentiellement une tête de rotation, munie d'une broche creuse dans laquelle passe les tiges, qui entraîne celles-ci en rotation au moyen d'un mandrin à vis ; la poussée sur l'outil et le mouvement de rotation des tiges sont données par des vérins hydrauliques. Elle est munie de deux treuils de manœuvre, l'une pour la remontée et la descente des tiges et l'autre pour la remontée et la descente du carottier.



Photo N° 2. La machine foreuse MITSUBISHI AD 350

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

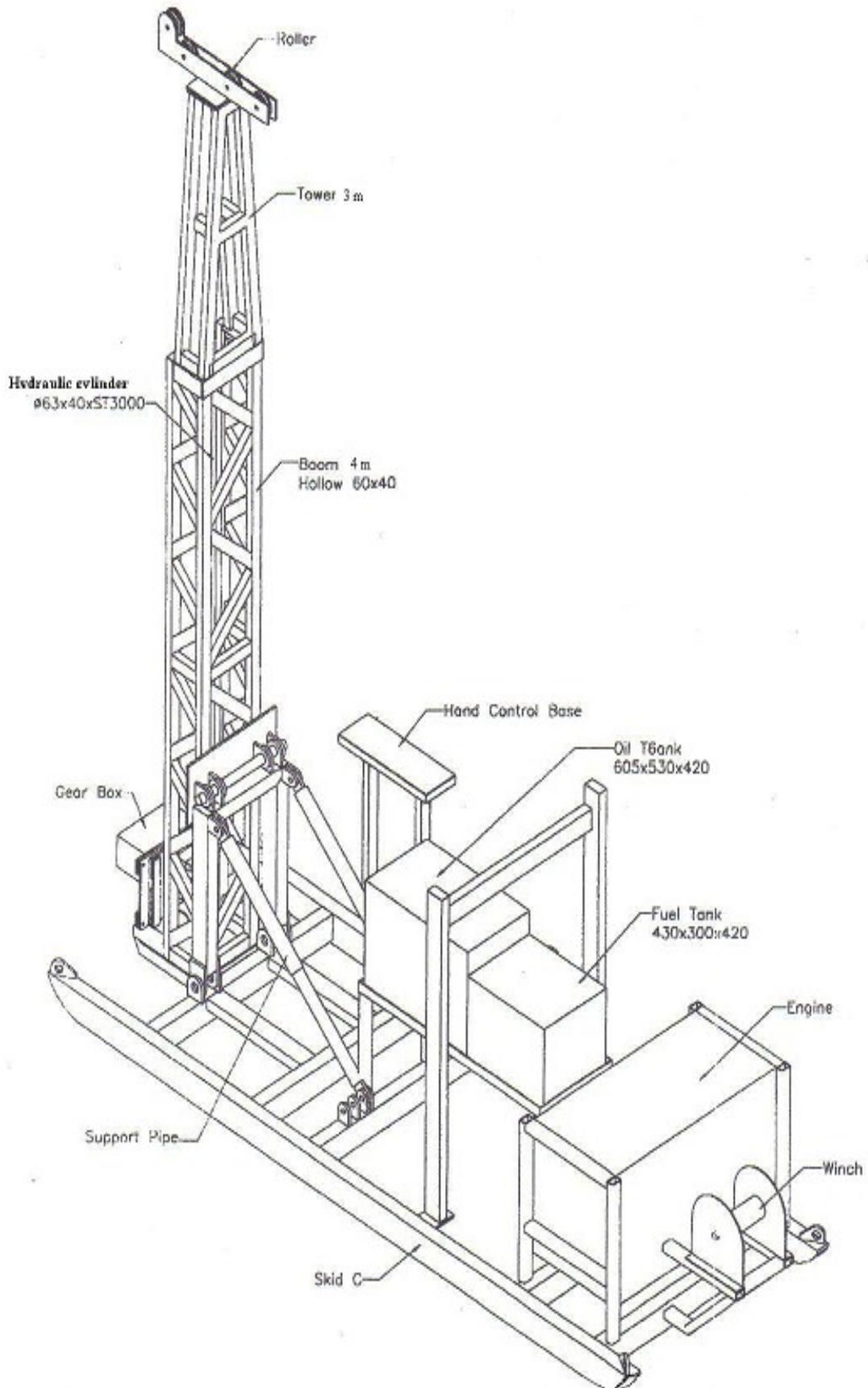


Fig.9: Schéma de la machine foreuse MITSUBISHI AD 350

I.2. OUTILS DIAMANTES

Les couronnes comportent soit des pierres d'environ 1mm de diamètre, serties à la surface d'une matière résistant à l'abrasion ; soit des pierres beaucoup plus fines uniformément réparties dans une matrice qui s'use lors du travail de la couronne, ces dernières sont utilisés surtout dans les terrains abrasifs. La couronne est en général surmontée par un manchon aléuseur muni de plaquettes ou de bagues diamantées, qui joue le rôle de stabilisateur de l'outil de forage et qui maintient le trou foré à une section quasi-constante.



Fig.10: Les couronnes qu'on a utilisées

I.3. CAROTTIERS (COREBAREL)

L'ensemble couronne-manchon se visse sur le carottier, tube faisant office de réceptacle de carotte. On a utilisé deux carottiers doubles dont le tube intérieur, monté sur roulement, sert de réceptacle immobile de la carotte, tandis que le tube intérieur tourne en entraînant la couronne, le carottier est vissé au bout du train de tiges qui transmet la rotation de la machine au carottier. Celui-ci, d'une longueur de 3m, en général doit être remonté lorsqu'il est plein, ce qui entraîne une manœuvre, à l'aide d'un câble ou « wire-line ». Le carottier à câble se présente comme une ascenseur dans sa cage, constituée en l'occurrence par les tiges dont le diamètre intérieur est égal au diamètre extérieur du carottier : le tube intérieur du carottier ou chemise est verrouillé dans le tube extérieur pendant le forage, puis la passe terminé, il est déverrouillé et remonté au moyen d'un grappin manœuvré par un petit câble métallique entraîné par un treuil rapide.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

| | | B-WL' | | N-WL' | | H-WL' | |
|--|--|------------|----------------------|------------|----------------------|------------|----------------------|
| DIAMÈTRE EXTÉRIEUR COURONNE - <i>Bit outer diameter</i> | | 59.5 | | 75.3 | | 95.6 | |
| DIAMÈTRE INTÉRIEUR COURONNE - <i>Bit inner diameter</i> | | 36.3 | | 47.6 | | 63.5 | |
| DIAMÈTRE MANCHON ALÉSEUR - <i>Reaming shell diameter</i> | | 60 | | 75.8 | | 96.1 | |
| Rep Item | Désignation Description | Qté Qty | Référence Part n° | Qté Qty | Référence Part n° | Qté Qty | Référence Part n° |
| 1-29 | CAROTTIER COMPLET X 1.5 M - <i>Core barrel assy x 1.5 m</i> | | 31.202.305 | | 31.202.405 | | 31.202.505 |
| | CAROTTIER COMPLET X 3 M - <i>Core barrel assy x 3 m</i> | 1 | 31.202.310 | 1 | 31.202.410 | 1 | 31.202.510 |
| 1-23 | TUBE INTÉRIEUR COMPL. X 1.5 M - <i>Inner tube assy x 1.5 m</i> | 1 | 31.212.305 | 1 | 31.212.405 | 1 | 31.212.505 |
| | TUBE INTÉRIEUR COMPL. X 3 M - <i>Inner tube assy x 3 m</i> | 1 | 31.212.310 | 1 | 31.212.410 | 1 | 31.212.510 |
| 1-19 | TÊTE COMPLÈTE - <i>Head assy</i> | 1 | 31.220.302 | 1 | 31.220.402 | 1 | 31.220.502 |
| 1 | - TÊTE CONIQUE D'ACCROCHAGE - <i>Spear head point</i> | 1 | 31.222.301 | 1 | 31.222.301 | 1 | 31.222.301 |
| 2 | - FOURREAU DE DÉVERROUILLAGE - <i>Latch retracting case</i> | 1 | 31.222.306 | 1 | 31.222.406 | 1 | 31.222.506 |
| 3 | - GOUPILLES ÉLASTIQUES - <i>Spring pins</i> | 2 | 31.221.303 | 2 | 31.221.403 | 2 | 31.221.503 |
| 4 | - RESSORT DE LOQUET - <i>Latch spring</i> | 1 | 31.221.304 | 1 | 31.221.404 | 1 | 31.221.504 |
| 5 | - LOQUETS - <i>Latches</i> | 2 | 31.221.305 | 2 | 31.221.405 | 2 | 31.221.505 |
| 6 | - GOUPILLE ÉLASTIQUE - <i>Spring pin</i> | 1 | 31.221.306 | 1 | 31.221.406 | 1 | 31.221.403 |
| 7 | - SUPPORT DE LOQUET - <i>Latch support</i> | 1 | 31.221.307 | 1 | 31.221.407 | 1 | 31.221.507 |
| 8 | - GOUPILLE ÉLASTIQUE - <i>Spring pin</i> | 1 | 31.221.308 | 1 | 31.221.408 | 1 | 31.221.508 |
| 9 | - CORPS DE VERROUILLAGE - <i>Lock body</i> | 1 | 31.221.309 | 1 | 31.221.409 | 1 | 31.221.509 |
| 10 | - CONTRE ÉCROU DE RÉGLAGE - <i>Lock nut</i> | 1 | 31.221.310 | 1 | 31.221.410 | 1 | 31.221.510 |
| 11 | - ARBRE PIVOT - <i>Spindle assy</i> | 1 | 31.221.311 | 1 | 31.221.411 | 1 | 31.221.511 |
| 12 | - OBTURATEURS NÉOPRÈNE - <i>Shut off valves</i> | 2 | 31.221.312 | 2 | 31.221.412 | 2 | 31.221.512 |
| 13 | - RONDELLES DE RÉGLAGE - <i>Valve adj. washers</i> | 2 | 31.221.313 | 2 | 31.221.413 | 2 | 31.221.513 |
| 14 | - BUTÉE À BILLES - <i>Thrust bearings</i> | 1 | 31.221.314 | 1 | 31.221.414 | 1 | 31.221.514 |
| 15 | - ROULEMENT - <i>Bearing</i> | 1 | 31.221.315 | 1 | 31.221.415 | 1 | 31.221.515 |
| 16 | - BUTÉE À BILLES - <i>Thrust bearings</i> | 1 | 31.221.314 | 1 | 31.221.424 | 1 | 31.221.414 |
| 17 | - RESSORT DE COMPRESSION - <i>Compressing spring</i> | 1 | 31.221.316 | 1 | 31.221.416 | 1 | 31.221.516 |
| 18 | - ECROU AUTOSERRANT - <i>Self locking nut</i> | 1 | 31.221.317 | 1 | 31.221.417 | 1 | 31.221.517 |
| 19 | - CHAPEAU TUBE INT. COMPLET - <i>Inner tube assy cap</i> | 1 | 31.221.319 | 1 | 31.221.419 | 1 | 31.221.519 |
| 20 | TUBE INTÉRIEUR X 1.5 M - <i>Inner tube x 1.5 m</i> | 1 | 31.221.325 | 1 | 31.221.425 | 1 | 31.221.525 |
| | TUBE INTÉRIEUR X 3 M - <i>Inner tube x 3 m</i> | 1 | 31.221.330 | 1 | 31.221.430 | 1 | 31.221.530 |
| 21 | SEGMENT D'ARRÊT - <i>Stop ring</i> | 1 | 31.221.332 | 1 | 31.221.432 | 1 | 31.221.532 |
| 22 | EXTRACTEUR - <i>Core-lifter</i> | 1 | 31.221.333 | 1 | 31.221.433 | 1 | 31.221.533 |
| 23 | PORTE EXTRACTEUR - <i>Core-lifter case</i> | 1 | 31.221.331 | 1 | 31.221.431 | 1 | 31.221.531 |
| 24 | MANCHON DE VERROUILLAGE - <i>Locking coupling std</i> | 1 | 31.221.334 | 1 | 31.221.434 | 1 | 31.221.534 |
| 25 | MANCHON ADAPTEUR - <i>Adapter coupling</i> | 1 | 31.221.335 | 1 | 31.221.435 | 1 | 31.221.535 |
| 26 | BAGUE DE SUSPENSION - <i>Landing ring</i> | 1 | 31.221.336 | 1 | 31.221.436 | 1 | 31.221.536 |
| 27 | TUBE EXTÉRIEUR X 1.5 M - <i>Outer tube x 1.5 m</i> | 1 | 31.221.345 | 1 | 31.221.445 | 1 | 31.221.545 |
| | TUBE EXTÉRIEUR X 3 M - <i>Outer tube x 3 m</i> | 1 | 31.221.350 | 1 | 31.221.450 | 1 | 31.221.550 |
| 28 | STABILISATEUR TUBE INTÉRIEUR - <i>Inner tube stabilizer</i> | 1 | 31.221.339 | 1 | 31.221.439 | 1 | 31.221.539 |
| 29 | PROTECTEUR DE FILETAGE - <i>Thread protector</i> | 1 | 31.221.340 | 1 | 31.221.440 | 1 | 31.221.540 |

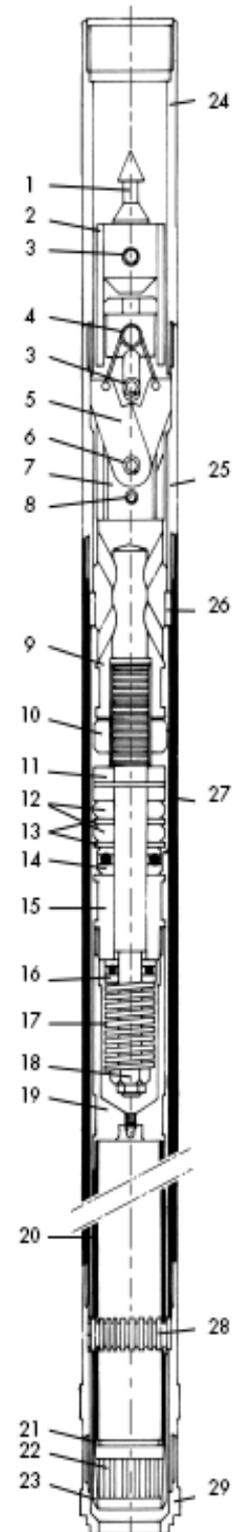


Fig.11: Carottiers à câble à tête pivotante

I.4. LA MASSE TIGE

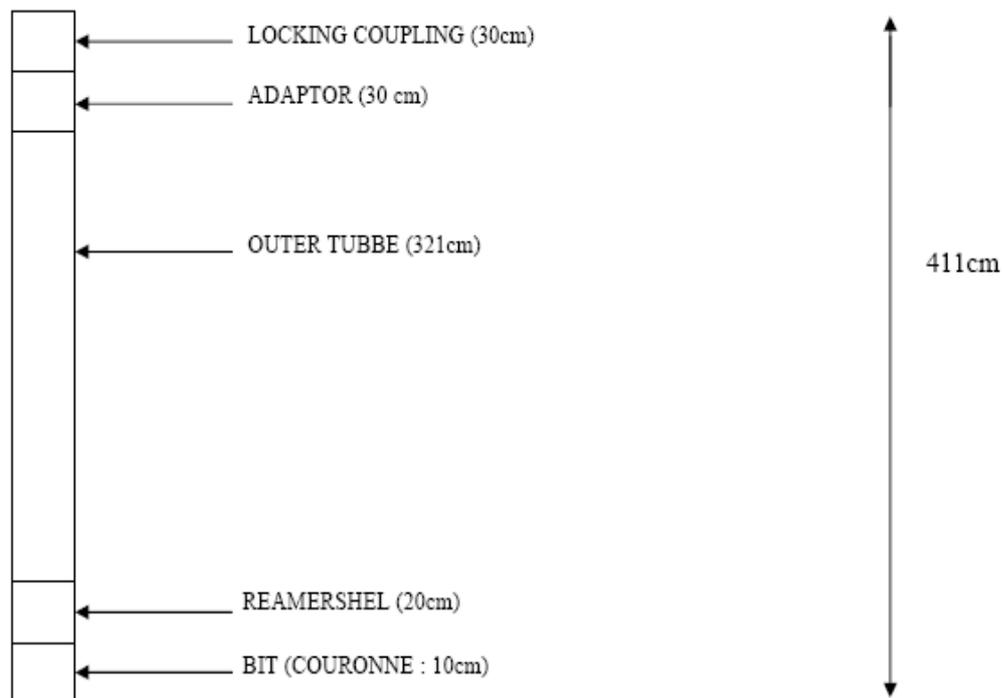


Fig.12: Schéma de la masse tige

Diamètre extérieur : 88.9mm

Diamètre intérieur : 77.8 mm

III. LES DIFFERENTES ETAPES LORS DE L'OPERATION DE FORAGE

L'opération de forage comprend plusieurs étapes ; avant de commencer le forage, il faut d'abord procéder quelques travaux tels que :

- Préparation de deux trous de 3m x3m et 1m de profondeur pour la boue de forage et pour l'alimentation en eau du forage s'il n'y a pas de rivière à proximité du forage.
- Préparation de la voie d'accès jusqu'au point de forage, et préparation du terrain pour qu'il soit à peu près horizontal, surtout au niveau du point de forage pour faciliter l'installation de la foreuse et le nivellement après.
- Au début de projet, la foreuse est chargée sur un camion BERLIET 6x6 pour le transport jusqu'au site où le forage aura lieu. A l'arrivée au site, on procède au déchargement de la foreuse, puisque celle-ci étant montée sur ski, difficile à manipuler et à mobiliser, cela peut prendre beaucoup de temps.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

- Mise en place de la foreuse sur le point de forage : la foreuse est tirée par le camion jusqu'au point de forage. Il faut bien préciser la direction du trou surtout pour un forage incliné.
- Nivellement : bien consulter que la foreuse est bien horizontale suivant la largeur et suivant la longueur. La vérification de l'horizontalité se fait à l'aide d'un niveau.
- Ensuite, vérifier l'inclinaison de la tour si elle a l'angle adéquat (90° pour un forage vertical et -50° pour un forage incliné). La vérification se fait à l'aide d'une boussole.
- Préparation de la boue de forage : faire remplir de l'eau la fosse pour boue de forage, créer une pression sur le bout du tuyau pour que l'eau soit sous pression en sortant de celui-ci et verser ensuite petit à petit la boue en simultanée avec l'eau sous pression pour l'homogénéisation de la boue jusqu'à l'obtention de la viscosité de la boue voulue.



Photo N° 3. Préparation de la boue de forage

- Raccordement des tuyaux : on utilise deux motopompes, l'un pour le pompage de l'eau utilisé pour le refroidissement de la pompe hydraulique, et l'autre pour le pompage de la boue de forage et aussi utiliser pour l'éjection de la chemise dans le carottier afin de récupérer la carotte pour chaque passe. Il faut vérifier que les circuits (boues et eaux) et les raccords entre tuyau- motopompe, tuyau-tuyau et motopompe- foreuse soient exacts.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

- Préparation des tiges, masse tige, couronne. Raccorder la couronne à la masse tige, faire entrer le carottier dans celle-ci, serrer la tête d'injection, faire circuler la boue de forage et ensuite démarrage du forage.



Photo N° 4. Préparation avant de commencer le forage

- Début de forage
- Suivi du forage et récupération des carottes
- Fin de forage
- Remblayage des fosses, remise en état du lieu et cimentation des bouches des trous de forage
- Déplacement de la foreuse vers le point de forage suivant. Elle est tirée à l'aide des câbles par un camion jusqu'au trou suivant.



Photo N° 5. Déplacement de la foreuse

IV. SUIVI DE LA CAMPAGNE DE FORAGE ET RECUPERATION DES CAROTTES

On a effectué deux types de forage : forage incliné (- 50°) et forage vertical.



Photo N° 6. Forage incliné



Photo N° 7. Forage vertical

L'objectif du forage était de pouvoir disposer d'un maximum d'informations concernant la structure du sous-sol. Il était donc convenu d'effectuer le sondage sur l'ensemble des couches traversées.

Le suivi des paramètres de forage consistait en un chronométrage précis des différentes passes, des manœuvres diverses et des temps d'attente.

Une description très succincte des carottes de forage, était également réalisée suite à leur observation à la sortie du carottier. L'analyse sur le chantier consistait à mesurer la longueur de la carotte récupérée et à décrire brièvement les structures géologiques observées.

Les faits divers se produisant en cours de passe (changement de couleur de la boue, blocage, avance anormalement faible...) étaient également répertoriés en fonction de la profondeur et mis en regard de toutes les autres informations recueillies.

IV.1. La boue de forage

On appelle boue de forage « eau + produit » qui permet de :

- dégager le fond du trou des cuttings produits par la dislocation des roches afin qu'à tout instant les éléments destructifs de l'outil de forage puissent travailler efficacement sur une surface intacte du terrain.
- évacuer les déblais vers la surface pour éviter que ces déblais s'accumulent dans le trou, provoquant ainsi un coincement du train de sonde.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

- refroidir et lubrifier le train de tige ou l'outil de forage pour atténuer le frottement entre les flancs latéraux de l'outil de forage avec le fond du trou et les parois, entre les parois externes du train de tige et les parois du trou, entre les éléments articulés de l'outil.
- fournir la pression hydrostatique soit pour éviter les parois du trou de s'ébouler, soit pour empêcher les fluides sous pression de certaines formations de pénétrer dans le trou et par suite provoquer une éruption.
- assurer la formation d'un cake au niveau des parois du trou, soit pour empêcher la phase liquide du fluide de pénétrer continuellement dans les formations fortement perméables, soit pour empêcher les fluides sous pression de certaines formations de pénétrer dans le trou de forage.

Pour qu'elle assure toutes ces fonctions, la boue de forage doit avoir les caractéristiques suivantes :

- caractéristiques hydrauliques tels que pression, débit et vitesse ;
- caractéristiques physico-chimiques qui sont : la densité, la viscosité dynamique, contenu de solide, thixotropie (propriété de coagulation de la boue de forage au repos).

La boue de forage est injectée en continu dans le trou pendant toute la durée du forage et le remplit lors des arrêts.

La boue est stockée dans un bassin à boue. Une pompe puissante aspire la boue dans le bac et l'envoi dans le train de sonde par l'intermédiaire de la colonne montante du flexible d'injection et de la tête d'injection, cette pompe est à double effet, c'est-à-dire aspirante et refoulante.

La boue sort au fond du trou par les événements de l'outil et remonte par l'espace annulaire chargé des déblais des formations forées. A la sortie du forage, la boue passe par un petit bassin de décantation destiné à débarrasser les déblais de roches qu'elle a remontés ; ensuite la boue retourne au bassin d'aspiration par une rigole.

Ce circuit est fermé et le cycle recommence de façon ininterrompue pendant le forage.

IV.2. Technique de carottage

Dans le carottage, la perforation consiste en ce que la couronne découpe un cylindre de roche. Le forage se fait par rotation du carottier. L'outil est constitué par une couronne d'attaque très résistante (couronne au diamant) fixée à la base d'un carottier du type wire-line n'exigeant pas la remontée du train de tige pour l'extraction de la carotte. Ce type de carottier

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

est préférable vu sa capacité d'exécution (rapidité de travail) et l'obtention des carottes non remaniés. Le carottage se fait à partir de la surface pour tous les forages verticaux et inclinés. Le poids sur l'outil étant de 3000 psi quelque soit le terrain à traverser et la vitesse de rotation de 10 à 15 tours par minute suivant le terrain à traverser. La vitesse moyenne d'avancement est de 1.5 m/h en terrain altéré et fissuré et de 1m/h en terrain sain.

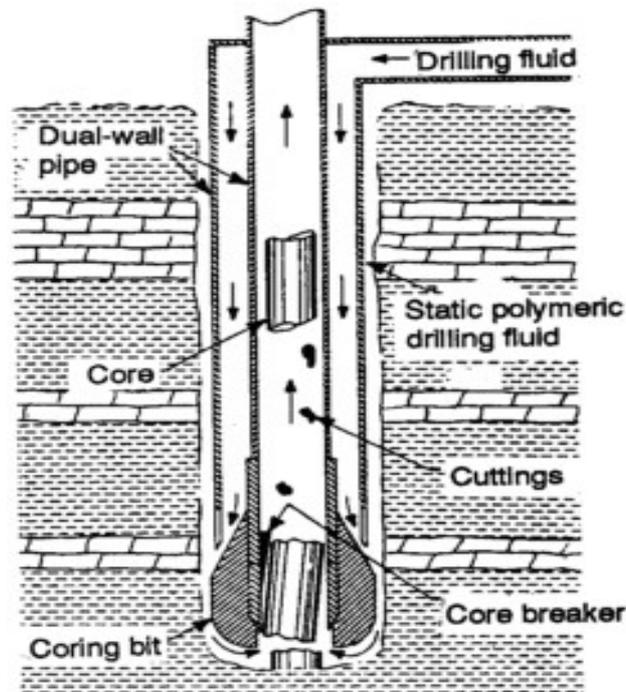


Fig.13: Confection de la carotte

Au début, on opère avec une circulation de boue puis on fait tourner lentement le train de tige. Ensuite, on accélère et on donne la puissance nécessaire. Lorsque le carottier est plein (ou lorsque l'on doit remonter), on arrête l'avancement.

On coupe la carotte par :

- un arrêt de rotation,
- une petite montée de quelques centimètres du train de sonde, ensuite une petite descente et une petite montée,
- une rotation de quelques secondes,
- arrêt de rotation.

Après, on enlève la tête d'injection afin qu'on puisse faire descendre la pince de repêchage à l'intérieur du train de sonde pour remonter le carottier. On fait remonter le carottier, l'extraction de la chemise du carottier se fait par l'intermédiaire de la pompe à boue par une pression avec la boue de forage qui va éjecter la chemise. Ainsi on peut récupérer les

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

carottes facilement et on les stocke dans des caisses munies des chiffres donnant la côte de prélèvement.



Photo N° 8.Extraction du carottier

Pour la manœuvre de remontée, le train de tiges est soulevé au moyen du treuil. Les tiges sont dévissées une à une ou deux à deux et stockées sur la porte tige. Le mouvement de remontée est arrêté par le maître foreur lorsque le joint à dévisser arrive en position au dessus de la surface du sol. Les ouvriers calent le train de tiges et mettent les clés à mâchoires en position de déblocage. L'accrocheur décroche la tige et la stocke avec les précédents.

Lors du manœuvre de descente, les tiges sont vissées une à une ou deux par deux. Dès qu'une tige a été bloquée sur la précédente, le train de sonde est descendu dans le trou. L'élévateur est remonté jusqu'à la passerelle d'accrochage au moyen d'un treuil. Pendant ce temps, un ouvrier graisse le filetage du demi -joint mâle jusqu'au demi - joint femelle de la tige précédente, mettent les deux filetages en contact par une légère descente, faire tourner lentement pour le serrage ; la tige supérieure est vissée sur la tige inférieure et après bloquée avec les clés de serrage.

Pour la bonne marche de l'exécution du carottage, les paramètres de forage recommandés et la boue de forage jouent un rôle important.

Pour le suivi des mesures, le nombre de tige, la longueur de la passe et le taux de récupération ; on les note dans un tableau.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Voici par exemple un tableau de suivi pendant le forage du trou BSK- DDH-06-02 (90°) :

| N° rods | Total rods | S/Up (m) | From.(m) | To (m) | Run(m) | L Core(m) | CCover(%) | Remark |
|---------|------------|----------|----------|--------|--------|-----------|------------|--|
| | | 3,31 | 0 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 100 | 14/12/06 |
| | | 2,51 | 0,8 | 2,15 | 1,35 | 1,21 | 89,6296296 | 13h40 : start drilling |
| | | 1,16 | 2,15 | 3,31 | 1,16 | 0,65 | 56,0344828 | |
| 1 | 6,31 | 3 | 3,31 | 4,51 | 1,2 | 1,2 | 100 | |
| | | 1,8 | 4,51 | 6,03 | 1,52 | 1,5 | 98,6842105 | |
| 2 | 9,31 | 3,28 | 6,03 | 7,91 | 1,88 | 1,62 | 86,1702128 | |
| | | 1,4 | 7,91 | 9,31 | 1,4 | 1,37 | 97,8571429 | |
| 3 | 12,31 | 3 | 9,31 | 11,11 | 1,8 | 1,8 | 100 | 17h30 : stop drilling |
| | | 1,2 | 11,11 | 12,36 | 1,25 | 1,25 | 100 | 15/12/06 |
| 4 | 15,31 | 2,95 | 12,36 | 14,51 | 2,15 | 2,15 | 100 | |
| 5 | 18,31 | 3,8 | 14,51 | 16,51 | 2 | 1,75 | 87,5 | 6h-6h15 :preparation |
| | | 1,8 | 16,51 | 17,81 | 1,3 | 1,2 | 92,3076923 | 6h15:strart drilling |
| 6 | 21,31 | 3,5 | 17,81 | 19,71 | 1,9 | 1,9 | 100 | |
| | | 1,6 | 19,71 | 21,31 | 1,6 | 1,6 | 100 | |
| 7 | 24,31 | 3 | 21,31 | 24,31 | 3 | 3 | 100 | |
| 8 | 27,31 | 3 | 24,31 | 27,31 | 3 | 3 | 100 | |
| 9 | 30,31 | 3 | 27,31 | 30,31 | 3 | 3 | 100 | |
| 10 | 33,31 | 3 | 30,31 | 33,31 | 3 | 3 | 100 | |
| 11 | 36,31 | 3 | 33,31 | 36,11 | 2,8 | 2,8 | 100 | |
| 12 | 39,31 | 3,2 | 36,11 | 39,16 | 3,05 | 3,05 | 100 | Pullingrods,change bit |
| 13 | 42,31 | 3,15 | 39,16 | 42,19 | 3,03 | 3,03 | 100 | |
| 14 | 45,31 | 3,12 | 42,19 | 45,21 | 3,02 | 3,02 | 100 | |
| 15 | 48,31 | 3,1 | 45,21 | 46,66 | 1,45 | 1,45 | 100 | |
| | | 1,65 | 46,66 | 47,46 | 0,8 | 0,8 | 100 | 17h30 : stop drilling |
| 16 | 51,31 | 0,85 | 47,46 | 50 | 2,54 | 2,54 | 100 | 6h-6h15 :preparation 6h15:strart drilling |
| | | | | | | | | 17h25:end drilling to 50.00m |

Tableau.4: Données pour le suivi de forage BSK-DDH-06-02(-90°)

Voici les profondeurs des 8 trous effectués :

BSK-DDH-06-01: forage incliné -50°:50.54m

BSK-DDH-06-02: forage vertical: 50.00m

BSK-DDH-06-03: forage vertical: 78.51m

BSK-DDH-06-04: forage incliné-50°: 50.00m

BSK-DDH-06-05: forage incliné-50°: 50.00m

BSK-DDH-06-06: forage incliné-50°: 50.00m

BSK-DDH-06-07: forage incliné-50°: 50.05m

BSK-DDH-06-08: forage vertical: 50.00m

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Pour le forage BSK-DDH-06-03, à la profondeur de 50 m, on a eu encore une bonne minéralisation en pyrite et en chalcopryrite donc on a décidé de continuer le forage un peu plus profond.

IV.3. Récupération des carottes :

La carotte est un échantillon des couches géologiques traversées par l'instrument de forage. Retirée du tube, la carotte donne la composition du sol à une profondeur déterminée.

Elle est l'image fidèle du terrain traversé : sa récupération revêt donc une grande importance.

Le taux de récupération est l'un des facteurs qui déterminent la valeur des échantillons. Afin d'obtenir un taux de récupération intéressant, le foreur doit prendre un certain nombre de précautions.

En présence de roches altérées ou fissurées, on a des débris des roches comme carotte, qui ne sont pas évidemment bien arrangés dans le carottier donc difficile à pousser. Ainsi, l'avancement pourrait être nul ou très lent et que par suite des vibrations de train de tige, il est fort probable que les débris tombent au fond du trou et peuvent être rebroyés par l'outil. Par conséquent, la récupération diminue.

Quand il y a alternance de couches dures et tendres, le carottier est nécessairement bourré puisque la carotte de la roche tendre ne peut pas pousser celle de la roche dure. De ce fait, il pourrait y avoir un avancement sans que la longueur de la carotte augmente. Donc mieux vaut faire directement la manœuvre de remontée.

Monter le carottier lorsqu'il est plein.

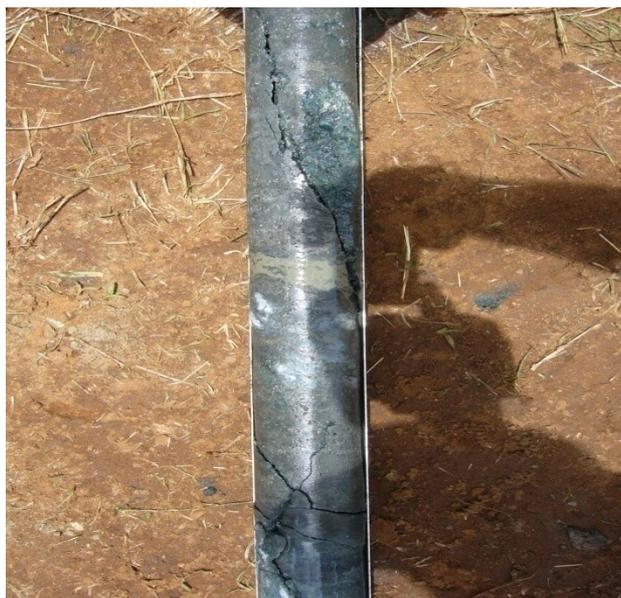


Photo N° 9. Carotte dans la chemise du carottier

IV.5. Rangements des carottes

Les carottes récupérées, de 6cm de diamètre, passent directement du carottier à la caisse de rangement, 10cm x100 cm x 40cm, où elles sont disposées de gauche à droite en commençant par la tête de la carotte (début de passe). Pour chaque caisse, le sens de rangement sera indiqué par des flèches marquées sur les bords supérieur et inférieur de la caisse, ainsi que sur la carotte même. Les carottes pour chaque passe seront séparées les unes des autres par un taquet cubique en bois sur lequel seront portées les indications de fin de passe.



Photo N° 10. Rangement de la carotte

Avant de fermer la caisse, inscrire sur les deux faces de côté et sur le couvercle, qui restera visible après stockage :

- le nom du chantier (BSK)
- le travail effectué (DDH)
- l'année de l'exécution du projet (06)
- le numéro du forage (ex : 01)
- le numéro de la caisse (ex : Box 01)
- les côtes de début et de fin de distance carottée dans la caisse (ex : From. 0.00m to 3.80m)
- Enfin clouer ou visser la caisse.

Le transport des caisses contenant les carottes se fait par des pick-up jusqu'à Tuléar, là où on a fait les premiers loggings et échantillonnages.

IV.6. Le taux de récupération des carottes :

On appelle taux de récupération le rapport entre la quantité d'échantillons extraits et la quantité hypothétique de roches correspondante à l'intervalle carotté. L'obtention d'une bonne récupération est très importante, étant donné le caractère improductif du carottage. En effet, le carottage est une opération très coûteuse en comparaison avec le forage classique or l'exactitude de la documentation dépend de la qualité d'échantillon récolté. Une récupération insuffisante compromet souvent l'interprétation.

IV.7. Problèmes rencontrés lors de l'opération de forage :

- Le carottier est quelques fois bloqué surtout lors d'un forage incliné, ça entraîne une perte de beaucoup de temps car pour l'enlever, on doit remonter tout le train de tige si on n'arrive pas à le sortir.
- Nivellement : il est plus difficile surtout pour ce type de foreuse car il prend beaucoup de temps donc il faudrait d'en monter des vérins hydrauliques sur chaque côté de la foreuse pour faciliter le nivellement.
- La tige d'entraînement est souvent brisée et qui entraîne une perte de temps pour son remplacement.
- La pompe hydraulique était en panne pendant le forage numéro 5 et on a perdu quelques jours pour la réparation.
- Le déplacement de la foreuse est beaucoup plus difficile surtout quand il pleut. Bien qu'il soit sur ski, donc pour le déplacement, il faudrait qu'on le tire avec le camion et cela prend beaucoup de temps car le camion patine dans la boue. Donc on propose que pour faciliter le déplacement, il faut inventer des roues ou une chenille pour la foreuse.

IV.8. Les avantages de cette technique sont les suivants :

a) Gain de temps :

Les carottiers au câble sont des carottiers doubles dont le tube intérieur, réceptacle de la carotte, peut être remonté à la surface au travers du train de tiges à l'aide d'un câble, d'une pince de repêchage (over shot) et d'un treuil auxiliaire, tandis que la couronne et le tube extérieur du carottier restent dans le trou foré. Cette suppression de manœuvres de tiges se traduit par une amélioration considérable de rendement.

b) Meilleure récupération des carottes :

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Les carottiers au câble utilisés sont munis d'un dispositif qui permet de détecter en surface, par augmentation de pression indiquée sur un manomètre, tout blocage de la carotte à l'intérieur du tube intérieur. La détection de ce blocage permet au foreur de remonter la carotte avant que celle-ci ne soit détériorée ou détruite par érosion.

c) Réduction de difficultés de forage

Les tiges laissées en permanence dans le trou pendant la remontée du tube intérieur font office de tubage et empêchent les éboulements lors de l'arrêt de la circulation de fluide. Dans des terrains plus ou moins altérés ou fracturés, la double enveloppe permet, lors de la sortie de la carotte, de garder les différents morceaux de terrain dans leur position d'origine. Ceci permet de faciliter l'étude structurale des terrains traversés.

VI. ECHANTILLONNAGE DES SOLS

Une ligne d'échantillon du sol a été effectuée afin de vérifier si cette technique d'exploration était adéquate sur la prospection.

VI.1 PRINCIPE

La prise d'échantillon se fait suivant des lignes perpendiculaires à la stratigraphie. La prise d'échantillon se fait tous les dix mètres.

VI.2 COMMENT PRELEVER DES ECHANTILLONS DE SOL

- Creuser un trou carré de 25 à 30 cm de côté et à peu près 30 cm de profondeur.
- Au bout de 30 cm, on aura un changement de couleur du sol et on commence l'échantillonnage, la partie supérieure est peut être des alluvions récents.
- Tamiser le sol avec un tamis de 1mm pour que les formations inférieures à 1 mm soient conservées.
- Mettre chaque échantillon dans des petits sacs et les sacs contenant les échantillons de sol doivent porter les numéros de l'échantillon (ex : BSKS 001)

Pour les échantillons de sol, une analyse multiélémentaire (33 éléments) a été demandée. L'or n'est pas analysé, mais les Cu, Zn et Ag présents dans les minéraux doivent permettre de mettre en évidence de zone anormale.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

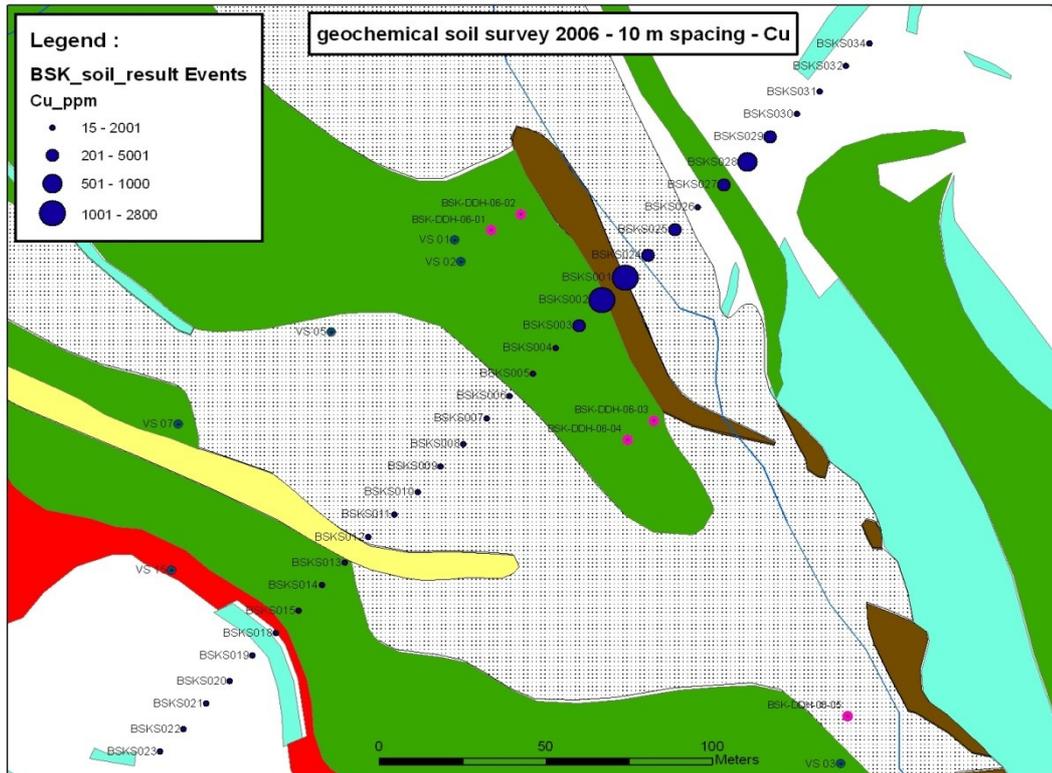


Fig.15: Répartition des teneurs en Cu par analyse du sol

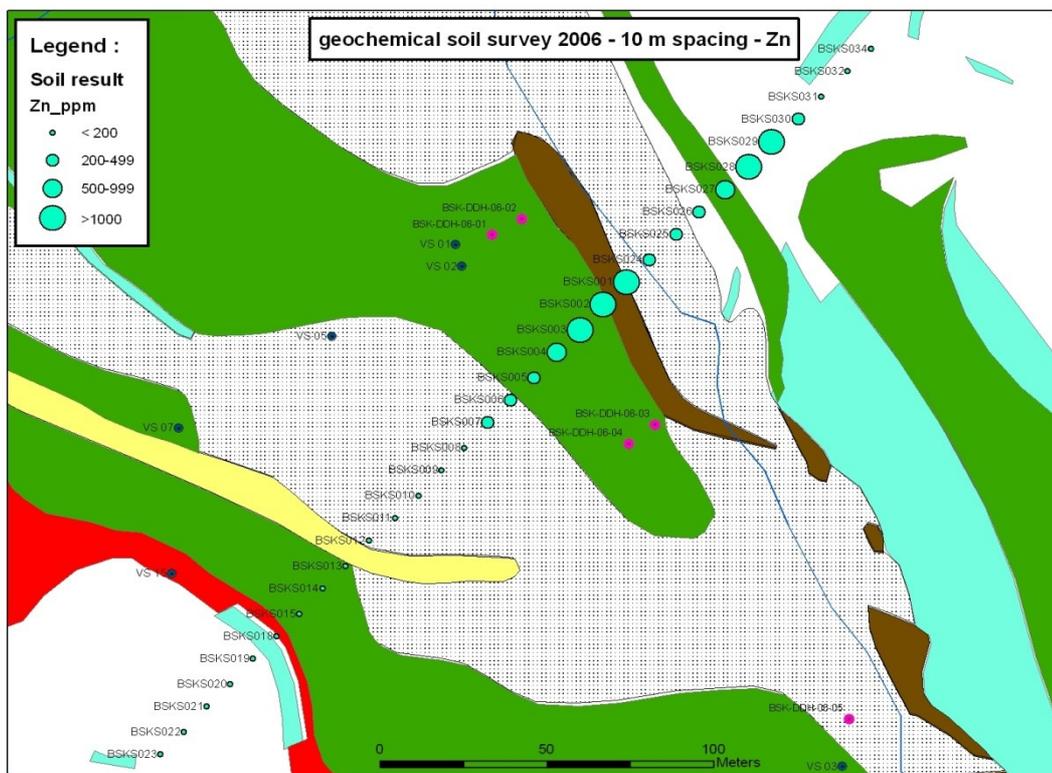


Fig.16: Répartition des teneurs en Zn par analyse du sol

Chap.4 : LOGGING ET ECHANTILLONNAGE

I. LOGGING : EXAMEN DES CAROTTES - ETABLISSEMENT DE LA COUPE DU SONDAGE

Après avoir remonté les carottes du trou, avant de les mettre dans la caisse, on commence par mesurer la longueur de carotte récupérée par passe, le rapport entre les deux chiffres donnant le taux de récupération. Cette mesure doit être faite le plus rapidement possible après la sortie des carottes, afin de pouvoir demander dans les meilleurs délais au foreur de prendre les mesures nécessaires en cas de mauvais carottage.

Avant l'échantillonnage, on procède à l'examen pétrographique, minéralogique et structural de chaque passe, on prend aussi la photo de chaque caisse, sec et mouillé, avec les côtes de début et fin de chaque passe et ceux de chaque caisse, le couvercle est mis à proximité. En général, on note tous les renseignements sur un carnet ou un cahier de terrain avant de les reporter sur le document définitif que constitue le log de sondage. Il convient de remarquer que, dans le domaine structural, la seule mesure possible d'un plan est celle de sa pente par rapport à l'axe de la carotte ; la direction et le pendage réels des formations géologiques sont totalement indéterminés à l'exception de ceux perpendiculaires à l'axe du sondage.

Après examen, la succession des couches sont comme suit de haut en bas :

- Terre végétale et sable
- Gneiss à grenat et à biotite
- Amphibolite altérée non minéralisée suivie de l'amphibolite altérée minéralisée
- Roche saine minéralisée: amphibolite avec veine de quartz verte minéralisée en sulfure (pyrite, chalcopyrite visibles à l'œil nu)
- Métavolcanite fésique
- Pegmatite

II. ECHANTILLONNAGES: PRELEVEMENT D'ECHANTILLONS DE CAROTTES

Après un premier examen qui permettra d'établir la coupe et de repérer la minéralisation, les carottes sont coupées en deux dans le sens de la longueur. Une moitié est gardée comme témoin, l'autre est utilisée pour des analyses.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

L'appareil pour couper les carottes est la scie à carotte qui est équipée d'un disque diamanté pouvant couper les morceaux de carottes, même les plus durs. Le disque refroidi par l'eau pendant la coupe, est entraîné par un moteur électrique.



Photo N° 11.Scie à carotte

On passe ensuite à l'échantillonnage des carottes d'une manière suivante : on prend comme échantillon l'une des parties de la carotte sciée, la longueur de passe pour chaque échantillon se fait tous les 1m dans la zone minéralisée et tous les 1.5m dans la zone non minéralisée. Chaque échantillon est placé dans un sac accompagné d'une étiquette en aluminium sur laquelle le numéro de l'échantillon est inscrit. On note sur ce sac le numéro de l'échantillon qu'il contient (ex : BSKC 001). Ensuite, on procède au rangement des échantillons pour faciliter le transport, c'est-à-dire on met les échantillons en paquets de dix dans un sac, et on inscrit sur le chaque les numéros des échantillons qu'il contient (ex : BSKC 001 à BSKC 010)

L'autre partie des carottes est conservée dans les caisses. Il est très important de les garder pour vérification en cas de contrôle par des partenaires ou des consultants indépendant.

Il est très important de prendre note de tous les renseignements concernant chaque échantillon (numéro de forage, profondeur,...).

On insère de façon aléatoire dans la série des échantillons des blancs, des doublons et des standards pour le contrôle de la qualité.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Les blancs sont des échantillons de quartz purs pour vérifier que le laboratoire ne donne pas des résultats erronés, c'est-à-dire, en les analysant, on ne doit avoir au résultat que de la silice.

Les doublons sont des échantillons identiques. Ils sont utilisés pour vérifier l'exactitude des résultats d'analyse en laboratoire. On doit obtenir le même résultat sur l'échantillon et son doublon.

Les standards sont des échantillons de labradorite utilisés pour vérifier qu'après analyse on retrouve les mêmes résultats que ceux qui ont été obtenus auparavant.

Voici à titre d'exemple l'échantillonnage des deux premiers trous BSK-DDH-06-01 et BSK-DDH-06-02 :

| Samples | From | To | Intervalle |
|----------|-----------------|-------|------------|
| BSKC 001 | 0,5 | 2 | 1,5 |
| BSKC 002 | 2 | 3,5 | 1,5 |
| BSKC 003 | 3,5 | 4,67 | 1,17 |
| BSKC 004 | 4,67 | 5,7 | 1,03 |
| BSKC 005 | STANDARD | | |
| BSKC 006 | 5,7 | 7,1 | 1,4 |
| BSKC 007 | 7,1 | 9 | 1,9 |
| BSKC 008 | 9 | 10,5 | 1,5 |
| BSKC 009 | 10,5 | 12,2 | 1,7 |
| BSKC 010 | 12,2 | 13 | 0,8 |
| BSKC 011 | 13 | 14 | 1 |
| BSKC 012 | DUPLICATE DE 11 | | |
| BSKC 013 | 14 | 15,2 | 1,2 |
| BSKC 014 | BLANCK | | |
| BSKC 015 | 15,2 | 16 | 0,8 |
| BSKC 016 | 16 | 17 | 1 |
| BSKC 017 | 17 | 18 | 1 |
| BSKC 018 | BLANCK | | |
| BSKC 019 | 18 | 19,1 | 1,1 |
| BSKC 020 | 19,1 | 19,8 | 0,7 |
| BSKC 021 | 19,8 | 20,5 | 0,7 |
| BSKC 022 | 20,5 | 21,5 | 1 |
| BSKC 023 | 21,5 | 22,5 | 1 |
| BSKC 024 | 22,5 | 23,5 | 1 |
| BSKC 025 | 23,5 | 24,5 | 1 |
| BSKC 026 | 24,5 | 25,5 | 1 |
| BSKC 027 | 25,5 | 26,5 | 1 |
| BSKC 028 | 26,5 | 27,5 | 1 |
| BSKC 029 | DUPLICATE DE 28 | | |
| BSKC 030 | 27,5 | 28,6 | 1,1 |
| BSKC 031 | 28,6 | 29,6 | 1 |
| BSKC 032 | 29,6 | 30,65 | 1,05 |
| BSKC 033 | 30,65 | 31,5 | 0,85 |

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

| | | | |
|----------|-----------------|-------|------|
| BSKC 034 | 31,5 | 32,1 | 0,6 |
| BSKC 035 | 32,1 | 33,35 | 1,25 |
| BSKC 036 | 33,35 | 34,5 | 1,15 |
| BSKC 037 | 34,5 | 35,65 | 1,15 |
| BSKC 038 | 35,65 | 37 | 1,35 |
| BSKC 039 | 37 | 38,5 | 1,5 |
| BSKC 040 | 38,5 | 40 | 1,5 |
| BSKC 041 | 40 | 41,5 | 1,5 |
| BSKC 042 | 41,5 | 43 | 1,5 |
| BSKC 043 | 43 | 44,5 | 1,5 |
| BSKC 044 | 44,5 | 46 | 1,5 |
| BSKC 045 | 46 | 47,5 | 1,5 |
| BSKC 046 | 47,5 | 49 | 1,5 |
| BSKC 047 | 49 | 50,5 | 1,5 |
| BSKC 048 | 50,5 | 52 | 1,5 |
| BSKC 049 | 52 | 53,5 | 1,5 |
| BSKC 050 | 53,5 | 54,4 | 0,9 |
| BSKC 051 | STANDARD | | |
| BSKC 052 | 0,7 | 3,3 | 2,6 |
| BSKC 053 | 3,3 | 4,5 | 1,2 |
| BSKC 054 | 4,5 | 6,03 | 1,53 |
| BSKC 055 | 6,03 | 6,9 | 0,87 |
| BSKC 056 | 6,9 | 7,8 | 0,9 |
| BSKC 057 | 7,8 | 8,35 | 0,55 |
| BSKC 058 | 8,35 | 9,35 | 1 |
| BSKC 059 | 9,35 | 10,5 | 1,15 |
| BSKC 060 | 10,5 | 11,5 | 1 |
| BSKC 061 | 11,5 | 12,5 | 1 |
| BSKC 062 | 12,5 | 13,5 | 1 |
| BSKC 063 | DUPLICATE DE 62 | | |
| BSKC 064 | 13,5 | 14,5 | 1 |
| BSKC 065 | 14,5 | 15,6 | 1,1 |
| BSKC 066 | 15,6 | 17,2 | 1,6 |
| BSKC 067 | 17,2 | 18,2 | 1 |
| BSKC 068 | 18,2 | 19,2 | 1 |
| BSKC 069 | 19,2 | 20,2 | 1 |
| BSKC 070 | 20,2 | 21,2 | 1 |
| BSKC 071 | 21,2 | 22,2 | 1 |
| BSKC 072 | 22,2 | 23,2 | 1 |
| BSKC 073 | 23,2 | 24,2 | 1 |
| BSKC 074 | 24,2 | 25,2 | 1 |
| BSKC 075 | STANDARD | | |
| BSKC 076 | 25,2 | 26,2 | 1 |
| BSKC 077 | 26,2 | 27,2 | 1 |
| BSKC 078 | 27,2 | 28,2 | 1 |
| BSKC 079 | 28,2 | 29,2 | 1 |
| BSKC 080 | 29,2 | 30,2 | 1 |
| BSKC 081 | 30,2 | 30,9 | 0,7 |

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

| | | | |
|----------|-----------------|-------|------|
| BSKC 082 | 30,9 | 32,15 | 1,25 |
| BSKC 083 | BLANCK | | |
| BSKC 084 | 32,15 | 33 | 0,85 |
| BSKC 085 | 33 | 34 | 1 |
| BSKC 086 | 34 | 35 | 1 |
| BSKC 087 | 35 | 36 | 1 |
| BSKC 088 | 36 | 37 | 1 |
| BSKC 089 | 37 | 38 | 1 |
| BSKC 090 | 38 | 39 | 1 |
| BSKC 091 | 39 | 40 | 1 |
| BSKC 092 | 40 | 40,9 | 0,9 |
| BSKC 093 | 40,9 | 42 | 1,1 |
| BSKC 094 | 42 | 43 | 1 |
| BSKC 095 | DUPLICATE DE 94 | | |
| BSKC 096 | 43 | 43,8 | 0,8 |
| BSKC 097 | 43,8 | 45 | 1,2 |
| BSKC 098 | 45 | 46 | 1 |
| BSKC 099 | 46 | 47 | 1 |
| BSKC 100 | 47 | 48 | 1 |
| BSKC 101 | 48 | 49 | 1 |
| BSKC 102 | 49 | 50 | 1 |
| BSKC 103 | BLANCK | | |

Tableau.5: Echantillonnage des trous BSK-DDH-06-01 et BSK-DDH-06-02

III. PREPARATION DES ECHANTILLONS A ENVOYER POUR ANALYSE

Les blancs, doublons et standards ne seront pas préparés que lorsqu'on a fini le broyage des échantillons.

Les échantillons seront envoyés à Antananarivo où on y fait leur préparation pour qu'ils soient prêts pour l'analyse au laboratoire. On broie les échantillons et prélever un poids inférieur à 800g de chaque échantillon par quartage.

L'opération de broyage et de quartage s'est déroulée au BRGM à Ampandrianomby

III.1. BROYAGE

La machine pour faire le broyage est un broyeur à mâchoires pour roche. Elle est entraînée par un moteur électrique. La taille des grains obtenus est inférieure à 1cm.

Il faut nettoyer le broyeur après broyage de chaque échantillon pour éviter la contamination des uns par les autres, on souffle avec de l'air comprimé et parfois on démonte la mâchoire pour le nettoyage.



Photo N° 12. Broyeur à mâchoire de la BRGM

III.2. QUARTAGE

Après le broyage, on passe au quartage pour prélever de nouveau un poids inférieur à 800g de chaque échantillon. De même que pour le broyeur, on nettoie l'appareil à chaque passage d'un échantillon pour éviter la contamination.



Photo N° 13. Quartage des échantillons

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Ensuite, on range l'échantillon prélevé dans un sachet, accompagné d'une étiquette en aluminium sur laquelle est écrit le numéro de l'échantillon et le reste sera mis dans un autre sachet. Après on les met en paquets de dix pour faciliter le transport.



Photo N° 14. Echantillon blanc



Photo N° 15. Echantillon prêt à envoyer

Tous les échantillons ont été envoyés aux laboratoires d'ALS-Chemex à Johannesburg, Afrique du Sud pour l'analyse des métaux précieux.

IV. PRESENTATION DES RESULTATS APRES ANALYSE AU LABORATOIRE

Tous les échantillons ont été soumis aux laboratoires d'ALS-Chemex à Johannesburg, Afrique du Sud où on les a analysé afin de déterminer les teneurs en métaux et en utilisant le procédé ICP-AES (Inductively Coupled Plasma Atomic Emission Spectroscopy).

Les échantillons avec le cuivre ou le zinc > 10.000 ppm ou argent >10 ppm sont réanalysé en utilisant le procédé d'ICP avec un épuisement de regia d'aqua.

Voici les analyses multiélémentaires qu'on a utilisées :

- pour les roches et carotte (exploration) : Au ICP21 – MEICP 41
- pour les sols : MEICP 41
- pour la Lithogéochimie : analyses plus précises incluant les éléments majeurs (XRF06-ME-MS81) pour des études plus scientifiques (nature du protolithe, altération ...)

Le 08 février 2007, on a eu des premiers résultats des analyses effectuées à partir des carottes issues de 3 sur 8 trous de forage.

Récapitulations :

Trou BSK-06-01 : on a 15.3 m de minéralisation avec 0.6% de Cu, 0.7g/t d'Au, 0.2% de Zn et 11.5 g/t d'Ag, y compris une section de 0.7 m évaluant le Cu de 8.1 %, l'Au de 1.1 g/t, le Zn de 3.0%, et 166 g/t d'Ag.

Trou BSK-06-02 : on a 21.4 m de minéralisation avec 0.7% de Cu, 0.3g/t d'Au, 0.4% de Zn et 11.4 g/t d'Ag.

Trou BSK-06-03 : on a 21.5m de minéralisation avec 0.7% de Cu, 0.5g/t d'Au, le 1.1% de Zn et 21.4 g/t d'Ag ; aussi bien des 5.0 m additionnel évaluant 1.1 g/ d'Au et 7.0 g/t d'Ag.

Ces premiers résultats de forage du gisement polymétallique de Besakoa sont encourageants. Ces résultats obtenus sur l'épaisseur des zones minéralisées sont nettement meilleurs par rapport à ceux obtenus au cours des forages réalisés durant les années 50. Ils fournissent une indication du potentiel en métal non précieux du périmètre de Besakoa, qui en outre a encore 8 autres occurrences gossans non essayées. Deux de ces gossans sont situés à moins de 200 mètres avec une anomalie forte de Cu-Zn en sédiments de mica, ce qui confirment les résultats anciennement établis.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Les résultats des 3 premiers trous qui se réfèrent à une section de 80 m du périmètre de Besakoa sont décrits dans les tableaux suivants :

| BSK-DDH-06-01 | | | | | | | | |
|----------------------|-----------------|---------------|-------------------|--|---------------|---------------|-------------|-------------|
| | From (m) | To (m) | Length (m) | | Au g/t | Ag g/t | Cu % | Zn % |
| Highlight | 12.20 | 27.50 | 15.30 | | 0.72 | 11.53 | 0.58 | 0.20 |
| <i>including</i> | 12.20 | 15.20 | 3.00 | | 1.94 | 3.13 | 0.82 | 0.50 |
| <i>including</i> | 19.80 | 20.50 | 0.70 | | 1.63 | 88.50 | 0.18 | 0.20 |
| <i>including</i> | 24.50 | 27.50 | 3.00 | | 0.79 | 15.77 | 1.06 | - |

Tableau.6: Résultats récapitulatifs d'analyse du premier trou de forage

| BSK-DDH-06-02 | | | | | | | | |
|----------------------|-----------------|---------------|-------------------|--|---------------|---------------|-------------|-------------|
| | From (m) | To (m) | Length (m) | | Au g/t | Ag g/t | Cu % | Zn % |
| Highlight | 7.80 | 29.20 | 21.40 | | 0.27 | 11.41 | 0.68 | 0.44 |
| <i>including</i> | 17.20 | 29.20 | 12.00 | | 0.28 | 16.50 | 0.95 | 0.59 |
| <i>In Addition</i> | 30.20 | 30.90 | 0.70 | | 0.07 | 4.30 | 0.26 | 2.33 |
| <i>In Addition</i> | 32.15 | 33.00 | 0.85 | | 0.76 | 5.20 | 0.27 | - |
| <i>In Addition</i> | 40.90 | 43.80 | 2.90 | | 0.26 | 12.12 | 0.52 | - |
| <i>In Addition</i> | 49.00 | 50.00 | 1.00 | | 0.57 | 1.90 | - | - |

Tableau.7: Résultats récapitulatifs d'analyse du second trou de forage

| BSK-DDH-06-03 | | | | | | | | |
|----------------------|-----------------|---------------|-------------------|--|---------------|---------------|-------------|-------------|
| | From (m) | To (m) | Length (m) | | Au g/t | Ag g/t | Cu % | Zn % |
| Highlight | 48.25 | 69.70 | 21.45 | | 0.51 | 21.44 | 0.69 | 1.12 |
| <i>including</i> | 49.40 | 50.20 | 0.80 | | 0.10 | 5.30 | 0.24 | 6.48 |
| | 50.20 | 51.20 | 1.00 | | 0.88 | 21.70 | 0.65 | 1.08 |
| <i>including</i> | 52.50 | 53.00 | 0.50 | | 0.14 | 11.30 | 0.42 | 3.68 |
| <i>including</i> | 54.00 | 55.00 | 1.00 | | 1.25 | 26.60 | 1.29 | 1.6 |
| | 55.00 | 56.00 | 1.00 | | 0.30 | 18.90 | 0.54 | 2.03 |
| | 56.00 | 57.00 | 1.00 | | 0.26 | 16.80 | 0.52 | 1.23 |
| <i>including</i> | 68.35 | 69.00 | 0.65 | | 1.08 | 166.00 | 8.13 | 2.97 |
| | 69.00 | 69.70 | 0.70 | | 0.33 | 16.00 | 0.46 | 2.49 |
| | From (m) | To (m) | Length (m) | | Au g/t | Ag g/t | Cu % | Zn % |
| Highlight | 72.00 | 77.00 | 5.00 | | 1.10 | 7.02 | - | - |
| <i>including</i> | 73.00 | 74.00 | 1.00 | | 1.98 | 16.50 | - | - |
| <i>including</i> | 75.00 | 76.00 | 1.00 | | 2.55 | 11.7 | | |
| <i>In Addition</i> | 12.90 | 16.00 | 3.10 | | 0.78 | 6.42 | 0.51 | 0.26 |
| <i>including</i> | 12.90 | 14.00 | 1.10 | | 1.74 | 13.10 | 0.57 | 0.30 |
| <i>In Addition</i> | 21.50 | 22.50 | 1.00 | | 0.14 | 6.50 | 0.16 | 6.28 |
| <i>In Addition</i> | 36.00 | 37.00 | 1.00 | | 0.48 | 12.50 | 0.55 | 0.11 |

Tableau.8: Résultats récapitulatifs d'analyse du troisième trou de forage

Le 22 Mars 2007, on a reçu les données additionnelles des analyses des échantillons des 5 trous restant parmi les 8 trous de programme de forage de Besakoa. On a intercepté 12.5m avec 0,6% de cuivre ; 0,9 g/t d'or ; 1,6% de zinc et 32,2 g/t d'argent.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Cette première phase du forage montre la continuité dans le modèle et l'épaisseur à travers la section entière sur une longueur de 380m examinée.

Récapitulations :

Trou BSK-06-04 : on a 7,5 m de minéralisation avec 0,6 % de Cu ; 0,7 g/t d' Au ; 0,5% de Zn et 5,6 g/t d' Ag

Trou BSK-06-05 : on a 12,5 m de minéralisation avec 0,6% de Cu ; 0,9 g/t d' Au ; 1,6% de Zn et 32,2 g/t d' Ag y compris une section de 2,8 m évaluant 1,3% de Cu ; 2,0 g/t d' Au; 0,7 % de Zn et 86,4 g/t d' Ag.

Trou BSK-06-06 : on a 7,5 m de minéralisation avec 0,3% de Cu ; 0,5 g/t d' Au ; 0,2% de Zn et 6,6 g/t d' Ag

Trou BSK-06-07 : on a 7,8 m de minéralisation avec 0,5% de Cu ; 0,4 g/t d' Au ; 0,7% de Zn et 11,5 g/t d' Ag

Trou BSK-06-08 : on a 9,2 m de minéralisation avec 0,3% de Cu ; 0,2 g/t d' Au ; 1,2% de Zn et 8,1 g/t d' Ag

Les forages ont été faits en faibles profondeurs (le maximum 78 m), avec trois trous verticaux, et cinq inclinés à -50°.

Tous les trous sont placés sur une section de longueur au-dessus de 380m de la périphérie de Besakoa et ont intersecté la minéralisation polymétallique.

Les résultats d'analyses des 5 trous restant sont décrits dans les tableaux ci-dessous :

| BSK-DDH-06-04 | | | | | | | | |
|------------------|----------|--------|--------------|--|----------|----------|--------|--------|
| | From (m) | To (m) | Interval (m) | | Au (g/t) | Ag (g/t) | Cu (%) | Zn (%) |
| | 12.00 | 19.50 | 7.50 | | 0.66 | 5.58 | 0.63 | 0.49 |
| <i>including</i> | 16.00 | 17.00 | 1.00 | | 2.16 | 7.60 | 0.79 | 0.70 |
| | 43.70 | 50.00 | 6.30 | | 0.22 | 9.08 | 0.42 | 0.78 |

Tableau.9: Résultats récapitulatifs d'analyse du quatrième trou de forage

| BSK-DDH-06-05 | | | | | | | | |
|------------------|----------|--------|--------------|--|----------|----------|--------|--------|
| | From (m) | To (m) | Interval (m) | | Au (g/t) | Ag (g/t) | Cu (%) | Zn (%) |
| | 11.50 | 12.50 | 1.00 | | 2.24 | 6.80 | 0.18 | 0.11 |
| | 17.50 | 18.20 | 0.70 | | 0.37 | 29.40 | 1.44 | 1.37 |
| | 29.00 | 41.50 | 12.50 | | 0.85 | 32.17 | 0.56 | 1.59 |
| <i>including</i> | 36.50 | 39.30 | 2.80 | | 2.03 | 86.36 | 1.32 | 0.73 |

Tableau.10: Résultats récapitulatifs d'analyse du cinquième trou de forage

| BSK-DDH-06-06 | | | | | | | |
|---------------|--|--|--|--|--|--|--|
|---------------|--|--|--|--|--|--|--|

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

| | From (m) | To (m) | Interval (m) | Au (g/t) | Ag (g/t) | Cu (%) | Zn (%) |
|------------------|----------|--------|--------------|----------|----------|--------|--------|
| | 8.50 | 16.00 | 7.50 | 0.52 | 6.55 | 0.25 | 0.20 |
| <i>including</i> | 11.50 | 12.50 | 1.00 | 1.68 | 12.30 | 0.18 | - |

Tableau.11: Résultats récapitulatifs d'analyse du sixième trou de forage

| BSK-DDH-06-07 | | | | | | | |
|------------------|----------|--------|--------------|----------|----------|--------|--------|
| | From (m) | To (m) | Interval (m) | Au (g/t) | Ag (g/t) | Cu (%) | Zn (%) |
| | 30.50 | 38.30 | 7.80 | 0.38 | 11.48 | 0.47 | 0.70 |
| <i>including</i> | 33.30 | 34.50 | 1.20 | 0.14 | 3.98 | 0.20 | 2.20 |
| <i>including</i> | 37.50 | 38.30 | 0.80 | 1.61 | 10.60 | 0.35 | - |

Tableau.12: Résultats récapitulatifs d'analyse du septième trou de forage

| BSK-DDH-06-08 | | | | | | | |
|------------------|----------|--------|--------------|----------|----------|--------|--------|
| | From (m) | To (m) | Interval (m) | Au (g/t) | Ag (g/t) | Cu (%) | Zn (%) |
| | 26.20 | 35.35 | 9.15 | 0.22 | 8.10 | 0.32 | 1.16 |
| <i>including</i> | 28.50 | 32.60 | 4.10 | 0.19 | 6.55 | 0.26 | 2.29 |

Tableau.13: Résultats récapitulatifs d'analyse du huitième trou de forage

Les nouvelles données géochimiques, par des analyses extérieures, obtenues récemment donnent au moins 3 autres cibles dans des limites de propriété avec des signatures très semblables au périmètre principale de Besakoa. Au moins une de ces cibles correspond au gossan qui se prolonge sur plus de 200m de longueur.

V. CONCLUSION

Ce programme de forage a été conçu pour confirmer les données historiques de forage et pour examiner le halo disséminé de sulfure autour de l'objectif principal de sulfure.

Les résultats de forage du gisement polymétallique de Besakoa sont encourageants. Ils sont nettement meilleurs par rapport à ceux obtenus au cours des forages réalisés durant les années 50.

Le périmètre de Besakoa montre un bon potentiel pour des découvertes d'autres gisements de type VMS.

Nous sommes aux premières phases de l'exploration à Besakoa, et la phase suivante du travail d'exploration pourrait mener à l'identification d'une ou plusieurs ressources polymétalliques importantes près de la surface ou en profondeur.

Partie II : Réalisation des travaux de prospection

Pour cette année, les plans de l'exploration de Majescor pour la propriété de Besakoa incluent:

- des forages additionnels pour prolonger les zones minéralisées connues en profondeur et le long du périmètre,
- un programme pour examiner d'autres occurrences de gossan;
- un aperçu électromagnétique et magnétique aéroporté profond-pénétrant;
- un prélèvement systématique de dépôt; tracer au sol; et prospection.

PARTIE III: ETUDE D'EXPLOITATION ET PROPOSITION D'UNE METHODE DE VALORISATION DU MINERAI

Chap. 1: ESTIMATION DES RESERVES

En général, les principaux paramètres utilisés pour le calcul de réserves sont les suivants :

- La puissance moyenne de la zone minéralisée
- La densité du minerai
- Le volume de la zone minéralisée
- La teneur moyenne en minerai

I. Calcul de la puissance moyenne du gisement :

$$e = \frac{\sum e_i}{n}$$

Avec e_i : puissance de la zone minéralisée interceptée

n : Nombre de trou de forage

e : puissance moyenne de la zone minéralisée

$$e_1 = 15.3m$$

$$e_2 = 26.85m \times \sin 50^\circ = 20.57m$$

$$e_3 = 32.65m \times \sin 50^\circ = 25.01m$$

$$e_4 = 14.8$$

$$e_5 = 17m$$

$$e_6 = 8.5m$$

$$e_7 = 7.8m$$

$$e_8 = 9.15m \times \sin 50^\circ = 7m$$

$$e = \frac{15.3 + 20.57 + 25.01 + 14.8 + 17 + 8.5 + 7.8 + 7}{8} = 14.5m$$

II. Le volume de la zone minéralisée

La longueur du champ d'exploitation est de 400m

$$V_g = L \times e \times h$$

Avec L: la longueur du champ d'exploitation

e: la puissance moyenne de la zone minéralisée

h: la longueur de la zone minéralisée suivant le pendage

$$V_g = 400 \times 14.5 \times (50 / \sin 50^\circ) = 379\,000m^3$$

III. Calcul des teneurs moyennes du gisement

| l_i (m) | c_i (Au g/t) | c_i (Ag g/t) | c_i (Cu %) | c_i (Zn %) | $l_i c_i$ (Au) | $l_i c_i$ (Ag) | $l_i c_i$ (Cu) | $l_i c_i$ (Zn) |
|-----------|----------------|----------------|--------------|--------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| 15,3 | 0,72 | 11,53 | 0,58 | 0,2 | 11,016 | 176,409 | 8,874 | 3,06 |
| 3 | 1,94 | 3,13 | 0,82 | 0,5 | 5,82 | 9,39 | 2,46 | 1,5 |
| 0,7 | 1,63 | 88,5 | 0,18 | 0,2 | 1,141 | 61,95 | 0,126 | 0,14 |
| 3 | 0,79 | 15,77 | 1,06 | | 2,37 | 47,31 | 3,18 | 0 |
| 21,4 | 0,27 | 11,41 | 0,68 | 0,44 | 5,778 | 244,174 | 14,552 | 9,416 |
| 12 | 0,28 | 16,5 | 0,95 | 0,59 | 3,36 | 198 | 11,4 | 7,08 |
| 0,7 | 0,07 | 4,3 | 0,26 | 2,33 | 0,049 | 3,01 | 0,182 | 1,631 |
| 0,85 | 0,76 | 5,2 | 0,27 | | 0,646 | 4,42 | 0,2295 | 0 |
| 2,9 | 0,26 | 12,12 | 0,52 | | 0,754 | 35,148 | 1,508 | 0 |
| 1 | 0,57 | 1,9 | | | 0,57 | 1,9 | 0 | 0 |
| 21,45 | 0,51 | 21,44 | 0,69 | 1,12 | 10,9395 | 459,888 | 14,8005 | 24,024 |
| 0,8 | 0,1 | 5,3 | 0,24 | 6,48 | 0,08 | 4,24 | 0,192 | 5,184 |
| 1 | 0,88 | 21,7 | 0,65 | 1,08 | 0,88 | 21,7 | 0,65 | 1,08 |
| 0,5 | 0,14 | 11,3 | 0,42 | 3,68 | 0,07 | 5,65 | 0,21 | 1,84 |
| 1 | 1,25 | 26,6 | 1,29 | 1,6 | 1,25 | 26,6 | 1,29 | 1,6 |
| 1 | 0,3 | 18,9 | 0,54 | 2,03 | 0,3 | 18,9 | 0,54 | 2,03 |
| 1 | 0,26 | 16,8 | 0,52 | 1,23 | 0,26 | 16,8 | 0,52 | 1,23 |
| 0,65 | 1,08 | 166 | 8,13 | 2,97 | 0,702 | 107,9 | 5,2845 | 1,9305 |
| 0,7 | 0,33 | 16 | 0,46 | 2,49 | 0,231 | 11,2 | 0,322 | 1,743 |
| 5 | 1,1 | 7,02 | | | 5,5 | 35,1 | 0 | 0 |
| 1 | 1,98 | 16,5 | | | 1,98 | 16,5 | 0 | 0 |
| 1 | 2,55 | 11,7 | | | 2,55 | 11,7 | 0 | 0 |
| 3,1 | 0,78 | 6,42 | 0,51 | 0,26 | 2,418 | 19,902 | 1,581 | 0,806 |
| 1,1 | 1,74 | 13,1 | 0,57 | 0,3 | 1,914 | 14,41 | 0,627 | 0,33 |
| 1 | 0,14 | 6,5 | 0,16 | 6,28 | 0,14 | 6,5 | 0,16 | 6,28 |
| 1 | 0,48 | 12,5 | 0,55 | 0,11 | 0,48 | 12,5 | 0,55 | 0,11 |
| 7,5 | 0,66 | 5,58 | 0,63 | 0,49 | 4,95 | 41,85 | 4,725 | 3,675 |
| 1 | 2,16 | 7,6 | 0,79 | 0,7 | 2,16 | 7,6 | 0,79 | 0,7 |
| 6,3 | 0,22 | 9,08 | 0,42 | 0,78 | 1,386 | 57,204 | 2,646 | 4,914 |
| 1 | 2,24 | 6,8 | 0,18 | 0,11 | 2,24 | 6,8 | 0,18 | 0,11 |
| 0,7 | 0,37 | 29,4 | 1,44 | 1,37 | 0,259 | 20,58 | 1,008 | 0,959 |
| 12,5 | 0,85 | 32,17 | 0,56 | 1,59 | 10,625 | 402,125 | 7 | 19,875 |
| 2,8 | 2,03 | 86,36 | 1,32 | 0,73 | 5,684 | 241,808 | 3,696 | 2,044 |
| 7,5 | 0,52 | 6,55 | 0,25 | 0,2 | 3,9 | 49,125 | 1,875 | 1,5 |
| 1 | 1,68 | 12,3 | 0,18 | | 1,68 | 12,3 | 0,18 | 0 |
| 7,8 | 0,38 | 11,48 | 0,47 | 0,7 | 2,964 | 89,544 | 3,666 | 5,46 |
| 1,2 | 0,14 | 3,98 | 0,2 | 2,2 | 0,168 | 4,776 | 0,24 | 2,64 |
| 0,8 | 1,61 | 10,6 | 0,35 | | 1,288 | 8,48 | 0,28 | 0 |
| 9,15 | 0,22 | 8,1 | 0,32 | 1,16 | 2,013 | 74,115 | 2,928 | 10,614 |
| 4,1 | 0,19 | 6,55 | 0,26 | 2,29 | 0,779 | 26,855 | 1,066 | 9,389 |
| 165,5 | | | | | 101,2945 | 2614,363 | 99,5185 | 132,8945 |

Tableau.14: Calcul des teneurs moyennes du gisement

$$C = \frac{\sum_i^n l_i c_i}{\sum_i^n l_i}$$

Avec C : Teneur moyenne en minéraux utiles

c_i : Teneur en minéraux utiles de l'échantillon i

l_i : Longueur de la minéralisation interceptée par le forage

$$C(Au) = \frac{\sum_i^n l_i c_i(Au)}{\sum_i^n l_i} = 0,61 \text{g/t}$$

$$C(Ag) = \frac{\sum_i^n l_i c_i(Ag)}{\sum_i^n l_i} = 15,8 \text{g/t}$$

$$C(Cu) = \frac{\sum_i^n l_i c_i(Cu)}{\sum_i^n l_i} = 0,6\%$$

$$C(Zn) = \frac{\sum_i^n l_i c_i(Zn)}{\sum_i^n l_i} = 0,8\%$$

La masse totale du minerai est :

$$M = V_g \times d$$

La densité du minerai est $d = 2.8$

$$M = 379\,000 \times 2.8$$

$$M = 1\,061\,000 \text{t}$$

IV. Calcul des quantités de minéraux utiles dans le gisement

Pour l'Or

$$Q(Au) = M \times C(Au) \\ = 1061000 \times 0.61$$

$$Q(Au) = 647210 \text{ g} = 0.65 \text{ t}$$

Pour l'Argent

$$Q(Ag) = M \times C(Ag) \\ = 1061000 \times 15.8$$

Partie III : Etude d'exploitation et proposition d'une méthode de valorisation du minerai

$$Q (\text{Ag}) = 16763800 \text{ g} = 16.76\text{t}$$

Pour le Cuivre

$$Q (\text{Cu}) = M \times C (\text{Cu}) \\ = \frac{1061000 \times 0.6}{100}$$

$$Q (\text{Cu}) = 6370 \text{ t}$$

Pour le Zinc

$$Q (\text{Zn}) = M \times C (\text{Zn}) \\ = \frac{1061000 \times 0.8}{100}$$

$$Q (\text{Zn}) = 8490 \text{ t}$$

Le gisement de Besakoa contient alors sur une profondeur limitée à 50m :

- **0.65t d'Au,**
- **16.76t d'Ag,**
- **6370t de Cu et**
- **8490t de Zn.**

Chap.2: PROPOSITION D'UNE METHODE D'EXPLOITATION

La méthode d'exploitation est la planification des différentes opérations successives dans le chantier, en vue d'obtenir le meilleur rendement possible ; cet objectif n'est atteint que sous diverses contraintes techniques et économiques. Il faut ainsi en choisir une qui assure l'harmonisation de toutes les activités du chantier car une exploitation n'est autre qu'une suite ordonnée de plusieurs opérations élémentaires. Le non exécution ou le retard sur une opération, perturbe l'exécution des autres opérations qui la suivent. [15]

Le bon choix de la méthode d'exploitation permet d'assurer les 4 soucis suivants :

- la sécurité de l'exploitation
- la qualité de production
- la sécurité du personnel
- la rentabilité économique

La méthode d'exploitation choisie devra donc tenir compte :

- des caractéristiques géométriques, géologiques, physico-mécaniques du gisement
- de la nature du gisement
- des matériels utilisés et des infrastructures qui sont en relation directe avec la production envisagée.

I. CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION [16]

Dans le choix de la méthode d'exploitation, il faut tenir compte des contraintes suivantes :

- contraintes techniques :
 - choix des matériels à utiliser et des infrastructures,
 - compétence du personnel.
- contraintes économiques
- contraintes environnementales.

I.1. Caractéristiques du gisement :

Ce gisement est du type dit "chapeau de fer". Il est caractérisé en surface par une série d'amas lenticulaires de concrétions ferrugineuses alignées au fond d'une vallée le long d'un

ruisseau presque toujours desséché. Le chapeau de fer s'étend environ sur 500 mètres de long et 5 à 6 mètres de large, il disparaît au Nord et au Sud sous une couche épaisse d'alluvions.

La puissance moyenne de la zone minéralisée est de 14.5m, elle est relativement proche de la surface du sol. On a une minéralisation peu profonde. Le relief est peu marqué.

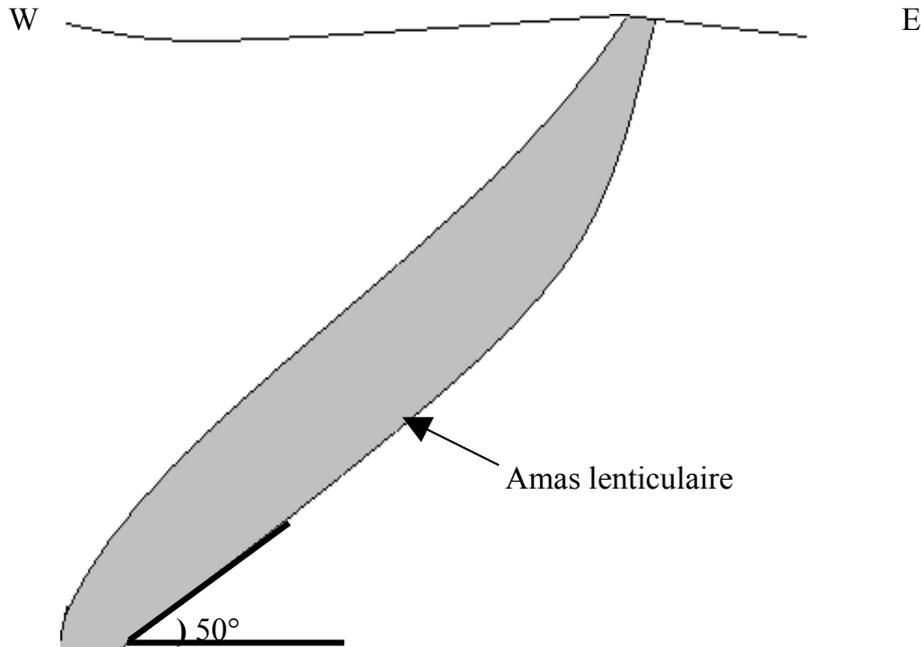


Fig.17: Forme géométrique du gisement

La méthode d'exploitation qui se prête le mieux pour ce type de gisement, vu ces paramètres, est l'exploitation à ciel ouvert par enlevures successives de stériles. Les travaux d'excavation et de terrassement pourront se faire dans des conditions économiquement rentables.

II. SCHEMA GENERAL DU PROCEDE D'EXPLOITATION

Le procédé d'exploitation est une succession de tâches ou d'activités qu'il faut exécuter dans un ordre plus ou moins défini dont l'objectif final est l'extraction du minéral. Dans ce cas, on peut définir la succession des tâches comme suit :

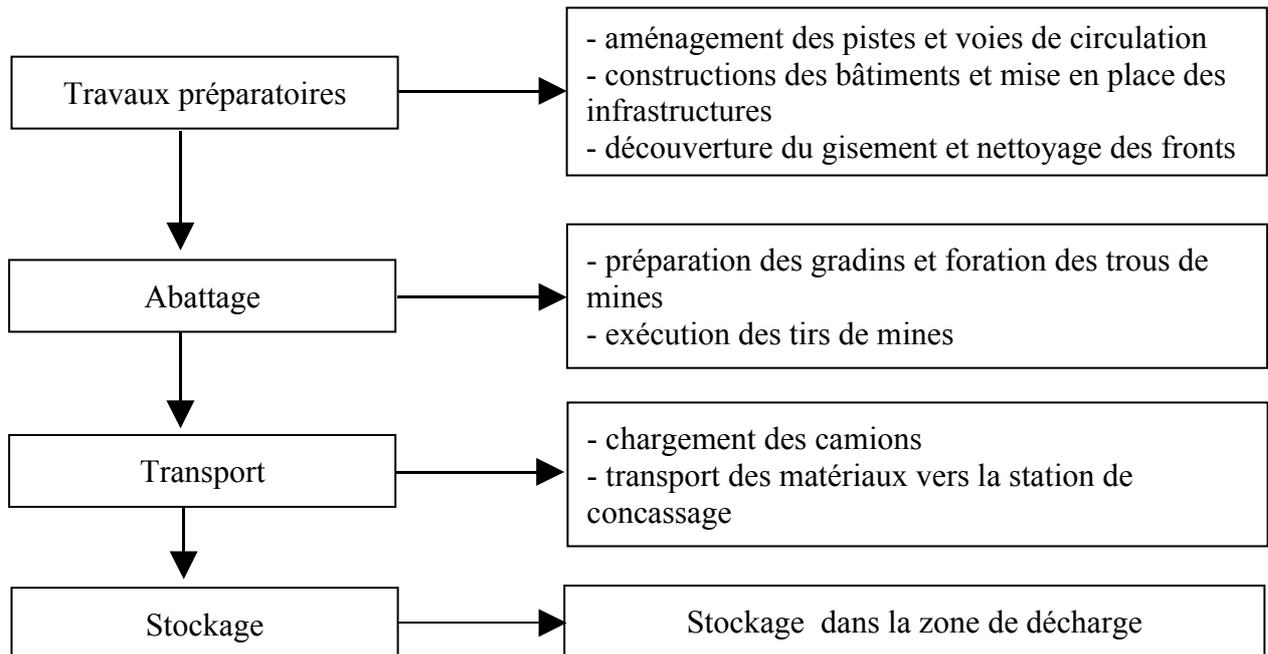


Fig.18: Opérations minières

II.1.MOYENS MATERIELS

Les moyens matériels nécessaires au démarrage de la production concernent généralement les matériels d'exploitation, l'installation de l'usine de traitement pour le concassage, le broyage et la flottation en premier lieu. En second lieu, les constructions des bâtiments et les infrastructures nécessaires.

a) Matériels de carrière

- Machine foreuse ATLAS COPCO type DOC 203 PC
- Compresseur mobile de chantier ATLAS COPCO
- Pelle hydraulique CAT 312 CL
- Chargeuse sur pneu 938 GII
- Camions bennes
- Voiture pick-up 4x4
- Camion citerne
- Petits matériels divers
- L'unité de concassage : concasseur primaire à mâchoires

b) Matériels pour les constructions

- Bureau administratif
- Dépôt d'explosif
- Dépôt de détonateur
- Atelier mécanique
- Atelier de maintenance et d'entretien
- Magasin de stockage
- Réservoir d'eau et de gas-oil

II.2. ORGANIGRAMME DU PERSONNEL

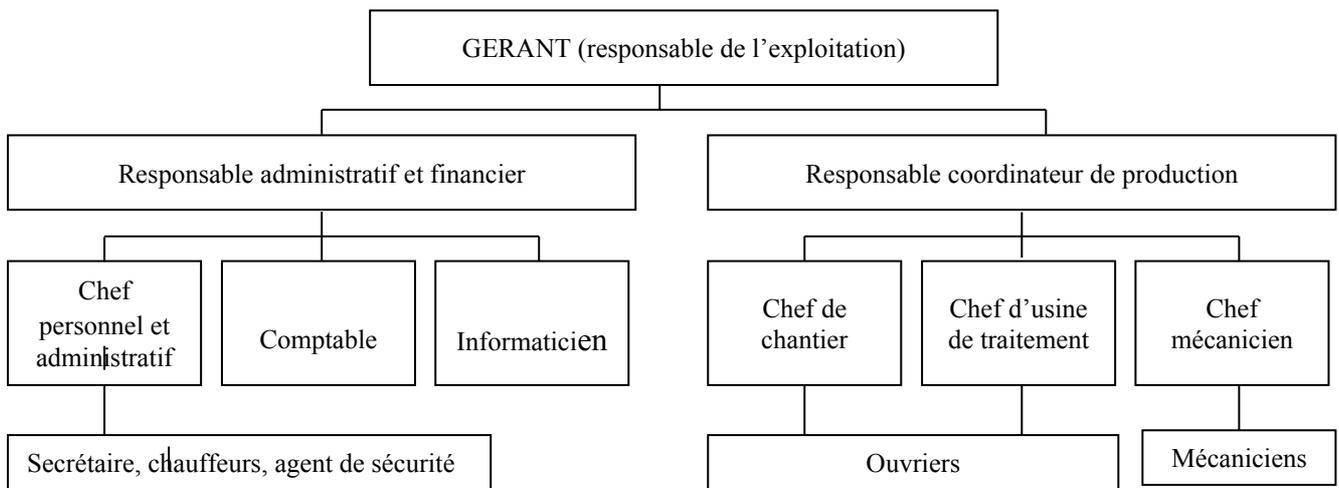


Fig.19: Organigramme d'organisation du personnel

II.3. ORGANISATION DES TRAVAUX

| Actions | Jours | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|-------------------------|-------|---|---|---|---|---|---|
| Découverte | | ■ | | | | | |
| Préparation du gradin | | | ■ | | | | |
| Foration des trous | | | ■ | | | | |
| Chargement des trous | | | | | ■ | | |
| Exécution du tir | | | | | | ■ | |
| Chargement et transport | | | | | | ■ | |

Fig.20: Diagramme de Gantt de l'organisation hebdomadaire des travaux

III. TRAVAUX PREPARATOIRES ET INFRASTRUCTURES

Ces travaux doivent comprendre :

- La construction du campement
- La construction des pistes d'accès
- L'aménagement du lieu d'emplacement du terril

III.1. La construction du campement :

L'implantation du campement se situe à proximité du chantier et il est constitué par:

- Le logement des cadres et des ouvriers
- Les différents bureaux de services
- L'atelier d'entretien et de réparation
- Les magasins de stockage

Le choix de l'implantation du camp devra se faire en considérant les critères suivant :

- La sécurité
- La possibilité d'extension de l'exploitation

III.2. La construction des pistes et l'aménagement du lieu d'emplacement du terril

On doit réhabiliter les pistes qui relient des différents accès à la carrière et aménager le lieu de déversement des stériles près de la carrière.

Le parc de roulage est constitué de deux camions. Le stérile est transporté jusqu'aux emplacements de décharge qui lui sont réservés. Le minerai provenant de la zone d'exploitation est transporté par camion.

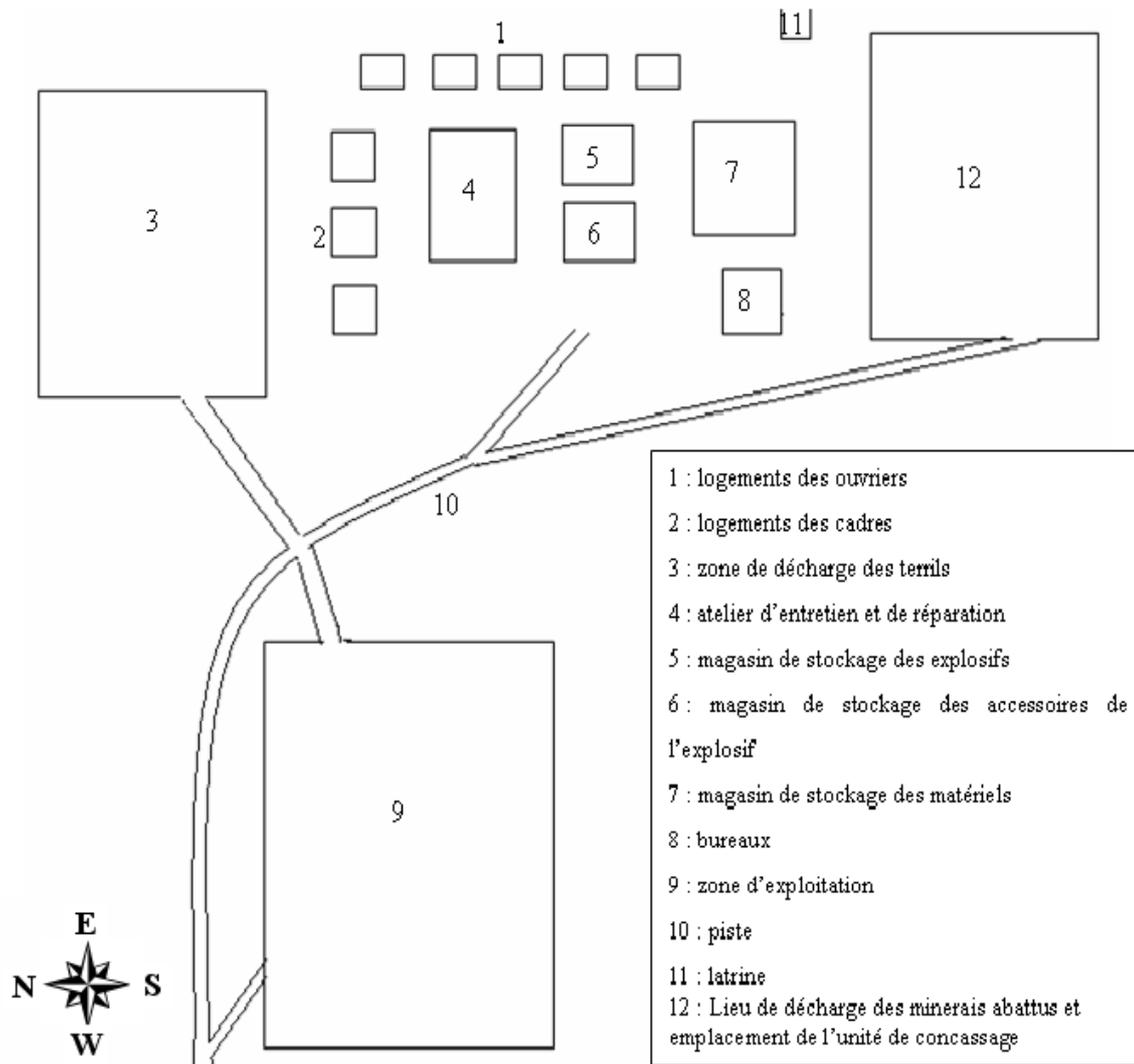


Fig.21: Plan du site

IV. CADENCE D'EXPLOITATION ET ESTIMATION DE LA PRODUCTION

IV.1. Organisation des travaux

Durée de travail: 2 postes de 6h par jour (1ère poste : poste productive, 2ème poste : 3 heures pour la suite de travail et 3heures pour les réparations, les maintenances et les entretiens)

Nombre de jours de travail: 6j/semaine

On propose d'exploiter ce gisement pendant 15 ans, d'où :

- On doit extraire, en moyenne, 71000t de minerai par an, soit 235t ou 84m³ de minerai par jour pour 300 jours de travail par an.
- Le volume du minerai à abattre par volée est en moyenne de 520m³ sur une surface de 87m² (6m x 14.5m)

- L'abattage progresse du Nord au Sud
- On exécute le tir une fois par semaine

V. OPERATION DE DECAPAGE DU MORT TERRAIN

Avant d'attaquer le gisement, il est indispensable de procéder à l'enlèvement des mort-terrains situés au dessus du gisement.

L'opération de décapage est donc l'action d'enlever les stériles ou mort-terrains (roche qui ne contient pas de minéraux valorisables) qui se situent à la surface du gisement. Le travail de découverte comprend :

- A la création de tranchée pour délimiter la zone à décaper
- Au dégagement des terres éboulées par la pelle et les déposer à l'endroit qui leur est destiné.

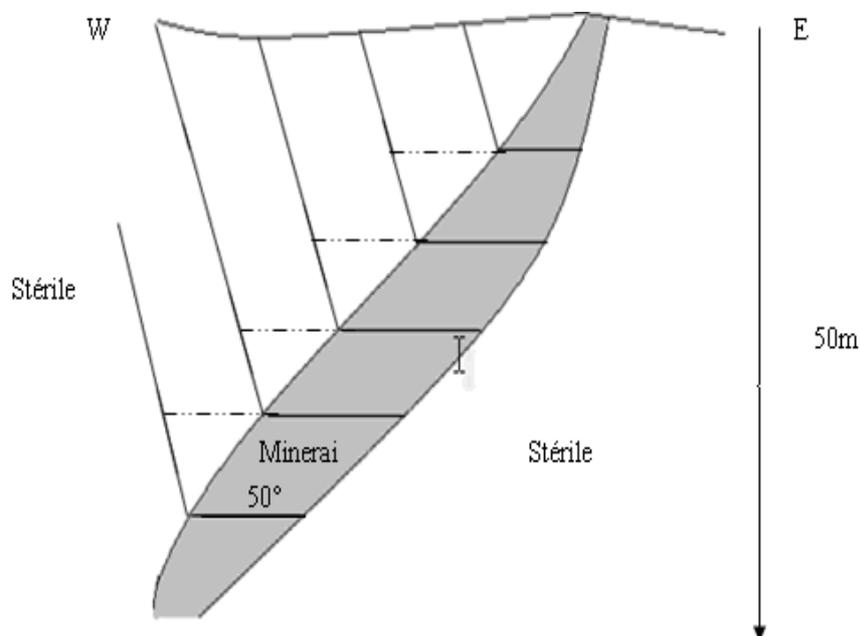


Fig.22: Découpage du gisement

La couche à exploiter a un pendage moyen de 50°.

Le ratio de décapage est donné par la formule :

$$R = \frac{V_{mt}}{V_g} [m^3 / m^3] [t / t] [m^3 / t]$$

Le volume total du terrain à décaper est :

$$V_{mt} = 419500m^3$$

Le volume de la zone minéralisée

$$V_g = 379000m^3$$

D'où le ratio de décapage pour la totalité du gisement sera : R = 1.11

Dans notre cas, on ne va pas réaliser la totalité de décapage avant d'extraire le minerai : ces travaux doivent être menés conjointement.

Les terres éboulées sont dégagées par la pelle et déposés à l'endroit qui leur est destiné.

V.1. Matériel

Le terrain à décaper est constitué essentiellement de terre végétale, de roches altérées et d'une formation tendre. Ainsi, l'opération de décapage peut être assurée par une pelle et deux camions bennes pour le transport.

Après le travail de décapage, il est nécessaire de préparer le gradin sur lequel on va implanter les trous de mine pour faciliter le travail de foration. L'implantation rigoureuse des trous de mine garantit une bonne géométrie de tir

VI. ABATTAGE ET EXTRACTION DU MINERAI

L'abattage est l'opération qui consiste à extraire le minerai d'un gisement soit par l'action de l'explosif, soit au moyen d'outils à main, soit mécaniquement.

Puisque le minerai à abattre est une roche dure, nous proposons de faire un abattage en gradins à l'explosif.

L'abattage à l'explosif est une technique qui demande avant d'être réellement mise au point de nombreux études et essais. Dans chaque cas, il faut choisir en fonction de la production et de la granulométrie désirée :

- Le mode de perforation
- L'explosif à utiliser
- Le diamètre des trous
- Leur inclinaison et leur profondeur
- La maille de la foration
- Le mode de chargement et le plan de tir

Il faut respecter les paramètres d'exploitation obtenus suivant les normes fixées par les réglementations en vigueur, à savoir:

- l'étendue de la plateforme doit être suffisante pour pouvoir effectuer les manœuvres des engins
- la hauteur du front d'abattage sera de 6m
- la limitation de la ligne de front (facilite l'exécution du travail)

- le respect de la pente ou angle du talus 20° par rapport à la verticale (qui doit être proportionnelle à la hauteur du front pour assurer la sécurité de l'exploitation).

VI.1. CHOIX DE L'EXPLOSIF À UTILISER ET SES CARACTERISTIQUES

On appelle explosif tout corps ou composé chimique susceptible de subir sous l'effet d'une excitation appropriée une transformation très rapide, très exothermique dégageant une grande quantité d'énergie et du gaz en un laps de temps très court. Cette considérable énergie va arracher la masse rocheuse se trouvant devant elle ou à proximité dans la direction de la surface libre ou de la ligne de la moindre résistance. Dans un trou suffisamment chargé un explosif peut produire des pressions allant jusqu'à 100000 atmosphères et de gaz de 850 à 870 dm³/Kg de température pouvant atteindre 2500 à 4000°C et tout cela se produit à un laps de temps très court. Quand un explosif détonne, il se produit simultanément, et selon une succession rapide, une série de plusieurs phénomènes d'abord de nature chimique et ensuite de nature mécanique et statique.

Les différents régimes de la réaction explosive sont :

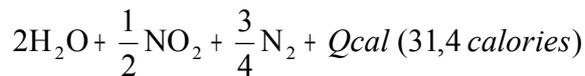
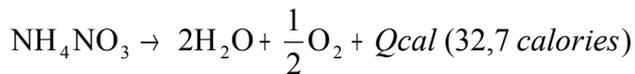
- Une flamme (un feu vif)
- Déflagration : vitesse plus ou moins égale à 800m/s (poudre noire)
- Détonation : vitesse inférieure à 7000m/s (fulminate de mercure)
- Explosion : vitesse supérieure ou égale à 7000m/s (dynamique)

Dans notre cas, on a une roche dure donc on propose d'utiliser des explosifs détonants tels que les émulsions et les nitrates fuel. Ils sont particulièrement adaptés à l'abattage de roches dures et très dures en carrières et sur chantier de travaux publics, même en présence d'eau.

L'émulsion encartouchée EMULSTAR 8000 25/125 PLUS est un explosif particulièrement adapté à l'abattage de roches dures et très dures en carrières et sur chantier de travaux publics, même en présence d'eau. Ses caractéristiques et en particulier sa forte puissance lui permettent de remplacer avantageusement les dynamites les plus énergétiques, notamment comme charge de pied.

Le nitrate d'ammonium est aussi un explosif puissant, il est de plus en plus utilisé surtout mélangé avec du fuel comme explosifs 5 à 6%. La réaction chimique suivante se produit lors de l'explosion de nitrate d'ammonium.





Les explosifs nitrates ne sont pas très utilisés à Madagascar et par contre les nitrates fuels sont très prisés, la consommation est de 50 tonnes/an. Les émulsions de nitrate fuel existent en cartouche, ce sont des explosifs qui sont récemment inventés. Ce sont des explosifs de sécurité, leurs puissances sont semblables aux dynamites.

| Désignation | CUP | Vitesse m/s | Densité | CSE |
|---------------------------|-----|-------------|---------|------|
| Emulsion 8000 PLUS | 100 | 4500-5000 | 1.25 | ≥ 10 |
| Nitrate fuel | 100 | 3400-4000 | 0,90 | 3-5 |

Tableau.15: Caractéristiques des explosifs à utiliser

Accessoires: détonateur ordinaire ou électrique à retard 0 à 9 ms, cordeau détonant

L'emulstar sera utilisé comme charge de fond et le nitrate fuel comme charge de colonne.

VI.2. SCHEMA DE TIR

Il englobe une série d'éléments permettant une foration de trou, une répartition de charge le long du trou ainsi que le résultat et les observations du coup de mines.

Pour la conception d'un plan de tir, il faut connaître les caractéristiques du massif en fonction des moyens en place, des objectifs fixés et des contraintes de l'environnement.

Les objectifs de ce plan doivent prendre en considération deux facteurs importants :

1- Exigences sur la production, sa sécurité de travail :

- Rendement de la production
- Forme géométrique du gradin : bonne planéité du pied du gradin, sans rebord permettant la bonne marche des engins de reprises
- Blocométrie des roches abattues qui doivent être compatible avec les dimensions du godet.
- La sécurité du travail
- Ebranlement minimal des épontes
- Une meilleure concentration des matériaux abattus

2- L'exigence des paramètres de tir

- Hauteur de gradin : $H = 6\text{m}$
- Le diamètre et la profondeur des trous de mine
- L'inclinaison des trous forés : 20° suivant l'inclinaison du front d'abattage
- L'implantation des différents trous de mines

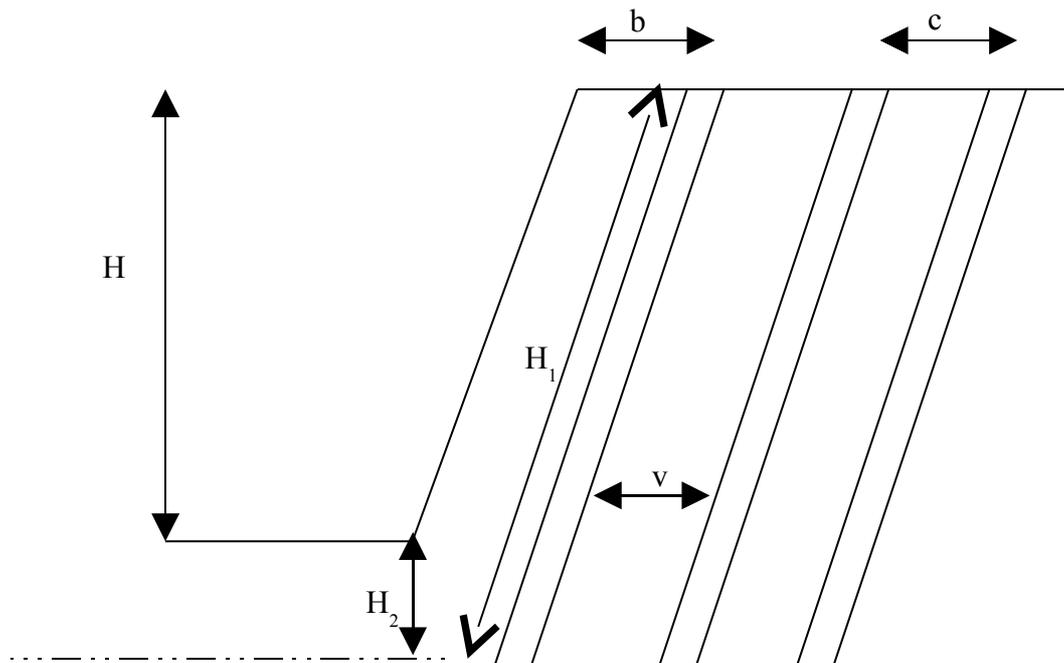


Fig.23: Forme et répartition des trous de mines

b : banquette,

c : entraxe (espacement entre les trous),

H : hauteur de front d'abattage

H_1 : longueur de trou de mines

H_2 : surprofondeur

v : écartement entre les rangées des trous

3- La répartition des charges

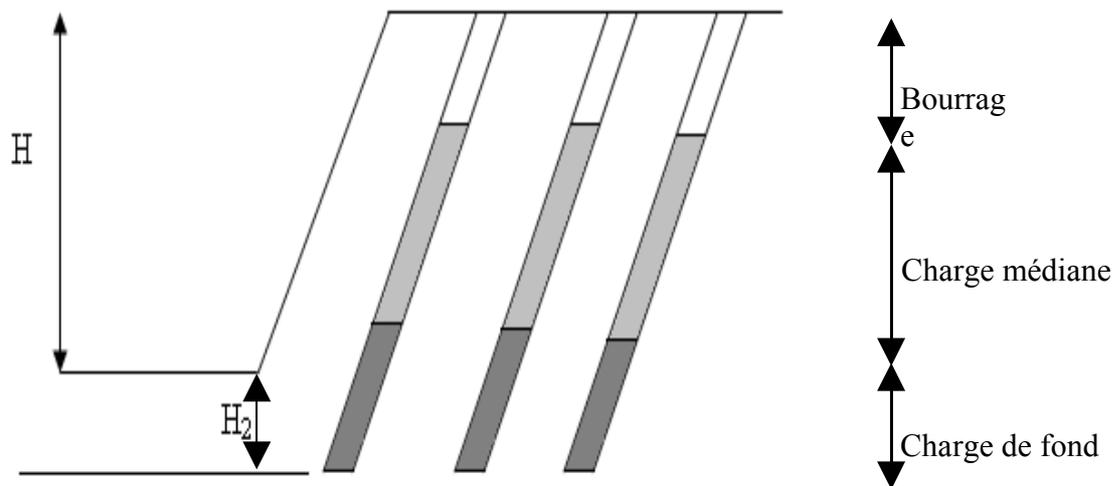


Fig.24: Répartition des charges dans les trous de mines

Bourrage : $L_b = b$

Charge médiane : $L_m = 2.3b$

Charge de fond : $L_f = 1.3b$

Le problème que l'on rencontre souvent réside sur la vibration lors du tir, la forte résonance et la fissuration du front de tir. C'est seulement lors de la conception du plan que l'on puisse résoudre ce problème.

4- Calcul de b, c, v, H_1 ainsi que H_2 [17]

Le rapport de maille c/b doit être compris entre 1 et 1.3; donc on va prendre $c/b=1.2$ ou $c=1.2b$.

$$H_2 = 0.3v \cong 0.3c$$

$$H_1 = L_b + L_m + L_f = b + 2.3b + 1.3b = 4.6b$$

$$\rightarrow H_1 - 0.3v = H/\cos 20^\circ$$

$$\rightarrow H_1 = H/\cos 20^\circ + 0.3v$$

Avec $H = 6m$; $H_2 = 0.3c$ et $H_1 = 4.6b$

$$\text{On a } H/\cos 20^\circ + 0.3v = 4.6b$$

Or $v \cong c$

$$6.39 + 0.3c = 4.6b \text{ tel que } c = 1.2b$$

$$6.39 = 4.24b$$

$$\rightarrow b = 1.51m \text{ et } c = 1.81m$$

$$\rightarrow H_2 = 0.54m \text{ et } H_1 = 6.95m$$

$$\rightarrow L_b = 1.51m$$

→ $L_m = 3.47m$

→ $L_r = 1.96m$

On aura donc $N_t = 24$ trous pour chaque volée ; trois rangées de huit trous.

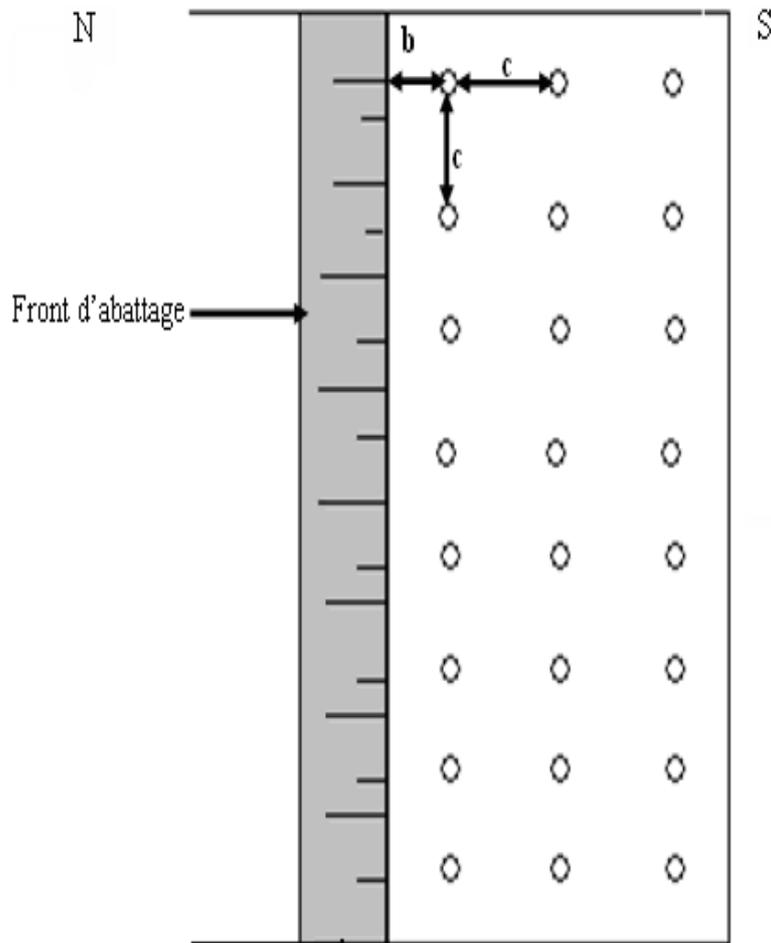


Fig.25: Disposition des trous de mines – vue de haut

VI.3. PREPARATION ET EXECUTION DES TIRS

VI.3.1. Foration des trous de mines

La foration des trous de mine s'effectue par la machine foreuse. Ils sont forés avec un angle de 20° par rapport à la verticale.

La longueur de chaque trou est de 6.95m et le diamètre est de 40mm.

- La longueur totale des 24 trous sera donc égale à: $24 \times 6.95 = 166.8m$
- La vitesse de foration du marteau est: 160mm par mn (1 trou en 44mn)

Cette tâche durera alors : $44 \times 24 = 1056mn = 17h$

Pour une durée de 9h de travail effectif par jour, cette tâche durera 2jours.

VI.3.2. Calcul de charges dans les trous de mine [17]

$$L_f S_f = 0.86 c_0 R c b$$

Avec : S_f : charge d'explosif du fond

c_0 : coefficient de contrainte = 0.8

R: coefficient de tirage = 0.4

$$D'où S_f = 0.86 c_0 R c b / L_f$$

$$= 0.86 \times 0.8 \times 0.4 \times 1.81 \times 1.51 / 1.96$$

$$\rightarrow S_f = 0.4 \text{kg}$$

$$L_m S_m = 0.38 l_f S_f / c$$

Avec : S_m : charge d'explosif de la charge médiane

l_f : quantité d'explosif de colonne par unité de longueur

$$l_f = \frac{\pi}{4} \phi^2 10V$$

ϕ : Diamètre du trou

V : Densité de l'explosif

$$\rightarrow l_f = \frac{\pi}{4} \times 0.33^2 \times 10 \times 0.9$$

$$\rightarrow l_f = 0.77 \text{kg/dm} = 7.7 \text{kg/m}$$

$$S_m = 0.38 l_f S_f / c L_m$$

$$= 0.38 \times 7.7 \times 0.4 / (1.81 \times 3.47)$$

$$\rightarrow S_m = 0.31 \text{ kg}$$

VI.3.3. Consommation d'explosif pour l'abattage d'une volée

Pour l'émulsion (charge de fond)

$$Q_{\text{émulsion}} = S_f \times N_t$$

$$= 0.4 \times 24$$

$$Q_{\text{émulsion}} = 9.6 \text{kg}$$

Pour le Nitrate fuel (charge de colonne)

$$Q_{\text{fuel}} = S_m \times N_t$$

$$= 0.31 \times 24$$

$$Q_{\text{fuel}} = 7.44 \text{ kg}$$

VI.3.4. Consommation de cordeau détonant l'abattage d'une volée

La longueur totale de cordeau détonant pour les 24 trous (en laissant 30 cm à l'extérieur de la bouche du trou) est de : $(6.95 \text{ m} + 0.3 \text{ m}) \times 24 = 174 \text{ m}$

Chacune des extrémités des cordeaux détonants est ligaturée sur 5 à 6cm sur un cordeau principal qui, lui aussi, sera ligaturé sur un détonateur électrique.

La longueur totale du cordeau principal à utiliser pour les 24 trous est donc: $2 \times 23 = 46 \text{ m}$ (nous avons pris une longueur supérieure à l'entraxe du trou $c = 1.81 \text{ m}$ pour que la portion du cordeau principal entre 2 trous ne soit pas trop tendue).

Et pour permettre la fixation du détonateur électrique sur ce cordeau principal, nous prendrons une longueur de 47m.

Dans une année, on va effectuer 50 volées. D'où la consommation annuelle sera :

- Explosif

$$Q_{\text{émulsion}} = 480 \text{ kg}$$

$$Q_{\text{fuel}} = 372 \text{ kg}$$

- Cordeau détonant : 8700m
- Cordeau principal: 2350m.
- Détonateur électrique : 50

VI.3.5. Chargement des trous de mine [18]

Un explosif ne peut être utilisé que dans un trou de mine convenablement bourré. Le chargement d'un trou de mines doit être procédé de la manière suivante :

a) Nettoyage du trou de mine

Le trou de mine foré doit être nettoyé à l'aide de la curette ou de l'air comprimé ;

b) Introduction des cartouches d'explosifs

On introduit les cartouches d'explosifs une à une au fond du trou de mine à l'aide d'un bourroir en bois. Il faut s'assurer du bon contact entre les cartouches ;

c) Bourrage

Après mise en place de la charge, on procède au bourrage du trou de mine chargé. Le bourrage a pour but :

- d'obtenir une obturation du trou de mine ;
- d'augmenter les effets du tir ;
- d'éviter surtout l'échappement de la flamme due à l'explosion de la charge.

Comme bourrage nous utiliserons :

- soit de l'argile;
- soit des sachets remplis de sables, de minerais etc.
- soit tout simplement du sable ;
- soit des bourres spéciales dites « bourres à l'eau ».

Il vaut mieux apporter un grand soin dans l'exécution du bourrage. Un bourrage sera bien exécuté si :

- on introduit une après l'autre les diverses bourres nécessaires après tassement.
- on introduit sans chocs violents une première bourre au contact de l'explosif;

VI.3.6. Exécution des tirs

Pour l'exécution des tirs, on va utiliser le cordeau détonant

a) Description

Le cordeau détonant est constitué par un mince filet d'explosif détonant : la penthrite (âme) placée à l'intérieur d'une gaine en jute ou en carton imperméabilisé de la matière plastique.

Le cordeau détonant utilisé habituellement contient 6, 10, 12, 20, ou 24 grs d'explosifs très puissant au mètre. La vitesse de détonation du cordeau détonant est de $V=8000\text{m/s}$. Il obéit aux mêmes règles que les explosifs encartouchés.

Les raccords doivent être correctement exécutés soit avec l'aide des tubes sertis soit avec des nœuds.

Les raccords entre cordeau maître et cordeau dérivé seront faits avec le soin nécessaire (sens de propagation de l'explosion)

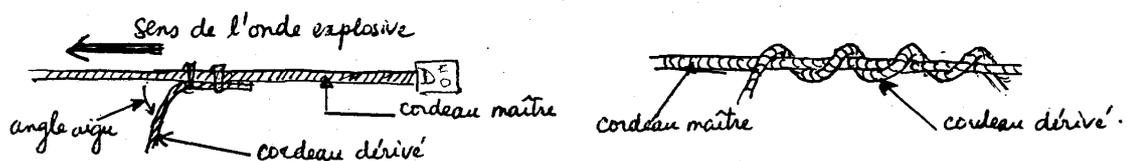


Fig.26: Raccordement des cordons

L'explosion de la charge est assurée par le simple contact du cordeau que l'on peut considérer comme un chapelet continu de détonateurs, il est donc recommandé que le cordeau soit en contact sur toute la longueur de la charge. De ce fait, il convient d'atteler le cordeau à la première cartouche introduite au fond du trou

b) Amorçage du cordeau détonant

On propose de faire l'amorçage du cordeau détonant avec du détonateur électrique

Le détonateur électrique est un détonateur ordinaire auquel on a ajouté une tête d'allumage électrique et un inflammateur contenant un filament métallique très fin soudé aux deux extrémités des conducteurs du détonateur.

Le détonateur électrique est fixé au cordeau détonant par une ligature au chatterton. Les conducteurs du détonateur sont ensuite reliés à l'exploseur par l'intermédiaire de la liane de tir.

c) Consignes avant le tir

Le tir des coups de mines sera effectué par un préposé au tir ou boutefeu. Avant la mise à feu, celui-ci s'assure qu'il peut rejoindre son abri en toute sécurité, que tous les ouvriers sont hors d'atteinte, il quitte le chantier en dernier et fait annoncer le tir par un signal sonore.

d) Consignes après le tir

Après le tir, seul le boutefeu effectue la reconnaissance des fronts pour constater si tous les tirs sont réussis. En cas de raté, on consigne le chantier pendant une heure au moins.

VI.4. INCIDENTS DE TIR

Ces incidents peuvent être, soit des ratés de culot ou des coups ayant fait canon.

1. Raté

Quand après allumage d'un tir et au-delà du délai d'attente réglementaire de 5 mn le coup de mine n'explose on dit qu'il s'est produit d'un raté.

Le responsable du chantier, après avoir débranché l'exploseur court-circuité à l'extrémité de la ligne de tir (côté exploseur), enlève la poignée de celui-ci, éloigné de la ligne de tir de toute source de courant et après s'être assuré que personne ne peut y toucher, attend les 5 mn réglementaires puis se rend au front de taille pour déterminer les causes du raté.

Il se peut que, par suite d'une interruption accidentelle du cordon de poudre de la mèche, le guipage de celui-ci brûle lentement au moment où la combustion de cette partie rejoint la partie intacte, la combustion de la mèche épand à la vitesse normale et il se produit alors une explosion retardée.

De telles interruptions du cordon de poudre peuvent provenir soit:

- par tractions exagérées sur la mèche au moment du bourrage,
- par des coudes trop brusques de celle-ci.

Traitement des ratés :

Le débouillage est interdit, donc le raté est traité par une mine de remplacement. Les mines de remplacement doivent être exécutées sur les instructions du chef de chantier.

On effectuera le forage de façon qu'il y ait toujours 40 cm d'intervalle au moins entre chacun des points du nouveau et de l'ancien trou.

Au cours du forage du trou de remplacement, on veillera à bien respecter le parallélisme des deux trous de façon à éviter de forer dans la charge du raté du culot ou du coup ayant fait canon.

2. Culots

On donne le nom de culots au fond de trou de mine, un trou subsistant après l'explosion et pouvant contenir des explosifs ou des traces d'explosifs imbrûlés. Un culot peut être provoqué par l'une des causes ci-après :

- le détonateur que l'on a utilisé est très faible pour l'explosif ;
- les gaz de l'explosion se sont échappés en partie par une fissure que l'on a détectée au moment du forage et la charge était insuffisante pour la masse à abattre.

3. Coup ayant fait canon

On appelle coup ayant fait canon une mine dont les gaz ont refoulé le bourrage hors du trou de mine comme un canon chasse l'obus.

Ceci peut être provoqué, soit par un bourrage mal exécuté ou insuffisant, soit par un trou de mine mal orienté. Dans ce cas, la résistance du massif étant excessive, l'explosion qui recherche le point de moindre résistance chasse le bourrage hors du trou de mine.

Il est interdit d'approfondir un trou de mine ayant fait canon ou un culot. En effet, il peut exister sur les parois ou au fond de ces trous des traces d'explosifs qui, au contact du fleuret peuvent faire explosion. Pour le même motif, il est interdit de les curer.

VII. CHARGEMENT et TRANSPORT

La quantité de minerai à charger et à transporter après l'abattage d'une volée est de 522m³, soit 1461.6t.

L'opération de chargement est encore assurée par la pelle hydraulique avec un godet de 1 m³. Ce dernier récupère le minerai abattu et la charge dans l'engin de transport.

Pour le transport :

- L'aménagement de la piste doit être respecté (recouvrement par de sables et de matériaux calibrés deux fois par mois)

- Diamètre de piste: 6m
- Pente moyenne de 20%
- Engin de transport: deux camions

La distance entre la mine et le lieu de décharge est en moyenne de 200m. Mais il est à noter que cette distance varie suivant l'emplacement de la surface à décaper.

Deux camions à bennes basculantes assurent le transport du minerai vers l'unité de premier concassage. Le camion de carrière est assez différent des camions routiers : roue de grand diamètre, châssis haut, benne très large, souvent deux essieux moteurs. Le camion a pour vitesse de déplacement de l'ordre de 60 km/h mais il se déplace à 20 km/h pendant la durée de travail. La benne basculante et avec porte arrière est renfermée pour encaisser la chute des mélanges déversés par la pelle.

La capacité d'un camion est de 12 m^3 avec un coefficient de remplissage 0,85 d'où 10 m^3 de minerai transporté. C'est la valeur maximale que peut transporter le camion.

VII.1. Cycle de transport :

Le cycle de transport c'est le tour effectué par un camion pendant un voyage qui comprend : le chargement, aller en charge, manœuvre, vidage et retour en vide. Elle n'est pas fixe, elle varie selon :

- La longueur de parcours (la distance entre le lieu de lavage et le plateforme à exploiter qui n'est pas toujours fixe);
- La performance de la pelle qui assure les opérations de décapage, l'abattage et le chargement du camion;
- Le temps d'attente;
- Le fonctionnement des appareils à l'unité de traitement : leur débit et alimentation;
- L'existence des accidents et/ou pannes inopinées.

Le cycle du camion est représenté par l'allure suivant :

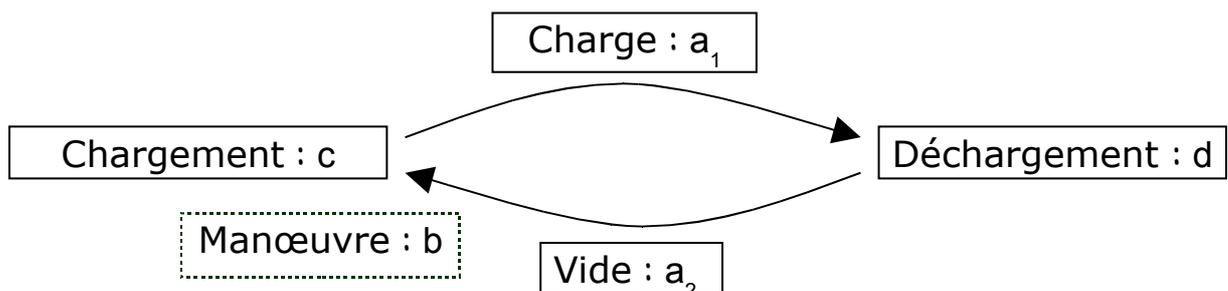


Fig.27: Cycle de transport

Avec :

a_1 : le parcours aller en charge;

a_2 : le trajet retour à vide du point de déchargement au point de chargement ;

b : la manœuvre

Soit :

t_{a_1} : le temps nécessaire pour parcourir a_1 ;

t_{a_2} : le temps nécessaire pour parcourir a_2 ;

t_b : le temps de manœuvre

t_c : le temps de chargement;

t_d : le temps de déchargement

$$\text{Avec } T = (t_{a_1} + t_{a_2}) + t_b + t_d + t_c$$

Où T : Durée d'un cycle

La durée moyenne du cycle " t " est estimée de 30mn. Le trajet parcouru moyen pour ce cycle est environ de 400m.

De plus, le temps mort du camion avant le chargement et le déchargement est très variable. Il varie de 6mn à 30mn. Le temps mort est composé :

- de l'attente avant le chargement et le déchargement ;
- de l'attente pour accidents et/ou pannes inopinées qui ne sont pas graves

On le note " t' ", il a donc pour moyenne 20 mn.

D'où la durée totale du cycle T vaut :

$$T = t + t'$$

$$\text{AN : } T = 30 + 20 = 50 \text{ mn}$$

Comme la durée moyenne de travail est de 12 h par jour, le nombre de cycle que peut effectuer un camion pendant une journée sera :

On a deux camions, d'où le nombre du cycle de transport N dans une journée vaut:

$$N = \frac{9 \times 60}{50} = 10.8 \text{ Cycles / jour}$$
$$N = 11 \times 2 = 22 \text{ Cycles / jour}$$

Le cycle de camion par jour est donc de 22 cycles. Le cycle représente le nombre de voyage effectué par le camion.

La quantité de minerai transporté par jour est donc de 220m³. D'où le transport des minerais abattu dans une volée dure de 2 jours et demi.

VIII. REMISE EN ETAT DU SITE

La remise en état du site consiste à réintégrer les surfaces exploitées dans l'environnement de façon à leur redonner l'aspect d'un paysage naturel. Le but c'est de restituer les terrains à la nature avec un minimum de sécurité.

Dans ce cas, il faut élaborer un plan de remise en état dont les principes sont gérés par quelques nécessités :

- Assurer une stabilité à long terme des terrains
- Maîtriser la circulation des eaux tout en préservant leur qualité
- La réduction des pentes est généralement la première étape de la remise en état d'une exploitation à ciel ouvert. Les fronts de taille sont souvent instables et très escarpés, voire pratiquement verticaux. Pour réduire le risque de glissement de terrain, éviter les blessures et aussi pour minimiser l'érosion causée par l'écoulement de surface, on diminue l'escarpement de la dénivellation des fronts de taille. Plus une pente est douce, plus l'ensemencement du terrain et la croissance de nouvelles plantes seront faciles.

De plus, le terrain se prête davantage à d'autres utilisations. La dénivellation maximum tolérée d'une pente après la remise en état d'une exploitation à ciel ouvert est exprimée dans un rapport de 1 (hauteur) pour 3 (base), soit de dénivellation de 33%. Autrement dit, pour chaque mètre de hauteur, il faut qu'il y ait trois mètres de distance à partir du bas du front de taille.

Toutes les ordures, les matériels et les machines doivent être retirés du site d'exploitation. Les exploitations à ciel ouvert ne doivent pas servir de décharges pour les ordures ménagères ou les déchets industriels dangereux car cela pourrait constituer un risque de contamination de la nappe phréatique.

La terre végétale et les terrains de couverture mis en dépôt doivent être étalés sur les lieux pour encourager une nouvelle végétation.

La responsabilité du promoteur quant à l'ensemencement ou au terrassement dépend des modalités de l'entente originale.

Avant même que l'exploitation ne commence, on peut planifier l'utilisation finale des terres exploitées. On peut donc envisager de faire le terrassement des terres remises en état, de les ensemercer ou d'y construire des maisons, un parc de sports ou un parc commercial.

Chap. 3 : EVALUATION DU COUT D'EXPLOITATION

Les investissements nécessaires à la production de 1 059 991t de minerai sont effectués en fonction des considérations techniques développées dans les chapitres précédents.

Le devis concerne exclusivement les coûts des infrastructures à créer, les frais du personnel, les coûts des matériels nécessaires et des consommations diverses pour l'extraction des minerais.

Les investissements comprennent :

- Les investissements fixes : construction, équipements et matériels
- Le capital ou l'actif circulant constitué par le fonds de roulement.

I. INVESTISSEMENTS FIXES

I.1. Investissements en construction :

| Désignation | Coût unitaire (Ar) | Nb | Coût total (Ar) |
|---|---------------------------|-----------|------------------------|
| - Dépôt d'explosif | 14 000 000 | 1 | 14 000 000 |
| - Dépôt de détonateurs | 7 000 000 | 1 | 7 000 000 |
| - Bâtiment administratif | 7 000 000 | 1 | 7 000 000 |
| - Logement | 5 000 000 | 8 | 40 000 000 |
| - Atelier mécanique | 50 000 000 | 1 | 50 000 000 |
| - Atelier de maintenance et d'entretien | 50 000 000 | 1 | 50 000 000 |
| - Magasin de stockage | 35 000 000 | 1 | 35 000 000 |
| - Réservoirs d'eau et de gasoil | 12 000 000 | 1+1 | 24 000 000 |
| Sous Total | | | 227 000 000 |

Tableau.16: Investissements en construction

I.2. Matériels roulants :

| Désignation | Coût unitaire (Ar) | Nb | Coût total (Ar) |
|------------------|-----------------------|----|--------------------|
| - Camions bennes | 159 720 000 | 2 | 319 440 000 |
| - Camion citerne | 95 000 000 | 1 | 95 000 000 |
| - voiture 4 x 4 | 73 810 000 | 1 | 73 810 000 |
| Sous total | | | 488 250 000 |

Tableau.17: Investissements en matériels roulants

(Source : Société Henri Fraise & Materauto)

I.3. Équipement pour la carrière

| Désignation | Coût unitaire [Ar] | Nb | Coût total [Ar] |
|--|-----------------------|----|--------------------|
| - Machine foreuse ATLAS COPCO ATLAS COPCO type ROC 203 PC - Compresseur mobile de chantier | 149 250 000 | 1 | 149 250 000 |
| ATLAS COPCO type XAHS 236 | 149 561 250 | 1 | 149 561 250 |
| - Pelle hydraulique CAT 312 CL | 326 744 000 | 1 | 326 744 000 |
| - Chargeuse sur pneu CAT 938 GII | 419 804 000 | 1 | 419 804 000 |
| Sous total | | | 1 045 359 250 |

Tableau.18: Investissements en équipements

(Source : Société Henri Fraise et Madécasse)

I.4. Équipements pour l'unité de concassage

| Désignation | Coût unitaire [Ar] | Nb | Coût total [Ar] |
|---|---------------------------|-----------|------------------------|
| - Unité de concassage | 788 254 500 | 1 | 788 254 500 |
| - Matériels accessoires : Groupe électrogène | 219 252 000 | 1 | 219 252 000 |
| Sous total | | | 1 007 506 500 |

Tableau.19: Investissements en équipements pour l'unité de concassage

(Source : Société Henri Fraise)

I.5. Frais d'installation et frais de transport

Ils sont estimés à 5% des dépenses pour l'équipement de l'unité de concassage et l'équipement de la carrière

$$5\% [(unité\ de\ concassage) + (équipement\ de\ la\ mine)] = \text{Ar } 102\ 643\ 288$$

I.6. Divers

| Désignation | Coût total [Ar] |
|------------------------|------------------------|
| - Équipement de bureau | 70 000 000 |
| - Étude et encadrement | 145 000 000 |
| - Frais de démarrage | 160 000 000 |
| Total | 375 000 000 |

Tableau.20: Investissements divers

II. INVESTISSEMENTS EN FONDS DE ROULEMENT

II.1 Frais du personnel

a) Salaire (Ar)

| Tache | Nb | Qualification | Indice | Salaire mensuel | Salaire annuel total |
|--|----|---------------|--------|-----------------|----------------------|
| Personnel administratif : | | | | | |
| - Gérant | 1 | HC | | 1 350 000 | 16 200 000 |
| - Responsable administratif et financier | 1 | HC | | 700 000 | 8 400 000 |
| - Responsable coordinateur de production | 1 | HC | | 700 000 | 8 400 000 |
| - Chef personnel et administratif | 1 | HC | | 600 000 | 7 200 000 |
| - Ingénieur (chef de carrière) | 1 | HC | | 600 000 | 7 200 000 |
| - Comptable | 1 | 5B | 2 160 | 450 000 | 5 400 000 |
| - Secrétaire | 1 | 4B | 1 580 | 160 000 | 1 920 000 |
| Mécaniciens | 2 | OP1B | 1 440 | 150 000 | 3 600 000 |
| Conducteur : | | | | | |
| - Camion et 4 x 4 | 4 | OP1B | 1 440 | 225 000 | 10 800 000 |
| - Engins | 6 | OP2B | 1 835 | 570 000 | 41 040 000 |
| Ouvriers: | 10 | OS3 | 1 225 | 125 000 | 15 000 000 |
| Manœuvres | 10 | M2 | 1 025 | 40 000 | 4 800 000 |
| Gardiens (agents de sécurité) | 2 | M1 | 995 | 100 000 | 2 400 000 |
| Total | | | | | 132 360 000 |

Tableau.21: Salaires du personnel

(Source : Ministère de la Fonction Publique, décret n° : 2004-517 du 04 Mai 2004)

b) Charges Sociales [Ar]

Les charges à verser auprès de l'O.S.T.I.E et de la C.N.A.P.S sont tels que :

| | |
|---------------------------------|------------|
| C.N.A.P.S : 132 360 000 x 13% = | 17 206 800 |
| O.S.T.I.E : 132 360 000 x 5% = | 6 618 000 |
| Sous Total [Ar] | 23 824 800 |

Tableau.22: Charges sociales

c) Frais du personnel FP [Ar]

FP = Frais du personnel + Charges Sociales = 156 184 800

Le Frais du Personnel annuel est estimé à Ar 156 184 800

II.2 Consommables de la carrière

a) Consommation annuelle :

- Explosif

$$Q_{\text{émulsion}} = 480\text{kg}$$

$$Q_{\text{fuel}} = 372 \text{ kg}$$

- Cordeau détonant : 8700m
- Cordeau principal: 2350m.
- Détonateur électrique : 50

| Désignation | Coût unitaire (Ar) | Coût total (Ar) |
|-------------------------|--------------------|-----------------|
| - Taillant et tige | | 29 596 575 |
| - Explosif | | |
| Emulsion | 17 600 | 8 448 000 |
| Nitrate fuel | 2200 | 818 400 |
| - Détonateur | 9400 | 470 000 |
| - Cordeau détonant 12GR | 2080 | 18 096 000 |
| - Cordeau principal 5GR | 1840 | 4 324 000 |
| Total | | 61 752 975 |

Tableau.23: Dépenses annuelles en diverses matières consommables de la mine
(Source : Société Henri Fraise et Madécasse)

II.3 Pièces de rechange et fournitures d'entretien

On estime qu'elles représentent 5 % des investissements en équipements, c'est-à-dire :
5% [(Matériels roulants) + (Équipements pour la mine) + (L'unité de concassage)]

Les dépenses annuelles pour les pièces de rechange et les fournitures d'entretien seront
Ar 133 651 074

a)II.4 Carburants et lubrifiants

| Désignation | Coût total (Ar) |
|--------------|-----------------|
| - Carburants | 466 520 000 |

| | |
|--|--------------------|
| - Lubrifiants: 3% [(Matériels roulants) + (Équipement pour la carrière) + (L'unité de concassage)] | 76 233 473 |
| Total | 542 753 473 |

Tableau.24: Dépenses annuelles de carburant et lubrifiant

III. RECAPITULATION DU FONDS DE ROULEMENT :

| Désignation | Coût total (Ar) |
|---------------------------|------------------------|
| Frais du personnel | 156 184 800 |
| Pièces de rechanges | 133 651 074 |
| Matières consommables | 77 197 000 |
| Carburants et lubrifiants | 542 753 473 |
| Sous total | 789 500 347 |
| Imprévu 5% | 39 475 017 |
| Total | 828 975 364 |

Tableau.25: Récapitulation du fonds de roulement

Le fonds de roulement réactualisé sur 15 années est de :

$$FR_{projet} = FR_{annuelle} \sum_0^n (1 + \theta)^n$$

Avec θ : taux d'actualisation = 10%

n : durée du projet

$$FR_{projet} = 828\,975\,364 \times \sum_{n=0}^{14} (1 + 0.1)^n = 828\,975\,364 \times 30.67$$

$$FR_{projet} = \text{Ar } 25\,424\,674\,410$$

IV. ASPECT FINANCIER DU PROJET

Tableau des investissements pendant le déroulement du projet

| Désignation | Coût total (Ar) |
|--|------------------------|
| Investissements en construction | 227 000 000 |
| Investissements en matériels et équipements | 2 541 115 750 |
| Frais de montage et de transport des matériels | 109 238 574 |
| Investissements divers | 375 000 000 |
| Fonds de roulement | 25 424 674 410 |
| Total | 28 677 028 730 |

Tableau.26: Tableau des investissements

La quantité de minerai qu'on va extraire pendant le projet est de 1 061 000t

D'où le prix de revient par tonne de minerai est :

$$PR = \frac{28\,677\,028\,730}{1061000} = 27028$$

Arrondi à PR= Ar 27 000 par tonne de minerai

Chap. 4: TRAITEMENT DU MINERAI

Notre gisement renferme plusieurs métaux, dont l'or, le zinc, le cuivre et l'argent. Ils se combinent et forment ainsi des minéraux sulfurés (la pyrite et la chalcopryrite) qui sont des accumulations de sulfures massifs découlant d'une activité magmatique. Ils sont présents dans l'amphibolite.

L'amphibolite est une roche métamorphique à amphiboles et plagioclases du métamorphisme général (mésozone à catazone), à clivages médiocres et texture assez massive, vert sombre.

Elle est essentiellement constituée de cristaux d'amphibole, plus ou moins ordonnés dans les plans de schistosité (structure granoblastique à cristaux trapus, nématoblastiques à cristaux aciculaires) ; peu ou pas de quartz ; feldspaths (plagioclases) toujours présents mais plus ou moins abondants , parfois groupés en lits (amphibolites rubanée). Les amphibolites dérivent de roches volcano-sédimentaires.

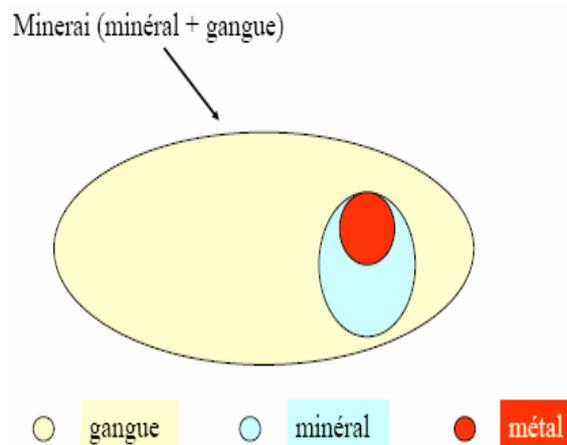


Fig.28:Composition du minerai

I. CHOIX DE LA METHODE DE TRAITEMENT

Le minerai comporte de la chalcopryrite et de la pyrite. Elles sont classées comme des minéraux utiles, dans ce cas, puisqu'elles contiennent, à l'état disséminé, des petits grains d'or et d'argent à l'état natif.

Nous proposons pour le traitement le procédé de flottation.

D'une part, la flottation assure une possibilité de séparation de très petites particules dont la finesse peut descendre jusqu'à 5μ , elle donne généralement une meilleure récupération que les autres procédés d'enrichissement et on peut traiter par flottation les minerais complexes sous forme de sels tels que : sulfures, carbonates, silicates et qui sont enrobés par des gangues de natures très différentes.

D'autre part, elle est, sans aucun doute, le procédé le plus important parmi les différentes techniques employées pour le traitement de minerai. Cette technique polyvalente permet le traitement de plusieurs minerais complexes (plomb-zinc, cuivre-zinc), de sulfures (cuivre, plomb, zinc), d'oxydes (hématite, cassitérite), de minéraux oxydés (malachite, azurite, cérusite) et même de minerais non métalliques (fluorite, phosphates, charbon). Grâce à la flottation, il est possible de concentrer de façon économique des minerais pauvres dont le traitement ne serait pas rentable en utilisant les techniques de concentration gravimétrique.

Le procédé de base est donc l'exploitation des différences entre les propriétés physico-chimiques de ces minéraux, c'est-à-dire de faire flotter les minéraux utiles et de récupérer les gangues dans la sousverse.

II. TECHNIQUE DE FLOTTATION

II.1. Définition

La flottation est une méthode de séparation physique utilisant les différences de propriétés des interfaces entre une particule solide, une solution aqueuse et un gaz (air).

II.2. Principe

Le principe de la flottation est basé sur les propriétés hydrophobes et hydrophiles des surfaces des solides. Ces propriétés peuvent être naturels ou stimulés à l'aide d'un réactif approprié qui est ajouté dans l'eau où baignent les particules solides. Lorsque de l'air est introduit sous forme de petites bulles dans un tel milieu, il se produit un transport sélectif des particules hydrophobes. Les particules présentant des surfaces hydrophobes se fixent aux bulles d'air lorsqu'elles entrent en collision avec elles. Ce phénomène est dû à la grande affinité des surfaces hydrophobes pour l'air dont la nature est non polaire. Les bulles d'air entraînent ces particules jusqu'à la surface de la pulpe où elles forment une mousse chargée. Par contre, les particules présentant des surfaces hydrophiles ne se lient pas aux bulles d'air et restent en suspension dans la pulpe.

Les produits de la flottation sont le concentré et le rejet. La couche de mousse qui flotte sur le dessus du liquide et qui est chargée de substances contaminants constitue le concentré. La pulpe restante constitue le rejet qui est composé de la matrice décontaminée.

Les différentes étapes qui conduisent à la flottation du minerai se résument par le schéma suivant :

Partie III : Etude d'exploitation et proposition d'une méthode de valorisation du minerai

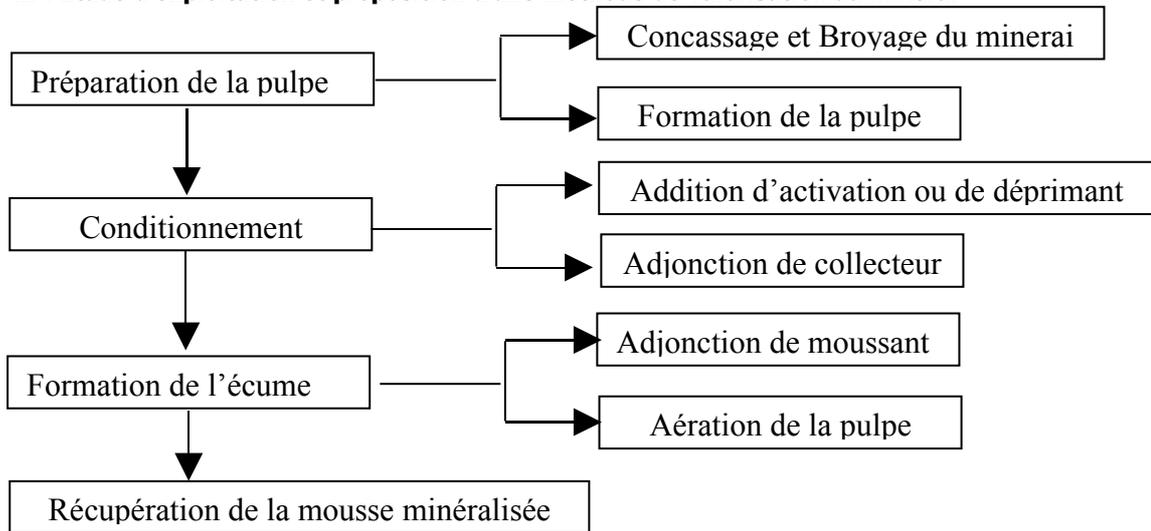


Fig.29: Processus de flottation

III. MATERIELS

- Concasseur
- Broyeur
- Le cyclone classificateur et la pompe
- L'unité de flottation
- Les matériels de liaison : trémie tampon, les convoyeurs à bandes
- Les matériels d'alimentation : trémie d'alimentation

III.1 L'UNITE DE FLOTTATION

Les principaux équipements de flottation sont la cellule de flottation et la colonne de flottation. Les circuits de flottation sont aussi composés de réservoirs de conditionnement et de cellules d'attrition qui servent à la préparation de la pulpe.

Naturellement, des pompes sont nécessaires au transport de la pulpe d'un équipement à l'autre. Les particularités de ces équipements sont décrites dans les sections qui suivent.

Le choix de la machine de flottation doit tenir compte des fonctions suivantes :

- Traitement des produits : alimentation de la cellule, décharge des produits non flottés, évacuation des mousses
- Aération de la pulpe
- Agitation de la pulpe : l'intensité de cette agitation influe sur la flottabilité des minéraux traités.

Une agitation trop intense peut provoquer une oxydation poussée à la surface d'un sulfure, ce qui diminue sa flottabilité.

Une trop forte agitation peut aussi augmenter la quantité d'ultrafines, nuisibles à la flottation (particules < 10µm) par attrition des minéraux présents dans la cellule.

Nous proposons une cellule de flottation classique de 6m³(3mx2mx1m) pour le traitement :

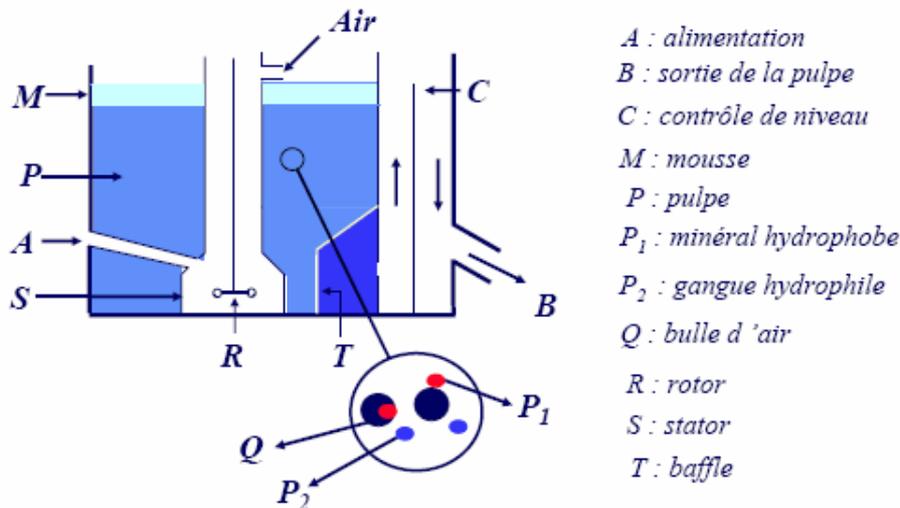


Fig.30: Cellule classique de flottation

La cellule de flottation assure les fonctions suivantes :

- Maintenir les particules en suspension
- Disperser les bulles d'air
- Assurer le contact bulle-particule
- Assurer une zone à faible turbulence en haut de l'écume
- Permettre l'extraction de l'écume
- Transfert des particules aux points de décharge
- Fournir des conditions de mélange parfait
- Démarrage après arrêt/sédimentation de la pulpe

IV. LES REACTIFS

Les réactifs de flottation doivent assurer les fonctions suivantes :

- La collection qui consiste à enrober les minéraux à flotter de films hydrophobes à l'aide d'agents collecteurs pour qu'ils puissent s'adhérer aux bulles d'air créées dans la cellule. Les collecteurs des minéraux oxydés sont différents de ceux des minéraux sulfurés car ces deux types de minéraux ne se comportent pas de la même manière dans une solution aqueuse.
- La formation des écumes : la tension superficielle d'une solution décroît lorsqu'on y ajoute en petite quantité un réactif appelé moussant.

- L'activation et la dépression qui consiste à modifier l'état de surface d'un minerai.

Les réactifs employés seront généralement des agents moussants et des collecteurs. Les moussants favorisent la formation d'une mousse stable (qui ne se dégrade pas) et réduit la tension superficielle de l'eau. Pour le cas de notre minerai, on propose le gas-oil.

Quant au collecteur, il a pour fonction de favoriser le contact entre les particules et les bulles d'air ; une fine pellicule se forme sur les particules, rendant celles-ci imperméables. Parallèlement, le collecteur doit agir de façon sélective en n'enduisant pas les particules qui doivent descendre au fond (les stériles).

Le xanthate est le réactif couramment utilisé dans la flottation des métaux de base et des métaux précieux, qui est la méthode standard de séparation des minéraux précieux, tels l'or, le cuivre ou le zinc, des minéraux qui ne le sont pas, tels le calcaire ou le quartz. Il peut assurer la flottation simultanée de la pyrite et de la chalcopryrite.

IV.1. Quantité de réactifs

La consommation en réactifs est généralement de 1 à 3l par tonne de minerai pour le moussant et de 1l par tonne de minerai pour le collecteur.

Dans notre cas, si on prend que la consommation moyenne de moussant est de 2l par tonne de minerai, la consommation annuelle en réactifs sera de 140 000 l de gas-oil et 70 000 l de xanthate.

V. DEROULEMENT ET ETAPES DE LA VALORISATION

V.1. Préparation de la pulpe

Dans tous les cas on doit procéder à une concentration et le premier objectif est de débarrasser les minerais de la gangue par des méthodes mécaniques, physiques et chimiques. A l'état naturel, les minerais ne sont pas assez riches et purs pour qu'on puisse les traiter directement, dans la plupart des cas il faut séparer le plus possible de gangue de la partie utile : c'est la concentration.

Dans tous les cas, le travail de séparation commence par :

a) LE CONCASSAGE

Le minerai subit deux concassages, le premier à la sortie de la mine, par un concasseur à mâchoires, afin de réduire sa granulométrie à moins de 200 mm. Il est ensuite transporté

jusqu'à l'usine de traitement pour être à nouveau concassé à moins de 10 mm, par un concasseur giratoire.

b) LE BROYAGE

Avant toute opération de flottation, il faut amener le minerai à un état de très grande finesse (0,1mm et moins) pour libérer les composés métalliques de leur gangue.

Les bandes convoyeuses desservent dans l'ordre, les concasseurs qui réduisent les cailloux en gravier et moins.

Les broyeurs humides remplis de gros boulets très lourds, reçoivent le minerai et de l'eau. Par rotation, les boulets écrasent le minerai et le réduit en grain en plusieurs étapes par voie humide jusqu'à une finesse inférieure à 100 µm

Après le broyage les minerais seront pompés et envoyer vers un cyclone classificateur qui va séparer les grains à bonne dimension des grains encore trop gros, qui doivent retourner aux broyeurs humides.

Après le concassage et le broyage, on a :

- Des particules valorisables libérées,
- Des particules emprisonnées ou mixtes, et
- Des particules de gangues libérées.



Fig.31:Libération des particules

c) FORMATION DE LA PULPE

Les particules solides sont mises en suspension par agitation dans l'eau après qu'un broyage humide, plus ou moins poussé, ait libéré de la gangue l'espèce minérale valorisable. Le minerai broyé est habituellement combiné à l'eau pour former une pulpe contenant entre 5 et 50% de solides sur une base massique.

La pulpe doit être exempte de toute agglomération. Comme la flottation est un phénomène de surfaces, ces dernières doivent être entièrement libres. La première étape de préparation repose donc sur la dispersion des particules à l'aide d'agents dispersants lorsque nécessaire. La pulpe est introduite dans un réservoir de conditionnement agité afin d'assurer l'homogénéité du matériel.

V.2. Conditionnement

Avant d'entrer dans les cellules ou colonnes de flottation qui vont réaliser cette séparation, la pulpe doit être convenablement préparée. Ce mélange solide-eau (ou pulpe) est conditionné avec un réactif chimique appelé **collecteur** dans des cuves cylindriques agitées par une hélice, appelées conditionneurs conventionnels, pendant une à plusieurs dizaines de minutes, dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface du minéral à flotter, afin de lui conférer une affinité plus grande pour la phase gazeuse que pour la phase liquide.

De manière plus exceptionnelle, cette opération s'effectue dans les tambours rotatifs

Un conditionneur conventionnel est constitué essentiellement par :

- Une cuve cylindrique à fond plat équipée de pales anti-rotation,
- Un tube interne de recirculation de la pulpe (avec pales anti-rotation),
- Un mobile d'agitation (arbre + hélice),
- Un mécanisme d'entraînement,
- Un support de l'ensemble d'entraînement,
- Un registre de débordement.

a) AVANTAGES :

- Les conditionneurs permettent d'assurer un mélange efficace entre pulpe et réactifs de flottation.
- Les mobiles utilisés sont spécialement conçus pour obtenir un rendement supérieur à une hélice traditionnelle.
- La pulpe et les réactifs sont introduits directement dans le tube intérieur de recirculation où ils sont intimement mélangés. Ainsi, la recirculation contrôlée élimine les problèmes de court-circuitage de la pulpe et améliore son cheminement à l'intérieur de la cuve.
- Lorsque les pulpes ont tendance à former des mousses, elles passent par le tube et recirculent puis sont cassées par l'action de l'hélice.
- La sortie par débordement offre 3 possibilités de réglage.

- On obtient une action sélective du collecteur en faisant appel à des modificateurs, les déprimants et les activateurs, qui modifient son affinité pour certaines surfaces minérales. Il s'agit alors du procédé de flottation différentielle, permettant la séparation des sulfures et des oxydes.

Le **collecteur** est un agent tensioactif (surfactant), molécule organique hétéropolaire constituée par au moins une chaîne hydrocarbonée et une tête polaire, qui peut comporter un ou plusieurs groupes salifiants facilement ionisables. Selon que la charge de la tête polaire, après dissociation dans l'eau, est négative ou positive, le collecteur est anionique ou cationique. Le caractère tensioactif est conféré par l'affinité de la chaîne pour la phase gazeuse, et de la tête polaire pour la phase liquide. La molécule tensioactive est donc orientée à l'interface air-eau.

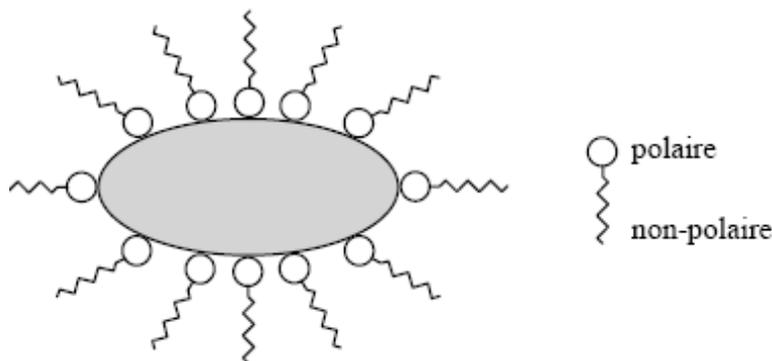


Fig.32: Mode d'action d'un collecteur

V.3. Formation de l'écume

La pulpe ainsi conditionnée est introduite dans des réacteurs munis d'agitateurs aérés (cellules de flottation) générant des bulles d'air et les dispersant. Les particules rendues hydrophobes se fixent à la surface des bulles qui constituent un vecteur de transport grâce à leur mouvement ascensionnel vers la surface libre de la pulpe. On obtient ainsi une mousse surnageante chargée en solides, appelée **écume**. La taille des bulles (et en cela l'aire interfaciale liquide-air) et la durée de vie de la mousse sont modulées par l'addition d'un **moissant**. Le liquide entraîné est drainé par gravité à l'intérieur même de la mousse, laquelle est recueillie par débordement.

Les **moissants** sont aussi des tensioactifs dont la constitution rappelle celle des collecteurs, puisque ce sont aussi des molécules organiques hétéropolaires, mais qui ne s'adsorbent pas ou s'adsorbent peu sur les surfaces minérales. D'ailleurs, tous les collecteurs présentent plus ou moins des propriétés moussantes.

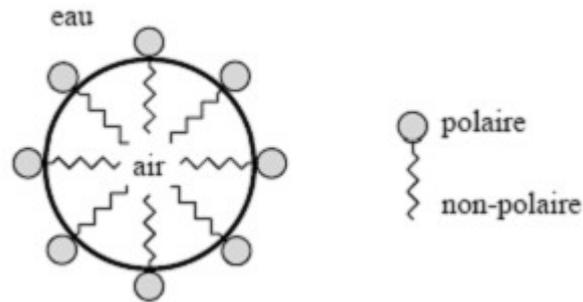


Fig.33: Mode d'action d'un moussant

V.4. Aération de pulpe

Une injection d'air dans la cellule permet de former des bulles qui entraînent en surface les éléments valorisables qui se retrouvent dans les "mousses». Les bulles d'air jouent le rôle de bouées et remontent le minéral à la surface. La gangue stérile hydrophile tombe au fond des cellules tandis que la mousse chargée de minéral est récoltée par débordement. Cette dernière, après séchage, donne des concentrés.

Les produits de la flottation sont le concentré et le rejet. La couche de mousse qui flotte sur le dessus du liquide et qui est chargée de substances contaminantes constitue le concentré. La pulpe restante constitue le rejet qui est composé de la matrice décontaminée.

V.5. Mode opératoire

- On humidifie le minéral à traiter, dilution de 20%, pour former la pulpe
- On le mélange avec les réactifs
- On l'introduit dans la cellule
- On ajoute de l'eau
- On actionne l'agitation, à vitesse constante
- On introduit de l'air jusqu'à l'apparition des mousses à écume la surface
- On alimente la cellule par de l'eau, à un débit de 0.02l/s, et de l'air
- On évacue les écumes au fur et à mesure de leur formation à l'aide d'une raclette tenue à la main
- L'opération se termine quand les écumes ne se forment plus à la surface (au bout de 10mn environ)

On estime qu'on va récupérer 20% du minéral à traiter qui sera le concentré de minéraux utiles pendant le traitement. Il sera composé de :

- particules valorisables libérées

- particules emprisonnées ou mixtes

Pour $V_i=1\text{m}^3$ de minerai:

- 20% minéraux utiles et mixtes
- 80% gangue

Le taux de récupération est de 90%

Les quantités à récupérer sont:

$$\begin{aligned}V_{\text{surverse}} &= V_i \times 0.2 \times 0.9 \\ &= 1 \times 0.2 \times 0.9\end{aligned}$$

$$V_{\text{surverse}} = 0.18\text{m}^3 \text{ par m}^3 \text{ de minerai}$$

$$V_{\text{souverse}} = V_i - V_{\text{surverse}} = 1 - 0.18$$

$$V_{\text{souverse}} = 0.82\text{m}^3 \text{ par m}^3 \text{ de minerai}$$

La quantité de concentré récupéré par jour est donc

$$V_{\text{cj}} = V_{\text{surverse}} \times q_j$$

q_j : quantité de minerai à traiter par jour

$$= 0.18 \times 84$$

$$V_{\text{cj}} = 15.12 \text{ m}^3$$

V.6. Détermination du nombre de cellules de flottation

Le volume total de minerai à traiter par semaine est de 522m^3 , soit $q_j = 84\text{m}^3$ par jour.

On a 9 heures de travail par jour. ($t_j = 540\text{mn}$)

La durée d'une flottation est de 10mn.

Supposons que la durée moyenne d'un cycle en comptant le temps d'alimentation et de vidange de la cellule et le temps de préparation est $t_{\text{cycle}} = 40\text{mn}$

Le nombre de cycle journalier sera:

$$N_{\text{cycle}} = \frac{t_j}{t_{\text{cycle}}} = \frac{540}{40}$$

$$N_{\text{cycle}} = 14 \text{ cycles}$$

- La capacité d'une cellule de flottation est 6m^3
- La dilution de la pulpe est de 20%
- La quantité de minerai à traiter par cycle est donc $q_{\text{cycle}}=1\text{m}^3$
- Une cellule de flottation peut alors traiter 14m^3 de minerai par jour

D'où le nombre de cellule de flottation nécessaire:

$$N_{\text{cellule}} = \frac{q_j}{q_{\text{cycle}}} = \frac{84}{14} = 6$$

$$N_{\text{cellule}} = 6$$

V.7. Schéma du flow-sheet de la valorisation

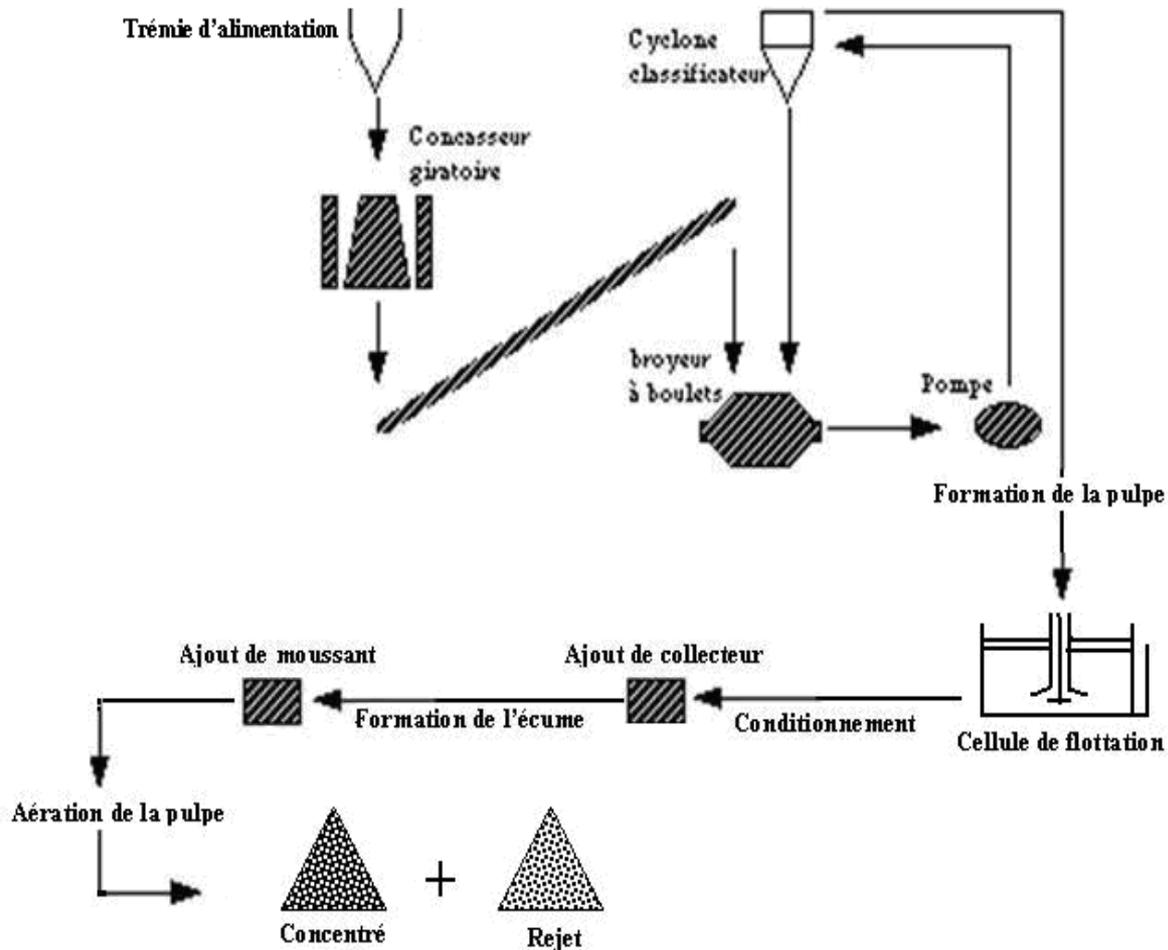


Fig.34: Flow-sheet de la valorisation

VI.CONCLUSION

Après le processus de flottation, on n'a pas encore séparé les métaux, ils sont présents dans la pyrite et la chalcopryrite, mais beaucoup plus concentrés.

Pour pouvoir les extraire, il faudrait d'autre processus de traitement. Le concentré pourrait être acheminé à une fonderie de cuivre, d'où l'on extrait un cuivre métallique brut, le rejet obtenu va passer dans un concentrateur et subir toutes les étapes hydrométallurgiques essentielles pour l'obtention d'un concentré d'or, d'argent et de zinc ou de l'alliage final d'or, d'argent et de zinc.

Ces étapes sont, en général, la lixiviation, la concentration et la purification des solutions mères et la récupération métallique finale. Quant au cuivre métallique brut, il n'est pas assez pur ; il doit donc être affiné par électrolyse, au cours de laquelle des boues anodiques sont produites, comprenant entre autres l'or et l'argent contenus à l'origine dans la chalcopryrite et la pyrite.

VII. ORGANIGRAMME DU PERSONNEL

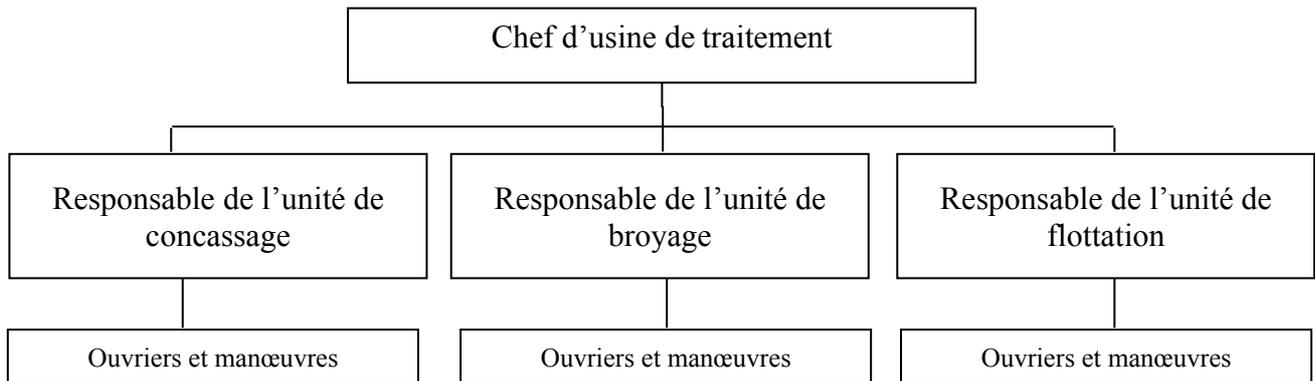


Fig.35:Organigramme du personnel de l'usine de traitement

VIII. CHOIX DE L'EMPLACEMENT DE L'USINE

Les paramètres que nous tenons en compte pour choisir le lieu d'implantation de l'usine sont :

- Proximité de la source des matières premières afin de faciliter leur transport
- Surfaces nécessaires aux différents stades de production
- Proximité d'une source d'eau
- Proximité d'une source d'électricité
- Terrain solide et non accidenté

En considérant tous ces facteurs, l'usine sera implantée à Bekily, ville la plus proche, à 20km de la zone d'exploitation.

Le transport des minerais sera assuré par les mêmes camions qui transportent les minerais abattus.

IX. EVALUATION DU COÛT DE TRAITEMENT

IX.1. INVESTISSEMENTS FIXES

IX.1.1.LE COÛT D'IMPLANTATION DE L'USINE

Les investissements nécessaires sont effectués en fonction des considérations techniques développées précédemment. Le devis concerne exclusivement les coûts des matériels nécessaires et l'investissement en construction de l'usine.

a) Investissements en matériels et équipements

| Désignation | Nombre | Coût unitaire [Ar] | Coût total [Ar] |
|--------------------------------|--------|--------------------|----------------------|
| L'unité de concassage | 1 | 750 000 000 | 750 000 000 |
| L'unité de broyage | 1 | 500 000 000 | 500 000 000 |
| Le cyclone classificateur | 1 | 10 000 000 | 10 000 000 |
| Compresseur | 1 | 150 000 000 | 150 000 000 |
| L'unité de flottation | 6 | 10 000 000 | 60 000 000 |
| Les matériels de liaison : | | | |
| • trémie tampon | 1 | 3 000 000 | 3 000 000 |
| • convoyeurs à bandes | 1 | 7 000 000 | 7 000 000 |
| Les matériels d'alimentation : | | | |
| trémie d'alimentation | 1 | 3 000 000 | 3 000 000 |
| TOTAL | | | 1 483 000 000 |

Tableau.27: Investissements pour l'usine de traitement

b) Investissements en construction

| Désignation | Coût unitaire (Ar) | Nb | Coût total (Ar) |
|---------------------------------|--------------------|-----|-----------------|
| - Usine (500m ²) | 50 000 000 | 1 | 50 000 000 |
| - Bâtiment administratif | 7 000 000 | 1 | 7 000 000 |
| - Logement | 10 000 000 | 4 | 40 000 000 |
| - Magasin de stockage | 35 000 000 | 1 | 35 000 000 |
| - Réservoirs d'eau et de gasoil | 12 000 000 | 1+1 | 24 000 000 |
| Total | | | 156 000 000 |

Tableau.28: Investissements en construction

***IX.1.2.FRAIS
D'INSTALLATION ET
FRAIS DE TRANSPORT***

Ils sont estimés à 5% des dépenses pour l'équipement de l'usine et de la construction

$$5\% [\text{coût d'implantation de l'usine}] = \text{Ar } 73\,650\,000$$

IX.2. FONDS DE ROULEMENT

***IX.2.1.FRAIS DU
PERSONNEL***

a) Salaire

| Tache | Nb | Qualification | Indice | Salaire mensuel | Salaire annuel total |
|---|----|---------------|--------|-----------------|----------------------|
| - Chef d'usine | 1 | HC | | 600 000 | 7 200 000 |
| - Responsables des unités de traitement | 3 | 5B | 2 160 | 450 000 | 5 400 000 |
| - Ouvriers | 3 | OS3 | 1 225 | 125 000 | 4 500 000 |
| - Manœuvres | 3 | M2 | 1 025 | 40 000 | 1 440 000 |
| Gardiens (agents de sécurité) | 2 | M1 | 995 | 100 000 | 2 400 000 |
| Total | | | | | 20 940 000 |

Tableau.29: Salaires du personnel de l'usine

b) Charges sociales

Les charges à verser auprès de l'O.S.T.I.E et de la C.N.A.P.S sont tels que :

| | |
|--------------------------------|-----------|
| C.N.A.P.S : 20 940 000 x 13% = | 2 722 200 |
| O.S.T.I.E : 20 940 000x 5% = | 1 047 000 |
| Sous Total [Ar] | 3 769 200 |

Tableau.30: Charges sociales du personnel de l'usine

c) Frais du personnel total FP_{trait} [Ar]

$$FP_{\text{trait}} = \text{Frais du personnel} + \text{Charges Sociales} = \text{Ar } 24\,709\,200$$

***IX.2.2.CONSOmmABLES
DE L'USINE***

| Désignation | Coût total (Ar) |
|-----------------------------|-----------------|
| Réactifs | 655 200 000 |
| Carburant | 156 960 000 |
| Lubrifiant= 3 % [Matériels] | 42 840 000 |
| Total | 713 730 000 |

Tableau.31: Matières consommables de l'usine

IX.2.3. PIÈCES DE RECHANGE ET FOURNITURE D'ENTRETIEN

On estime qu'elles représentent 5% des investissements en matériels. Les dépenses annuelles pour ces pièces et fournitures seront : Ar 71 400 000

IX.3.RECAPITULATION DU FONDS DE ROULEMENT DE L'USINE

| Désignation | Coût total (Ar) |
|-----------------------|-----------------|
| Frais du personnel | 24 709 200 |
| Pièces de rechanges | 71 400 000 |
| Matières consommables | 713 730 000 |
| Sous total | 809 839 200 |
| Imprévu 5% | 40 491 960 |
| Total | 850 331 160 |

Tableau.32: Récapitulation du fonds de roulement

Le fonds de roulement réactualisé sur 15 années est de :

$$FR_{projet} = FR_{annuelle} \sum_0^n (1 + \theta)^n$$

Avec θ : taux d'actualisation = 10%

n : durée du projet

$$FR_{trait} = 850\,331\,160 \times \sum_{n=0}^{14} (1 + 0.1)^n = 850\,331\,160 \times 30.67$$

$$FR_{trait} = \text{Ar } 26\,080\,000\,000$$

IX.4.ASPECT FINANCIER DE LA VALORISATION DU MINERAI

Tableau des investissements pendant le déroulement du projet

| Désignation | Coût total (Ar) |
|--|-----------------|
| Investissements en construction | 156 000 000 |
| Investissements en matériels et équipements | 1 483 000 000 |
| Frais de montage et de transport des matériels | 73 650 000 |
| Fonds de roulement | 26 080 000 000 |
| Total | 27 792 650 000 |

Tableau.33: Tableau des investissements pour le traitement

La quantité de minerai qu'on traite pendant le projet est de 1 059 991t

D'où le prix de revient de la valorisation par tonne de minerai est :

$$PR_{\text{trait}} = \frac{27\,792\,650\,000}{1061000} = 26194$$

Arrondi à $PR_{\text{trait}} = \text{Ar } 26\,000$ par tonne de minerai

CONCLUSION

Ce Mémoire est consacré d'une part à la prospection du gisement polymétallique de Besakoa à l'aide d'une méthode moderne afin de confirmer les données des prospections réalisées par le BRGM vers les années 50, l'un des buts de cette exploration est de déterminer les teneurs de la minéralisation dans les 30 premiers mètres non récupérées lors des campagnes de forages antérieures. Et d'autre part, à une proposition d'une méthode d'exploitation et d'une méthode de valorisation des minerais.

Les analyses de laboratoire ont données 0.61g/t d'Au, 15.8g/t d'Ag, 0.6% de Cu et 0.8% de Zn en moyenne.

L'exploitation de ce gisement pourrait se faire à ciel ouvert par enlevures successives. Le minerai est une roche dure donc il est préférable que l'abattage se fait à l'aide des explosifs. La production annuelle envisageable de minerai sera de 70 666t, qui va renfermer 565t de Zinc, 424t de Cuivre, 1.15t d'Argent et 43kg d'Or.

L'enrichissement du minerai est le procédé de flottation qui sera plus pratique et plus efficace pour le traitement des minerais sulfurés.

Prochainement, on envisage de faire une étude beaucoup plus approfondie pour rechercher d'autres occurrences en VMS afin de déterminer l'extension du gisement. On va donc faire:

- des forages additionnels pour avoir plus d'information et de précisions sur les minéralisations en profondeur et le long du périmètre,*
- un programme pour examiner d'autres occurrences de gossan;*
- un aperçu électromagnétique et magnétique aéroporté profond-pénétrant;*
- un prélèvement systématique de dépôt et de sol de jet.*

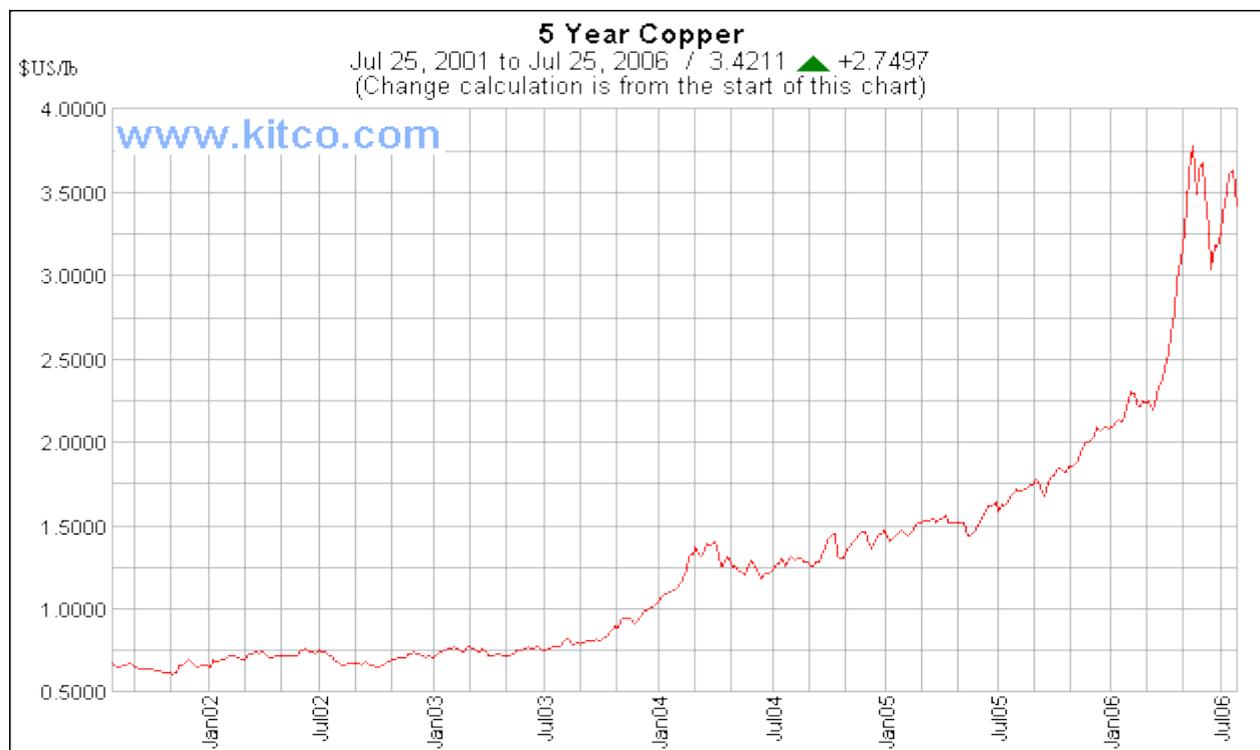
L'Exploitation de ce gisement pourrait constituer l'une des premières exploitations d'or de type magmatique à Madagascar.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] RAJAONARISON Vony H - Etude d'implantation et d'établissement d'un programme de forage pour la prospection du gisement de charbon de la Sakoa - Mémoire de fin d'étude à l'E.S.P.A - 2004
- [2] Jean Bernard CHAUSSIER & Jean MORER - Manuel du prospecteur minier-BRGM
- [3] C LEBLANC - Province cuprifère de Vohibory – Rapport de clôture – 1959
- [4] www.majescor.com
- [5] [http://fr.wikipedia.org/wiki/Mine_\(gisement\)](http://fr.wikipedia.org/wiki/Mine_(gisement))
- [6] RANDRIANARIVO Sylvain et RAMAROTIA Bruno - Prospection d'or par sondages carottés inclinés et verticaux dans la région de Betsiaka - Mémoire de fin d'étude à l'E.S.P.A - 1986
- [7] O. ORLOV - Les gisements de cuivre de Vohibory - 1951
- [8] J A RASOAMAHENINA - Rapport annuel du service géologique pour 1972 (Etude de gisement de cuivre de Vohibory par L. BOUSTEYAK)
- [9] RANDIMBISON Timon Léon - Etablissement d'un programme d'étude du gisement de fer de Soalala par sondage carotté - Mémoire de fin d'étude à l'E.S.P.A - 1986
- [10] RAFARALAHY – Cours de sondage forage en 3^{ème} et 4^{ème} année à l'E.S.P.A
- [11] J.P NGUYEN – Le forage – Edition technique – Paris 1993
- [12] RAMANANTSOA A. Marc - Problème de forage dans les grès bitumineux de Bemolanga – Mémoire de fin d'étude à l'E.S.P.A - 1988
- [13] Plan directeur d'action pour la mise en valeur des ressources du sol et du sous-sol de Madagascar – BRGM
- [14] www.wikipedia.org
- [15] RAKOTOHARINANDRASANA Derasoa – Contribution à l'étude d'exploitation de la carrière de calcaires d'Andrehitra MAHAJANGA– Mémoire de fin d'étude à l'E.S.P.A - 1999
- [16] RANDRIANARIVELO Frederic – Cours d'exploitation à ciel ouvert en 3^{ème} année à l'E.S.P.A
- [17] ROBUSTIN – Cours d'abattage à l'explosif en 3^{ème} année à l'E.S.P.A
- [18] RASOLOMALALA A. Tony – Abattage à l'explosif – Direction des Mines et de la Géologie
- [19] ANDRIANIRINA Laingo – Cours de Minéralurgie en 4^{ème} année à l'E.S.P.A

ANNEXES

Annexe 1: Evolution des prix du Cuivre et du Zinc pendant ces 5 dernières années



Annexe 2: CARACTERISTIQUES DES MATERIELS

1) Machine foreuse ATLAS COPCO (pour la foration des trous de mine)

- Dimensions
Poids : 2400kg
Longueur : 5430mm
Largeur : 2100mm
Hauteur : 1560mm
- Traming
Vitesse de traction : 2.5km/h
Force de traction : 18.8KN
Colline capacité 30° grimpeuse
- Alimentation
Nourrissez KN 8 à force

Nourrissez m/s 0.3 à taux

Nourrissez le balancement : $\pm 45^\circ$

Aérez la consommation : (l/s à 6 bars) 6

- Unités de la rotation :
BBR 4
Gamme de trou : 36-115
Aérez la consommation : (l/s à 30 tr/mn) 40
Moment de rotation (max) : 900
Collecteur DUT
DTC 60E
Aérez la consommation (l/s à 7 bars) :25

2) Compresseur mobile de chantier ATLAS COPCO

- Compresseur

Pression de service effective : 12 bars

Débit réel à l'air libre (L/S-14.1m³/mn) :235

Niveau sonore [dB (A)] :76

Capacité d'huile : 13l

- Moteur

Mercedes Benz type OM 904LA

Cylindres : 4

Vitesse à pleine charge 200tr/mn

Puissance : 124 KW

Capacité de réservoir : 254l

Consommation carburant : 28.35 l/h

- Dimensions

Longueur : 4604mm

Largeur : 1950mm

Hauteur : 1974mm

Poids à vide : 2500kg

Poids prêt à fonctionner : 2900kg

3) Chargeuse sur pneus

| | |
|--------------------------------------|---|
| Catégorie | Chargeuse sur pneus |
| Marque | CATERPILLAR |
| Type | 938GII |
| Année | 2004 |
| Pneus-type | Pneus de roche |
| Pneus -marque | Michelin |
| Pneus-dimension (p.e.26,5R25) | 23,5R25 |
| Godet | <ul style="list-style-type: none">• Avec dents |
| Capacité Godet | <ul style="list-style-type: none">• 3 m³ |
| Équipement additionnel | <ul style="list-style-type: none">• Climatisation• RCS |
| Cabine | EROPS |
| Peinture | Origine |
| Description | sehr schöne, neuwertige Maschine |

4) Unité de concassage (concasseur à mâchoires)

Il comprend les équipements suivants :

1. Circuit primaire :

- Un caisson d'alimentation
- Un alimentateur vibrant de 4 x 1m
- Un broyeur à mâchoire type VB 1008
- Un châssis mobile sur lequel seront montés les équipements ci-dessus et muni des moteurs d'entraînement, passerelles et échelles d'accès.

2. Circuit secondaire

- Un caisson tampon d'alimentation

- Un alimentateur vibrant de 1.5 x1m
- Un broyeur à cône type Gyrasphère 1100
- Un crible vibrant de 4'x12'
- Un châssis mobile sur lequel seront montés les équipements ci-dessus et muni des moteurs d'entraînement, passerelles et échelles d'accès

3. Transporteurs

- 2 transporteurs à courroies de 900mm
- 5 transporteurs à courroies de 600mm, dont 3 pour le stockage des produits finis.

5) Broyeur à cylindres lisses type CRL 40X28

Diamètre des cylindres : 400mm

Largeur des cylindres : 280mm

Vitesse moyenne des cylindres : 240tr/mn

Diamètre volant : 700mm

Largeur volant : 125mm

Puissance moteur : 2 x 3 KW

Plus gros morceau admis : 15mm

Production horaire moyenne : 7 à 10 t/h

Poids total : 1700kg

6) Concasseur giratoire

Les broyeurs à cônes sont utilisés pour le broyage de produits mi-durs à très-durs, tenaces ou cassants avec des grandes exigences de cubicité. Le piston hydraulique pour le réglage de la fente se trouve dans la partie inférieure de la machine et dans la partie supérieure on trouve le cône de broyage. Le broyage est effectué entre les cônes entraînés en rotation par un excentrique et le corps de broyage fixe.

Le débit peut atteindre 300 t/h avec un rapport de réduction de 1:8.

7) Trémie

Rehausse démontable pour 9m³

Trémie de base 3m³ monobloc : 2430 x 2430 hors tout

Béquille de stabilisation dans le cas de chargement par camions bennes

8) Trémie d'alimentation

Capacité : 16 m³

Poids : 7357 kg

Blindage acier : e= 24-10mm

9) Cellule de flottation

Vitesse : 550tr/mn

Puissance : 0.6cv

Volume : 6m³

Tonnage : 2 – 10 en 24h

Principe fonctionnel : séparation par processus physico-chimiques

Matériaux : pulpe à traiter

Produits obtenus : concentré (écumes) / rejets

Annexe 3: calcul de la consommation en carburant et réactifs

Carburants pour la mine

C_m : consommation moyenne par heure de gas-oil pour tous les appareils motorisés = 20l/h

Les nombres d'heure de travail des appareils dans une semaine sont :

- Foreuse et compresseur : 34h
- Chargeuse : 36h
- Pelle hydraulique : 18h
- Camions bennes: 72h
- Camion citerne : 18h
- Unité de concassage : 18h
- Autres matériels: 18h

N_h : nombre d'heure de fonctionnement de tous les appareils dans une année : 10700h

P_g : prix d'1l de gas-oil = Ar 2180

$$C_c = C_m \times N_h \times P_g$$

$$C_c = 20 \times 10700 \times 2180 = \text{Ar } 466\,520\,000$$

Carburants pour l'usine de traitement

Le nombre d'heure de travail de tous appareils dans une année est :

N_h : 3600h

$$C_c = 20 \times 3600 \times 2180 = \text{Ar } 156\,960\,000$$

Calcul de la consommation en réactifs pour la valorisation

La consommation annuelle en réactifs :

Gas-oil : 140 000 l

Xanthate : 70 000 l

Le coût sera :

$$C_{\text{Gas-oil}} = \text{Ar } 305\,200\,000$$

$$C_{\text{xanthate}} = \text{Ar } 350\,000\,000$$

$$C_{\text{réactif}} = \text{Ar } 655\,200\,000$$

Annexe 4: Calcul de la consommation en taillants et en tiges C_{TB}

L_T : durée de vie moyenne d'un taillant = 1200m

L_B : durée de vie moyenne d'un taillant = 600m

L : longueur total de trous forés pour une année = 8340m

P_T : prix d'un taillant = Ar1 912 500

P_B : prix d'un taillant = Ar1 173 000

$$C_{TB} = \frac{L}{L_T} \times P_T + \frac{L}{L_B} \times P_B$$

$$C_{TB} = \frac{8340}{1200} \times 1912500 + \frac{8340}{600} \times 1173000$$

$$C_{TB} = 13\,291\,875 + 16\,304\,700 = \text{Ar } 29\,596\,575$$

Annexe 5: Mode de calcul des investissements en construction

Le coût de m² habitable est de Ar 100 000

- Bâtiment administratif
 $70\text{m}^2 \times 100\ 000 = 7\ 000\ 000$
- Logement
 $50\text{m}^2 \times 100\ 000 = 5\ 000\ 000$
- Magasin de stockage
 $70\text{m}^2 \times 500\ 000 = 35\ 000\ 000$
- Atelier de maintenance et d'entretien
 $100\text{m}^2 \times 500\ 000 = 50\ 000\ 000$
- Atelier mécanique
 $100\text{m}^2 \times 500\ 000 = 50\ 000\ 000$
- Réservoir d'eau et de Gas-oil
 $2 \times 30\text{m}^3 \times 400\ 000 = 24\ 000\ 000$
- Dépôt d'explosif (en béton armé)
 $7\text{m}^2 \times 2\ 000\ 000 = 14\ 000\ 000$
- Dépôt de détonateur (en béton armé)
 $3.5\text{m}^2 \times 2\ 000\ 000 = 7\ 000\ 000$

Annexe 6: Maintenance et entretien des matériels:

Les travaux de maintenance et d'entretien assurent le bon fonctionnement des matériels afin de réduire les risques de désordre ou de panne.

D'une part, la maintenance c'est l'ensemble des actions permettant de maintenir ou de rétablir un bien dans un état, d'autres part l'entretien c'est l'ensemble des travaux ayant pour but de maintenir dans leur état initial des ouvrages ou équipements existants sans changer leurs usages ou leur fonction. Malgré une opposition de sens entre les deux termes, ils sont inséparables.

Ainsi, l'entretien c'est pendant la durée de vie des matériels alors que les maintenances c'est pour leur performance. Si bien que l'entretien s'effectue périodiquement dont en voici un tableau résumant les principaux travaux d'entretien:

| Période | Entretien | Matériels |
|---|--|--|
| Journalière | <ul style="list-style-type: none"> - Soufflage des filtres - Remplissage d'huile, - Adduction d'huile vérin - Graissage (godet) - Nettoyage des appareils et curage du canal d'évacuation des débris de tout venant | Camion, pelle, bull, matériels de traitement, motopompe. |
| Hebdomadaire | <ul style="list-style-type: none"> - Graissage complet - Le soufflage du radiateur - Réfrigérant d'huile. - Lavage | Camion, pelle, bull, matériels de traitement, motopompe. |
| toutes les 80 heures | <ul style="list-style-type: none"> - Graissage | Matériels de traitement |
| toutes les 125 heures de marche de moteur | <ul style="list-style-type: none"> - Entretien général: remplacement des pièces d'usure, vidange, vérification des moteurs, graissage. - Vidange du moteur et le remplissage d'huile. | Pelle, camion, bull |
| toutes les 1000 heures de travail | <ul style="list-style-type: none"> - Entretien général de l'ensemble du système de lavage. - Les mécaniciens font des entretiens généraux des engins : vidange du moteur, du boite de vitesse, du pont et du réservoir. Changement des filtres et des pièces d'usures. | Matériels de traitement et tous les engins |

De plus les engins doivent passer de la visite technique systématique. En effet, il faut contrôler le calendrier de l'entretien périodique (journalier, hebdomadaire, mensuel ou annuel) de chaque matériel ou d'engins.

Annexe 7: Présentation des minéraux

Le gisement de Besakoa renferme essentiellement les minéraux suivants :

LA PYRITE

- Sulfure de fer, de formule FeS_2 , le plus répandu sous forme minérale. Cristallisant dans le système cubique, se présente fréquemment sous forme de cristaux bien définis ainsi qu'en masses amorphes.
- De couleur jaune cuivre ; il est opaque et présente un éclat métallique.
- De ressemblance avec l'or, d'où son nom «L'or des fous ». Elle se distingue de l'or par son caractère cassant et sa dureté, qui varie entre 6 et 6,5. Sa densité relative est de 4,9 à 5,1.
- La pyrite est un minéral courant des roches sédimentaires et se trouve également dans les roches magmatiques et métamorphiques. Elle est souvent associée au charbon et parfois à l'or ou au cuivre. La pyrite est rarement exploitée comme minerai de fer, excepté dans les pays qui en manquent, en raison de la difficulté à extraire le soufre.
- Elle est principalement utilisée dans la production commerciale d'acide sulfurique et des sulfates de cuivre ou de fer.

LA CHALCOPYRITE

- Minerai de cuivre le plus répandu, constituant une des principales sources de cuivre.
- Formée de sulfure double cuivre-fer (CuFeS_2) et se cristallise dans le système tétragonal, avec une dureté de 3,5 à 4 et une densité de 4,1 à 4,3.
- Elle a un lustre métallique, de couleur jaune cuivré, et est fréquemment ternie ou donne une irisation lumineuse.
- La chalcopryrite apparaît en grandes quantités dans des veines métalliques, et dans des roches plus anciennes, en association avec de la pyrite, ou sulfure de fer naturel.
- Elle est présente dans de nombreux gisements de Suède, d'Allemagne (Harz), en République tchèque, en Hongrie, au Chili, en Afrique du Sud, et dans le sud-ouest des États-Unis.

TABLE DES MATIERES

| | |
|--|--------------------|
| REMERCIEMENTS | <i>i</i> |
| LISTE DES FIGURES | <i>iii</i> |
| LISTE DES TABLEAUX | <i>iv</i> |
| LISTE DES PHOTOS | <i>v</i> |
| LISTES DES ABREVIATIONS | <i>vi</i> |
| LISTE DES ACRONYMES | <i>vii</i> |
| LISTES DES ANNEXES | <i>vii</i> |
| SOMMAIRE | <i>viii</i> |
| INTRODUCTION | <i>1</i> |
| PARTIE I : RAPPELS ET ETUDES BIBLIOGRAPHIQUES | <i>3</i> |
| Chap. 1 : PRESENTATION DE LA ZONE D'ETUDE | <i>3</i> |
| I. SITUATION GEOGRAPHIQUE..... | <i>3</i> |
| II. HYDROGRAPHIE..... | <i>4</i> |
| III. CLIMAT..... | <i>4</i> |
| IV. MORPHOLOGIE..... | <i>4</i> |
| V. GEOGRAPHIE PHYSIQUE ET ECONOMIQUE..... | <i>5</i> |
| VI. GEOLOGIE..... | <i>6</i> |
| VI.1 APERCU SUR LA GEOLOGIE GENERALE..... | <i>6</i> |
| VI.2 GEOLOGIE DU GISEMENT | <i>6</i> |
| a) ROCHES METAMORPHIQUES..... | <i>7</i> |
| b) ROCHES FILONIENNES..... | <i>8</i> |
| c) ROCHES PEU METAMORPHISEES..... | <i>8</i> |
| VII. DESCRIPTION DU GISEMENT | <i>9</i> |
| VII.1 MINERALISATION | <i>9</i> |
| Chap. 2 : HISTORIQUE DES TRAVAUX ANTERIEURS | <i>11</i> |
| I. DEROULEMENT DES TRAVAUX EFFECTUES PAR LE BUMIFOM [3]..... | <i>11</i> |
| II. DETAILS DES TRAVAUX EFFECTUES PAR LE BUMIFOM ET RESULTATS OBTENUS [3]..... | <i>13</i> |
| II.1 Prospection systématique de l'ensemble du synclinorium : | <i>15</i> |
| II.2 Résultats des sondages placés sur les anomalies géophysiques : | <i>16</i> |
| III. TRAVAUX REALISES PAR LA BRGM [8] | <i>16</i> |
| Chap. 3 : GENERALITES SUR LE FORAGE | <i>18</i> |
| I. DEFINITION | <i>18</i> |
| II. ROLE DU FORAGE..... | <i>18</i> |
| III. AVANTAGE DU FORAGE PAR RAPPORT AUX AUTRES PROCEDES D'INVESTIGATIONS..... | <i>18</i> |
| IV. DIFFERENTS TYPES DE FORAGE..... | <i>19</i> |
| a) Le forage destructif : | <i>19</i> |
| b) Le carottage..... | <i>19</i> |
| V. DIFFERENTS PROCEDES DE FORAGE..... | <i>20</i> |
| VI. ROLE DU FORAGE DANS LA PROSPECTION MINIERE..... | <i>21</i> |
| VII. LE CAROTTAGE | <i>22</i> |
| VII.1. INTRODUCTION..... | <i>22</i> |
| VII.2 GENERALITES..... | <i>22</i> |
| VII.2.1 METHODE DE CAROTTAGE..... | <i>22</i> |
| VII.2.2 DOMAINES D'APPLICATION..... | <i>22</i> |
| VII.3. TECHNOLOGIE DU CAROTTAGE CONVENTIONNEL [10]..... | <i>24</i> |
| VII.3.1 APPAREIL DE CAROTTAGE..... | <i>24</i> |
| VII.3.2 OUTILLAGE DE FOND..... | <i>25</i> |
| PARTIE II : REALISATION DES TRAVAUX DE PROSPECTION | <i>29</i> |

| | |
|---|------------------|
| Chap.1 : PRESENTATION DE LA SOCIETE MAJESCOR [4]..... | 31 |
| I. PROJETS AU CANADA..... | 31 |
| II. PROJETS MAJEURS INTERNATIONAUX..... | 32 |
| III. PROGRAMMES A MADAGASCAR | 34 |
| Chap.2 : RECONNAISSANCE ET ECHANTILLONNAGE | 35 |
| Chap.3 : CAMPAGNE DE FORAGE..... | 37 |
| I. IMPLANTATION DES FORAGES..... | 37 |
| II. DESCRIPTION DE LA FOREUSE..... | 38 |
| II.1. LA MACHINE FOREUSE..... | 38 |
| I.2. OUTILS DIAMANTES..... | 41 |
| I.3. CAROTTIERS (COREBAREL)..... | 41 |
| I.4. LA MASSE TIGE..... | 43 |
| III. LES DIFFERENTES ETAPES LORS DE L'OPERATION DE FORAGE..... | 43 |
| IV. SUIVI DE LA CAMPAGNE DE FORAGE ET RECUPERATION DES CAROTTES..... | 46 |
| IV.1. La boue de forage..... | 47 |
| IV.2. Technique de carottage..... | 48 |
| IV.3. Récupération des carottes :..... | 52 |
| IV.5. Rangements des carottes..... | 53 |
| IV.6. Le taux de récupération des carottes :..... | 54 |
| IV.7. Problèmes rencontrés lors de l'opération de forage :..... | 54 |
| IV.8. Les avantages de cette technique sont les suivants :..... | 54 |
| V. GRAPHIQUE DES OPERATION PENDANT LA CAMPAGNE DE FORAGE..... | 56 |
| VI. ECHANTILLONNAGE DES SOLS..... | 57 |
| VI.1 PRINCIPE..... | 57 |
| VI.2 COMMENT PRELEVER DES ECHANTILLONS DE SOL..... | 57 |
| Chap.4 : LOGGING ET ECHANTILLONNAGE..... | 59 |
| I. LOGGING : EXAMEN DES CAROTTES - ETABLISSEMENT DE LA COUPE DU SONDRAGE..... | 59 |
| II. ECHANTILLONNAGES: PRELEVEMENT D'ECHANTILLONS DE CAROTTES..... | 59 |
| III. PREPARATION DES ECHANTILLONS A ENVOYER POUR ANALYSE..... | 63 |
| III.1. BROYAGE..... | 63 |
| III.2. QUARTAGE..... | 64 |
| IV. PRESENTATION DES RESULTATS APRES ANALYSE AU LABORATOIRE..... | 66 |
| V. CONCLUSION | 69 |
| <u>PARTIE III: ETUDE D'EXPLOITATION ET PROPOSITION D'UNE METHODE DE VALORISATION DU MINERAL.....</u> | <u>71</u> |
| Chap. 1: ESTIMATION DES RESERVES..... | 71 |
| I. Calcul de la puissance moyenne du gisement :..... | 71 |
| II. Le volume de la zone minéralisée..... | 71 |
| III. Calcul des teneurs moyennes du gisement..... | 72 |
| IV. Calcul des quantités de minéraux utiles dans le gisement..... | 73 |
| Chap.2: PROPOSITION D'UNE METHODE D'EXPLOITATION..... | 75 |
| I. CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION [16]..... | 75 |
| I.1. Caractéristiques du gisement :..... | 75 |
| II. SCHEMA GENERAL DU PROCEDE D'EXPLOITATION..... | 76 |
| II.1.MOYENS MATERIELS..... | 77 |
| a) Matériels de carrière | 77 |
| b) Matériels pour les constructions | 77 |
| II.2.ORGANIGRAMME DU PERSONNEL..... | 78 |
| II.3.ORGANISATION DES TRAVAUX..... | 78 |
| III. TRAVAUX PREPARATOIRES ET INFRASTRUCTURES..... | 78 |
| III.1. La construction du campement :..... | 79 |
| III.2. La construction des pistes et l'aménagement du lieu d'emplacement du terfil..... | 79 |
| IV. CADENCE D'EXPLOITATION ET ESTIMATION DE LA PRODUCTION | 80 |
| IV.1. Organisation des travaux..... | 80 |
| V. OPERATION DE DECAPAGE DU MORT TERRAIN..... | 81 |
| V.1. Matériel..... | 82 |

| | |
|--|------------|
| VI. ABATTAGE ET EXTRACTION DU MINERAL..... | 82 |
| VI.1. CHOIX DE L'EXPLOSIF À UTILISER ET SES CARACTERISTIQUES..... | 83 |
| VI.2. SCHEMA DE TIR..... | 84 |
| 1- Exigences sur la production, sa sécurité de travail :..... | 84 |
| 2- L'exigence des paramètres de tir..... | 85 |
| 3- La répartition des charges..... | 85 |
| 4- Calcul de b, c.v, H1 ainsi que H2[17]..... | 86 |
| VI.3. PREPARATION ET EXECUTION DES TIRS..... | 87 |
| VI.3.1. Foration des trous de mines..... | 87 |
| VI.3.2. Calcul de charges dans les trous de mine [17]..... | 88 |
| VI.3.3. Consommation d'explosif pour l'abattage d'une volée..... | 88 |
| VI.3.4. Consommation de cordeau détonant l'abattage d'une volée..... | 89 |
| VI.3.5. Chargement des trous de mine [18]..... | 89 |
| VI.3.6. Exécution des tirs..... | 90 |
| VI.4. INCIDENTS DE TIR..... | 91 |
| 1. Raté..... | 91 |
| 2. Culots..... | 92 |
| 3. Coup ayant fait canon..... | 92 |
| VII. CHARGEMENT et TRANSPORT..... | 92 |
| VII.1. Cycle de transport :..... | 93 |
| VIII. REMISE EN ETAT DU SITE..... | 95 |
| Chap. 3 : EVALUATION DU COUT D'EXPLOITATION..... | 96 |
| I. INVESTISSEMENTS FIXES..... | 96 |
| I.1. Investissements en construction :..... | 96 |
| I.2. Matériels roulants :..... | 97 |
| I.3. Équipement pour la carrière..... | 97 |
| I.4. Équipements pour l'unité de concassage..... | 98 |
| I.5. Frais d'installation et frais de transport..... | 98 |
| I.6. Divers..... | 98 |
| II. INVESTISSEMENTS EN FONDS DE ROULEMENT..... | 99 |
| II.1. Frais du personnel..... | 99 |
| a) Salaire (Ar)..... | 99 |
| b) Charges Sociales [Ar]..... | 99 |
| c) Frais du personnel FP [Ar]..... | 99 |
| II.2. Consommables de la carrière..... | 100 |
| a) Consommation annuelle :..... | 100 |
| II.3. Pièces de rechange et fournitures d'entretien..... | 100 |
| II.4. Carburants et lubrifiants..... | 100 |
| III. RECAPITULATION DU FONDS DE ROULEMENT :..... | 101 |
| IV. ASPECT FINANCIER DU PROJET..... | 102 |
| Chap. 4: TRAITEMENT DU MINERAL..... | 103 |
| I. CHOIX DE LA METHODE DE TRAITEMENT..... | 103 |
| II. TECHNIQUE DE FLOTTATION..... | 104 |
| II.1. Définition..... | 104 |
| II.2. Principe..... | 104 |
| III. MATERIELS..... | 105 |
| III.1 L'UNITE DE FLOTTATION..... | 105 |
| IV. LES REACTIFS..... | 106 |
| IV.1. Quantité de réactifs..... | 107 |
| V. DEROULEMENT ET ETAPES DE LA VALORISATION..... | 107 |
| V.1. Préparation de la pulpe..... | 107 |
| a) LE CONCASSAGE..... | 107 |
| b) LE BROyage..... | 108 |
| c) FORMATION DE LA PULPE..... | 108 |
| V.2. Conditionnement..... | 109 |
| a) AVANTAGES :..... | 109 |
| V.3. Formation de l'écume..... | 110 |
| V.4. Aération de pulpe..... | 111 |
| V.5. Mode opératoire..... | 111 |

| | |
|---|-------------------|
| V.6. Détermination du nombre de cellules de flottation..... | 112 |
| V.7. Schéma du flow-sheet de la valorisation..... | 113 |
| VI.CONCLUSION..... | 113 |
| VII. ORGANIGRAMME DU PERSONNEL..... | 114 |
| VIII. CHOIX DE L'EMPLACEMENT DE L'USINE | 114 |
| IX. EVALUATION DU COÛT DE TRAITEMENT | 114 |
| IX.1. INVESTISSEMENTS FIXES..... | 114 |
| IX.1.1.LE COÛT D'IMPLANTATION DE L'USINE..... | 114 |
| IX.1.2.FRAIS D'INSTALLATION ET FRAIS DE TRANSPORT | 116 |
| IX.2. FONDS DE ROULEMENT..... | 117 |
| IX.2.1.FRAIS DU PERSONNEL..... | 117 |
| IX.2.2.CONSOmmABLES DE L'USINE..... | 117 |
| IX.2.3. PIÈCES DE RECHANGE ET FOURNITURE D'ENTRETIEN..... | 118 |
| IX.3.RECAPITULATION DU FONDS DE ROULEMENT DE L'USINE..... | 118 |
| IX.4.ASPeCT FINANCIER DE LA VALORISATION DU MINERAL..... | 119 |
| <i>CONCLUSION.....</i> | <i>120</i> |
| <i>BIBLIOGRAPHIE.....</i> | <i>I</i> |
| <i>ANNEXES.....</i> | <i>I</i> |
| <i>TABLE DES MATIERES.....</i> | <i>11</i> |

Nom et Prénom : ANDRIANANTENAINA Emilien

E-mail : milienand@yahoo.fr

Tél: 033 12 935 59

Adresse: Lot II B 136 Ter J Manjakaray Tana (101)

Thème du Mémoire : Contribution au projet de prospection et de valorisation du gisement de minerai polymétallique de Besakoa

Nombre de pages : 119

Nombre de figures : 35

Nombre de tableaux: 33

Nombre de photos : 15

RESUME

Le gisement polymétallique de Besakoa a été exploré plusieurs fois auparavant vers les années 50 et 70. Ces travaux d'exploration n'ont pas donné des résultats intéressants surtout dans la zone peu profonde.

Actuellement, vu l'augmentation des consommations en métaux surtout le Cuivre et le Zinc, Majescor a réexploré le gisement avec une méthode beaucoup plus moderne, ceci a pour but de vérifier les données établies précédemment et aussi de déterminer les teneurs en minéraux utiles dans les trente premiers mètres non ou mal explorés avant. Les résultats obtenus sont satisfaisants, ils sont meilleurs que ceux de la BRGM.

Aussi, ce gisement pourrait être exploité. L'exploitation de ce gisement, qui a la forme d'un amas lenticulaire allongé, peut se faire à ciel ouvert. La méthode d'exploitation la mieux adoptée pour ce gisement est l'enlèvement successif des morts-terrains et les minerais seront valorisés par le procédé de flottation.

ABSTRACT

The polymetallic layer of Besakoa was explored several times before about the Fifties and Seventies. The exploration was limited on the deepest zone, and did not give interesting results.

Currently, considering the increase in consumption of metals especially Copper and Zinc, Majescor explored the layer with a method modern, the purpose of this is to check the data established previously and also to determine the contents of useful minerals in the first thirty front meters badly explored. The results obtained are agreeable, they are much better than those of the BRGM.

Thus, this layer could be exploited. The exploitation of this layer, which has the shape of a lengthened lenticular cluster, can be an open pit. The mining method adopted for this layer is especially by stripping and the treatment of the ore will be developed by the process of flotation.

Mots clés : gisement polymétallique, forage carotté, exploitation à ciel ouvert, abattage à l'explosif, flottation.