

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

12/96

وزارة التربية الوطنية
MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

MODE D'OUVERTURE
ET METHODE D'EXPLOITATION
DU GISEMENT DE FENDEK
AZZABA (W. SKIKDA)

1 PLANCHE

Proposé par :

E.N.O.F

Etudié par :

H. BOUALLEG

Dirigé par :

A. HASBELLAOUI

PROMOTION 95/96

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التربية الوطنية

MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

MODE D'OUVERTURE
ET METHODE D'EXPLOITATION
DU GISEMENT DE FENDEK
AZZABA (W . SKIKDA)

Proposé par ;

E.N.O.F

Etudié par :

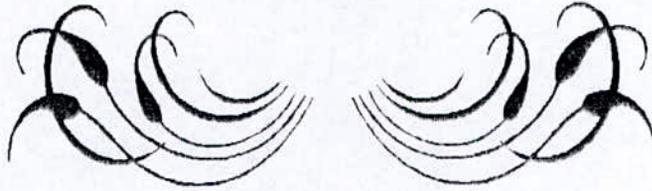
H. BOUALLEG

Dirigé par :

A. HASBELLAOUI

PROMOTION 95/96

DEDICACE



Je dédie ce modeste travail :

A mon frère **ALI** pour son soutien moral et matériel .

A ma mère pour sa patience et toute l'affection que j'ai trouvé auprès d'elle .

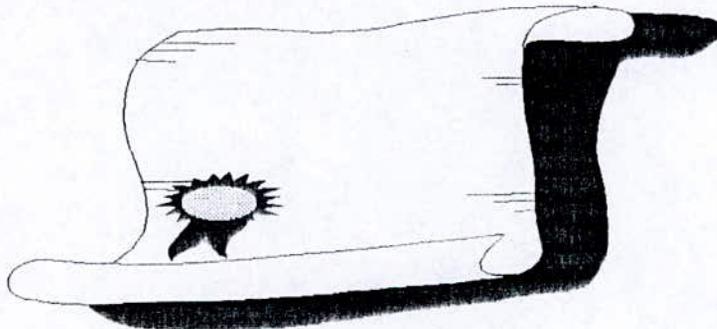
A ma grand mère , mon grand père .

A mes frères et soeurs .

A toute ma famille .

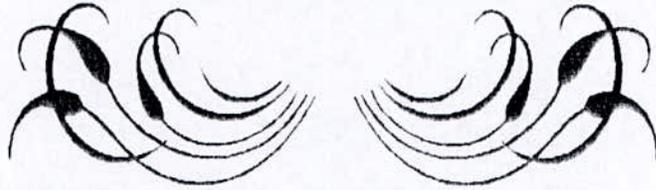
A mes ami de : E.N.P , C.U.B.A

A **REDHA , AMOR ET ABED - ESSALEM .**



HOCINE

REMERCIEMENTS



Je remercie toutes les personnes ayant contribués à divers titres à la réalisation de ce mémoire .

Ma gratitude à monsieur **A . HASBELLAOUI** pour le suivie , les conseils , les directives et tous les efforts qu'il a usé à mon égard .

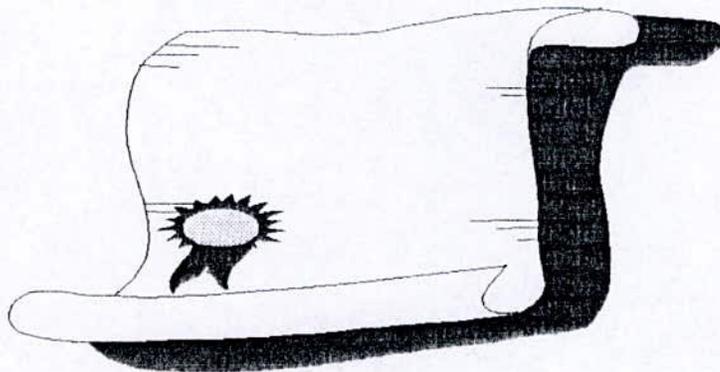
Je remercie monsieur **A.AÏTYAHIAÏTEN** qui me fait l'honneur de présider le jury .

Je remercie Messieurs : **MERIEÏM , HAFIDI** qui ont bien voulues faire partie du jury

Je remercie les membres du complexe mercuriel d'Ismail (E.N.O.F) et plus particulièrement

: **M.BOUDCHICHA ; A.H.MESTERI ; K.MABROUK ; A.BELLAH ; A.BOUTALBA**

A.K MOUSSI



HOCINE

SOMMAIRE



I INTRODUCTION GENERALE

- I - 1 Introduction
- I - 2 Situation mondial et national du mercure
- I - 3 Usages industriels
- I - 4 Situation géographique

II LA GEOLOGIE

- II - 1 Géologie régionale
- II - 2 Position tectono - métallogénique
- II - 3 Particularité structurale et technique
- II - 4 Caractéristiques stratigraphiques
- II - 5 Caractéristiques des corps minéralisés
- II - 6 La genèse
- II - 7 Composition minéralogique de minerai et des roches encaissantes
- II - 8 Caractéristiques géotechniques du gisement
- II - 9 Conditions hydrogéologiques
- II - 10 Les réserves
- II - 11 Exploitation actuelle

III MODE D'OUVERTURE

- III - 1 Introduction
- III - 2 Calcul du prix de revient des variantes
 - a - 1^{er} variante
 - b - 2^{eme} variante
 - c - 3^{eme} variante

Conclusion

III - 3 Localisation des travaux d'infrastructures

IV METHODES D'EXPLOITATION



IV - 1 Caractéristiques des méthodes d'exploitation

1 - 1 Méthode des tranches montantes remblayées

1 - 2 Méthode des tranches unidescendantes foudroyées

1 - 3 Méthode des chambres magasins

1 - 4 Méthode de traçage et dépilage

IV - 2 Ordre d'exploitation des corps minéralisés

2 - 1 Travaux préparatoires et découpage

2 - 2 Travaux d'exploitation

- Chambres magasins

- Traçage et dépilage

IV - 3 Organisation des travaux dans la mine

3 - 1 Introduction

3 - 2 Production et régime de la mine

3 - 3 Description des travaux miniers lors de l'exploitation

3 - 4 Cyclogramme

3 - 5 Exhaure et Aérage

V CALCUL DU PRIX DE REVIENT

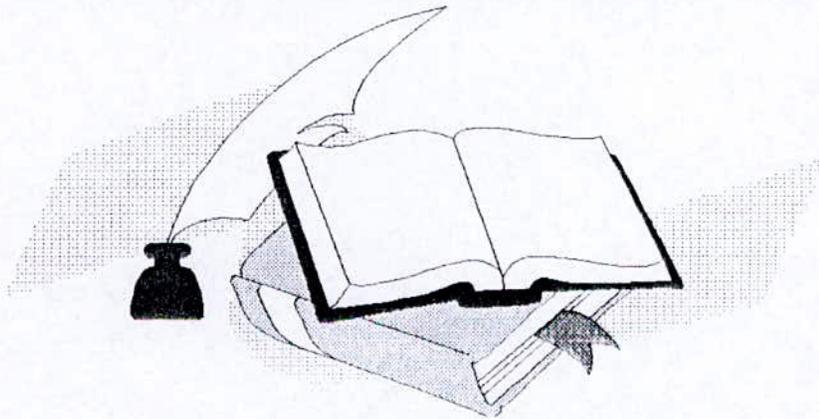
CONCLUSION

REFERENCES

CHAPITRE I

INTRODUCTION

GENERALE



I -1 Introduction

La découverte du gisement mercuriel d'Ismail remonte en Juillet 1966 . En 1970 ce gisement entre en exploitation. En déterminant les limites de la zone mercurielle Nord Numidique , les gisements mercurifère, Mra-sma, Koudiat-sma, Guenicha ont été découverts. Durant la période 1966 -1970 on estime 27 indices minéralisés mercure , polymétallique et en cuivre.

En 1980 en raison de l'épuisement proche des gisements ci-dessus la recherche a été orienté pour mettre en évidence des structures cachées l'aide des complexes des méthodes: géologique , géophysique et géochimique.

C'est ainsi qu'il a été mis en évidence en 1982 une série d'anomalies mercurielles, et notamment le gisement de Fendek dont la vérification commença en 1983 par des forages de recherche .

I -2 Situation mondiale et nationale du mercure

a- Les réserves .

Les réserves mondiales du mercure sont réparties de la façon suivante (12) :

Pays	Réserves (tonnes métal)
Espagne	93150
Italie	69000
Etas-Uni	6900
Mexique	8625
Algerie	3450
C.E.I (ex . URSS)	17250

b-Production

L'Algérie occupe une place parmi les principaux pays producteurs du mercure .

La figure (a) représente l'évolution de la production mondiale du mercure depuis le début du siècle.

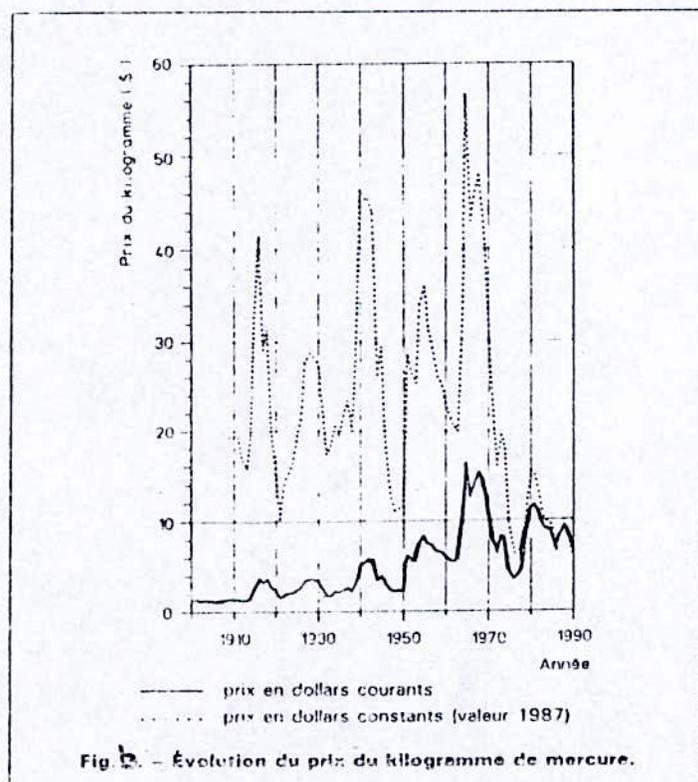
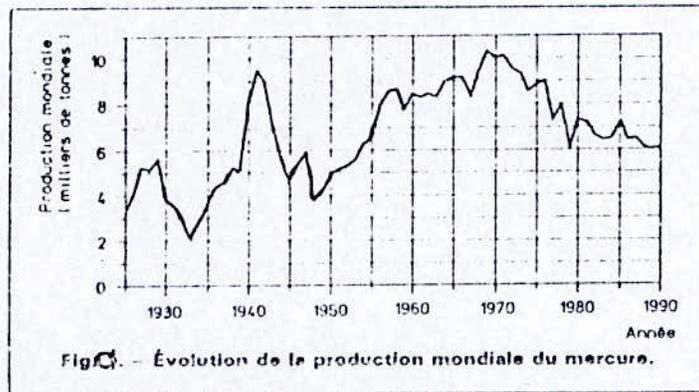
Pour l'Algérie la production des cinq dernières années est indiquée dans le tableau ci -après :

Années	Production	
	Potiche	Tonnes
1990	17000	586.50
1991	12500	431.25
1992	14000	483.00
1993	13300	485.85
1994	13000	448.50

(une potiche contient 34.5 Kg de Hg pur) .

La figure (b) nous montre l'évolution du prix de kilogramme du mercure depuis le début du siècle on constate que ces prix fluctuent énormément .

La consommation du mercure dans le monde est en nette diminution en raison de son caractère toxique . C'est pourquoi l'offre diminue depuis 1970 année record (10000 t de mercure) depuis 1990 le niveau est de 6000 t . Il affecte le système nerveux en provoquant l'hydrargysme, ainsi que les autres organes comme les reins . C'est pourquoi des normes sont établies et un contrôle régulier des rejets mercuriels gazeux et des résidus solides et liquides est effectué . Les résidus solides sont souvent traités à nouveau dans le four, le nouveau résidu est emmagasiné dans des bidons fermés.



les concentrations limites du mercure sont les suivantes:

-L'air industriel ne doit pas contenir plus de:

0,01 mg/m³ si il est sous forme d'alkyle

0,05 mg/m³ si il est sous forme de vapeur

0,1 mg/m³ si il est forme des sels inorganiques ou d'autre composes.

Afin de ne pas dépasser 100 Mg de Hg par litre de sang , l'air ambiant ne doit pas contenir plus de 0,3 mg/m³, pendant 24h .

-Dans les aliment on ne tolère que des quantités très faibles . Le plus part des pays autorisent jusqu'à 0,5 - 1 ppm de Hg dans le poisson , alors que dans les fruits et les légumes on tolère jusqu'à 0,05 - 0,1 ppm .

I.3 Usages industriels

Le mercure est utilise pour :

-l'électrolyse de NaCl .

-les appareils électriques (tube vide, commutateur électrique, etc...).

-les catalyse comme pour production d'une thanes, de chlorure de polyvinyle, de quelques plastiques.

- La métallurgie de l'or et de l'argent .

-L'agriculture (pesticides).

-Les peintures .

-Les produits pharmaceutiques.

-Les amalgames a usage dentrive principalement.

-Les batteries sèches de longue durée et de petite taille (oxyde de mercure, amalgame de Zinc).

-D'autre usages : les thermomètres, les baromètres .

I.4 Situation géographique fig (1)

Le gisement de Fendek se trouve sur le flanc de la chaîne Numidienne a 6 km au sud-ouest de la ville d' Azzaba (W.Skikda).

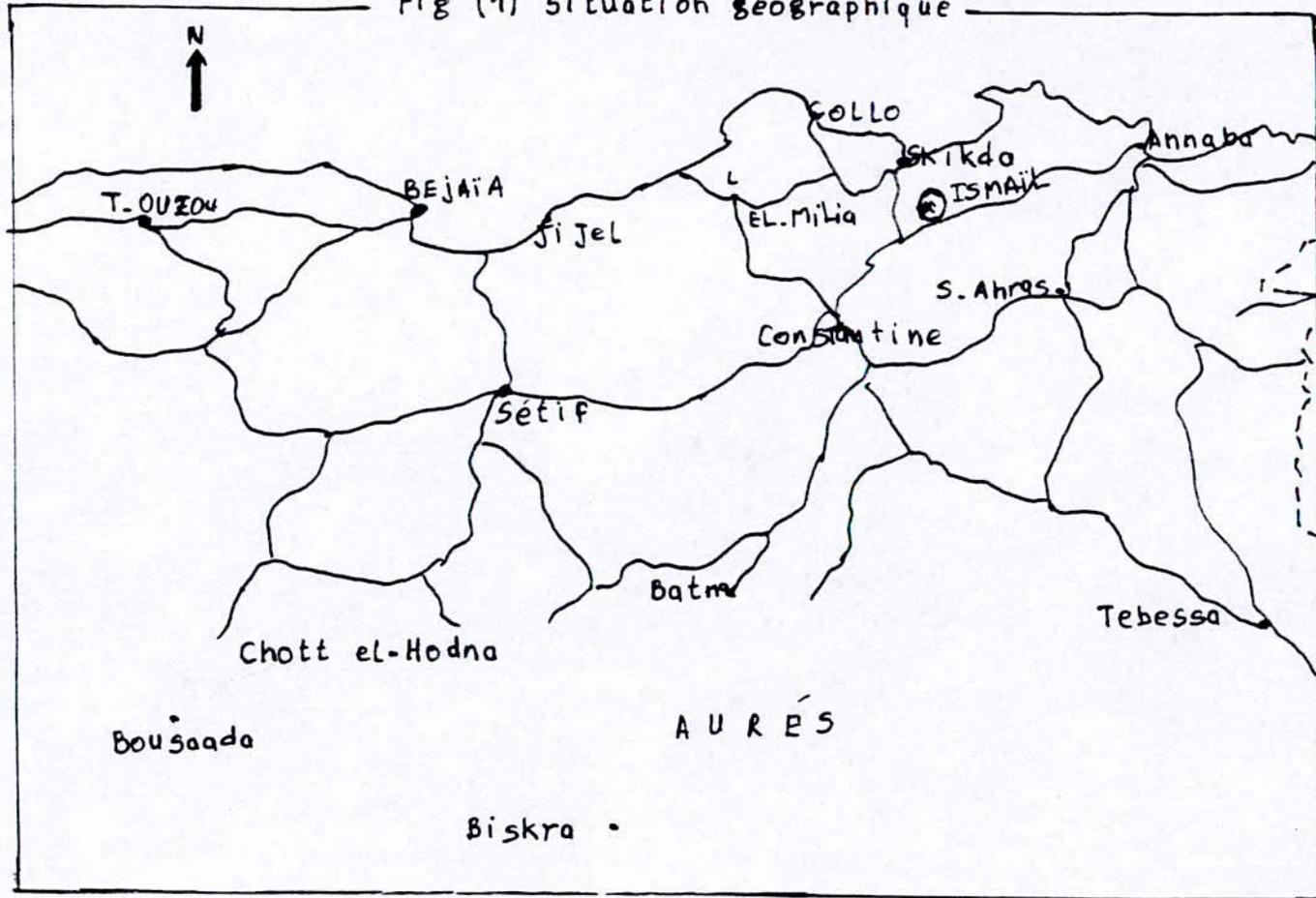
Le complexe mercuriel d' Ismail est localise sur le gisement même et sa surface industrielle n'a pas permis de délimiter avec précision les parties des corps situés en dessous du complexe .

Le centre administratif le plus proche de la station ferroviaire est située a 6 km de Azzaba et plus près encore se trouve . La gare Ahmed ben Ali (Bayard) .

Il existe une ramification de réseaux routier et de routes secondaires , qui relie les endroits habites et industriels aussi que les gisements en exploitation de Mra-sma et Guennicha. Le gazoduc Hassi R'mel - Skikda ,une ligne locale électrique et la route nationale Constantine-Annaba passent à proximité du site minier .

La région est très peuplée . L'occupation principale de la population est l'agriculture . Il existe plusieurs sites de matériaux non-métallique.Le gisement est localisé sur le flanc gauche de la crête de partage des eaux de l'oued Fendek et une partie dans la vallée d' Azzaba .Le complexe est alimenté en eau par les sondages forés dans le lit de l'oued Fendek (eaux superficielles).Le climat de la région est subtropical avec un été chaud et sec et un hivers pluvieux et froid . La température en été varie entre 22° et 39° C , et en hiver entre 7 et 15° C et peut atteindre même 0 °C . La précipitation varie entre 700 et 800 mm .

Fig (1) situation géographique

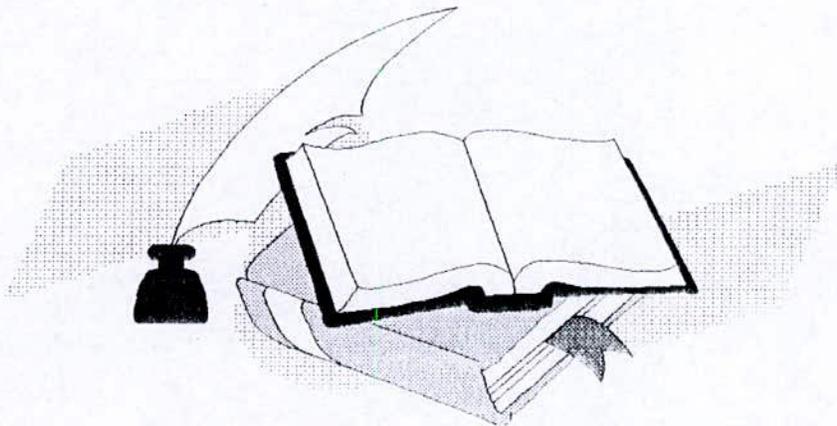


0 50 100km

CHAPITRE II

LA

GEOLOGIE



II - La géologie

II . 2 Geologie de chaine alpine

Le zone minéralisée mercurifère Nord Numidique fait partie de la branche sud d'une zone mercurifère méditerranéenne transcontinentale , ou se trouvent les grandes entreprises mercurielle telle que : Idria (Yougoslavie) , El Maden (Espagne) , Ismail (Algerie) . La zone minéralisée a une extension de 24km à partir de l'indice de minerai de Ben-Arada à l'ouest jusqu'à l'oued chercher à l'est. Une série des gisements mercurifère: de Ras-el-ma , d'Ismail , de Mra-sma , de guenicha , de Kodiat-Sma , de Fendek ainsi qu'un certain nombre d'indices minéralisés avec minéralisation mercurielle et mercurio-polymetallique sont connus dans le site.

II .2 Géologie régionale:

La zone minéralisée fait partie du massif ancien médian avec une région alpine plissée de l'atlas tellien. La zone mercurielle nord Numidique se rapporte à une région plissée écaillée à une formation compliquée de structure technique. Le socle Kabyle est formé par des roches métamorphisées du protérozoïque inférieur et du paléozoïque inférieur (gneiss, schiste, calcaire, quartz, marbre) . Les éléments structuraux de charriage et de plissement se compliquent par des failles . L'extension des plis fait jusqu'à 6 km a une longueur de 2 km .

La direction Nord-Est comprend les anticlinaux dénomés Maksem , Temgout , Ismail , Saifa et les synclinaux de Zebda et de Zerriba .

Les failles les plus répandues sont de direction méridionales " Nord-Ouest " ; " Nord-Est "

On note aussi la présence de charriage et de chevauchement qui ont un rôle important dans la structure technique de la région .

II.3 Particularité structurale et tectonique Fig (2)

Le gisement est forme de deux étages: Une structure autochtone et une structure allochtone de chevauchement.

Le socle de la dorsale constitue un soulèvement aval constituant une voûte. L'altitude absolue de la voûte est de 65 m et une profondeur de 135,8m des la surface. La particularité structurale de l'autochtone reflète la structure interne du gisement lui même.

Les fragments de trois plis synclinaux sont évidents . Deux des plis sont séparés par un bisautage. Toute la structure est compartimentée par une série de fractures longitudinales sub - parallèles avec un déplacement des blocs variant entre 20 et 25m jusqu'à 40 à 60 m .

La nappe numérique occupe toute la surface du gisement sauf à la partie sud . Elle est constituée par l'assise greso - argileuse de l'oligocène.

Le chevauchement Kabyle occupe la même surface du contour (contact du mur de chevauchement avec le toit de la dorsale) . Il est constitué par des schistes charbonneux avec des lentilles isolées de " cipolin " sur une épaisseur de quelques mètres ; les schistes renferment des débris écrasés de quartz.

Sur le flanc nord du gisement de Fendek l'assise allochtone se compose de deux parties :

La partie inférieure forme le chevauchement Kabyle qui joue un rôle d'écran sous lequel sont développés, les brèches qui forme une zone puissante et riche.

Le rôle important dans la localisation de la minéralisation mercurifère appartient a ce chevauchement, et celui-ci est valable pour toute la zone nord Numidique.

Le chevauchement du Fendek comprend des matériaux de roches charbonneuses du paléozoïque.

Dans le toit de la dorsale il a été constaté des zones de broyage minéralisées. Les failles sont raides et affectent l'allochtone , ces zone de broyage ont une largeur allant de 20 - 30 jusqu' à

70-80m.

La minéralisation est associée à un processus récent de régénération des corps minéralisés mercurifères dans la structure de la dorsale dans les périodes plus tardives.

Sept (7) failles ont été dégagées dans probablement submeridionnde :

La faille N°1 : délimité la répartition minerais du gisement vers l'ouest.

La faille N°2 : passe parallèlement à la première . Elle a été déterminée par la constitution voisines.

La faille N°3 : change sa position dans l'espace au dépend du pendage du plan de la faille, amplitude de déplacement des couches atteignant 65-70m.

La faille N°4 : est subordonnée la faille N:3 et possède les même données.

La faille N°5 : est de type inverse.

Les failles 6 , 7 et 7(a) sont moins nettement prononcées dans le toi de socle, mais leur présences et situation ne font aucun doute .

Dans l'ensemble il s'agit d'un réseau de failles parallèles.

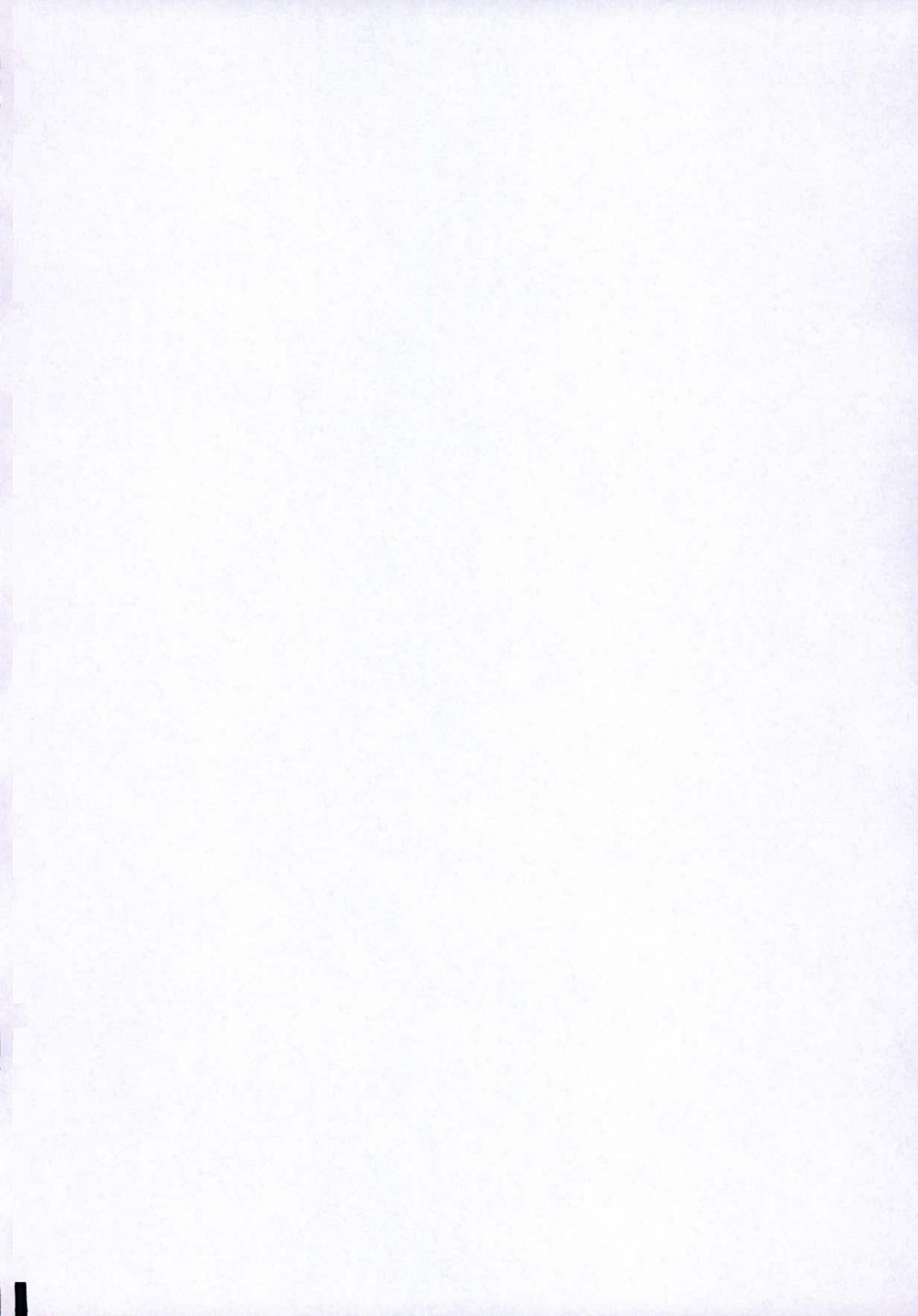
La partie Nord (septentrional) de la région est constitué par des allochtones sous formes de fragments des zones structurales d'isofaciès superposées les unes aux autres d'une façon tectonique.

- La partie méridionale de la zone métallogénique se rapporte à la région structuro-faciale de la dorsale kabyle (chaîne calcaire) de formation plissées disloquées, qui à leur tour couvrent et délimitent le socle métamorphique du massif médian.

Le socle kabyle est formé par des roches métamorphisées du porterozoïque inférieur et du paléozoïque inférieur. Les roches sont représentées par des gneiss homogènes constitués suivant les roches de la série granitique. L'épaisseur de la formation atteint plus de 150m.

Le paléozoïque inférieur gisant transgressivement sur les gneiss du protérozoïque inférieur au sud de la zone joue en même temps le rôle d'un des chevauchement. Les terrains sont représentés par des schistes gris qui comprennent des injections et filonnets de quartz pour les intercalations des quartzites.

La variation des faciès de la coupe de trias-paléogène a permis de mettre en évidence trois(3) sous-zones structuro-faciale dans la bande extérieur de la dorsale kabyle:



- Ghedir
- Saifa
- Regaout-Lessoud (de l'ouest à l'est)

Notre champs minier se trouvent dans la zone de Saifa . La largeur de la sous-zone fait plus de

4 km . La puissance apparente est de 800 m approximativement .

La sous-zone de saifa occupe la partie centrale dans les limites de la région , sa longueur atteint 10 - 11 km .

Aujourd'hui tous les gisements , indices minéralisés , auréole de dispersion découverts sont regroupés en quatre secteurs minéralisés:

1 - Secteur Saifa (champ minier Ismail) regroupe les gisement Ismail , Guenicha , les indices et points minéralisés Ismail II et III , Kalao , Rouabah , Bou-Ali . Le nouveau gisement découvert de Fendek et le secteur sud de Fendek , leur position structurales est différente aussi bien que leur origine.

2 - Secteur Makcem comprend les gisements de Ras-el-ma , le groupe d'indices mercurifères et mercuro-polymetallique et points minéralisés : Ain-Lakser , Ain-Dhar , Zebda et Zigoud -Youcef . Les autres indices de ce groupe sont liés aux failles.

3 - Secteur de Mra-sma avec les gisements de Mra-sma I et II, Koudiat-sma que l'on peut considérer comme un corps minéralisé unique discontinu . Les minerai se concentrent dans les grès et calcaire de Méo-comien . Les paramètres de la minéralisation polymétallique ne sont pas déterminés en fin de compte .

4 - Secteur Chergui , où sont développés les indices minéralisés de mercure de Bir, mercuro-polymetallique de Chergui II et III . Les roches encaissante sont celles du Maastrich .

II.4 Caractéristiques stratigraphiques .

La caractéristique lithologo - stratigraphique succincte de la zone mercurifère Nord Numidique dans le cadre géologique se rapporte à une région plissée écaillée avec une structure zonée et un rapport très compliqué des structures tectonique.

Le chevauchement d'allochtone dans les limites du gisement est formé par des schistes métamorphisés et charbonneux avec des cipolin du paléozoïque , qui comprend des schistes ,des siltite quartz - sercite.

-Le trias:

Représenté par des grès et de siltite avec des argiles de teinte rouge . Des gravelites et des conglomérats. La minéralisation mercuriel dans le trias est associé avec au fissure et au fillonnets.les roches du trias sont caractérisés par des intercalation de calcaire dolomitique comprennent des substances charbonneuses et argileuses.

-Le crétacé: C

représenté par des calcaires dolomitiques et des grès quartzeux carbonatées avec de fine intercalation des conglomérats, brèches au dessous se situent des calcaires élastiques et micro - brèches.

-Paleocène:

constitue un horizon de conglomérats brèches et peseudo - brechique calcaireux contiens des couches de grès quartzeux, de calcaire dolomitique, les épontes sont des couches supérieures des conglomérats brèches d'une puissance de 6 - 7 .

-Éocène: e (2-3)

L'horizon des grès se subdivise en deux parties supérieur formée par des grès quartzeux,souvent carbonatés,la partie inférieure est représenté par des grès quartzeux,des calcaires et des couches d'argile.La puissance atteint 55 - 65 m .

Les corps minéralisés N : 1 , 2 , 9 sont situés dans les couches supérieures du niveau , tandis que les corps minéralisés N : 3 , 12 se trouvent dans la partie inférieure de la coupe dans les horizons repérés des conglomérat-brèches des calcaires ophanitiques,des gravelits.

La partie moyenne de la coupe dans l'intervalles du développement des grès homogènes calcaireux ne contient pas de concentrations élevés en mercure.

-Le lutetien e(3-4):

Constitue de trois part

* Supérieur: représentée par calcaire dolomitique avec intercalation d'argile charbonneux

* Moyenne:représentée par calcaire avec intercalation de conglomérats.

* La partie inférieure contient un lot important des réserves de minerai , représenté par des argiles , grés avec une puissance atteint 40-60m.

La majeure partie des réserves des minerais est concentrée dans la formation argilo-brechique . Les minéraux métalliques cinabre et métacinnabre exprimés sous forme de grains, de poudre terreuse sont réparties dans les roches en lits, en filets et en amas lenticulaires .

La fig (3) montre la stratigraphie dans une partie du gisement selon un sondage d'observation

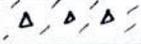
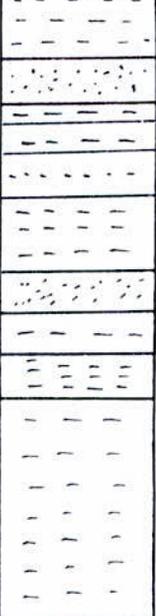
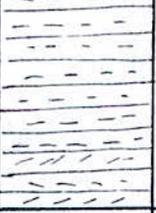
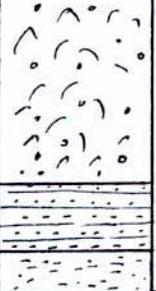
	Depôt Quaternaire	10 ÷ 12 m.		
1	oligocène alternance de grés et d'argile Numidien.	310 ÷ 430 m		g ₂
2	Paleozoïque schiste noir charbonneux à quartz			Pz
3	Argile et aleurolite broyées			e ⁴⁻⁵
4	schiste non charbonneux			
5	Alternance d'argilite et aleurolite de grés quartzeux	40 m		e ⁴⁻⁵
6	Zone de broyage argile et aleurolite débris de calcaire et de grés brèche	40 m		
7	Conglomerat brèche et calcaire de grés fissure			
8	Zone de Broyage sable grés			
9	Brèche calcaire et grés fissure	55 ÷ 65 m		e ²⁻³

Fig [3] LITHOSTRATIGRAPHIE selon un sondage d'observation.

(Rapport hydrogéologique O.R.G.M).

II.5 Caractéristiques des corps minéralisés

corps N 1

Allongé sur 600 m avec une largeur de 70 - 100m au nord il se rétrécit jusqu'à 40 - 20 m. L'encaissant dans la partie supérieure est du grès quartzeux. Le reste est encaissé dans les formations argilo-brechique, il se situe au nord de la faille N9 . La partie sud du corps est encaissé dans des grès quartzeux. La puissance varie entre 4 à 40 m . La partie nord est meuble. La teneur moyenne du corps est de 2 % en Hg . La puissance du corps entre les failles 8 et 9 en moyenne est de 16 à 17 m .La partie méridionale a des paramètres différents . Le pendage de ce corps varie de 20 - 30 degré , parfois 40 degré.

Corps N2

Formé par du minerai compact, sa partie supérieure est encaissée par du grès quartzeux situé dans le lutetien e (3-4) . Il s'étend sur une longueur de 170 m ; sa largeur atteint est de 60 m . Sa puissance moyenne est de 6m, et a la une forme d'un synclinal . Le minerai appartient à des couches de grès et gravelites, localisés dans le noyau du synclinal. Sa teneur en Hg est 0,78%, les réserves du corps N2 représente 4% du gisement . Les cotes absolues du toit du corps minéralisé varie de + 30 à - 30 . Sa position structurale et stratigraphique est comparable à la partie méridionale du corps minéralisé N1 et N9 .

Corps N3

Sur le plan stratigraphique, il est situé plus bas que les corps minéralisés N1 et N2 . Il est localisé dans des grès conglomérats de la partie inférieur de l'horison gréseux et la couche supérieur du conglomérat brèche carbonatés. La puissance moyenne de la couche fait 3,9 m avec teneur de Hg 0.32%.son inclinaison est de 30 à 50 degré, sur une extension de panneau de 110 m et plus.

Corps N5

Il est associé au corps N1 et représenté sa partie supérieure . Les deux corps (1 , 5) sont séparés par un intervalle de minerai hors bilan . L'encaissant est représenté par les formations argilo-brechiques .

N6

Il se développe dans le bloc tectonique N1 . Sa puissance varie entre 2,9 - 7,3 m , (en moyenne 6m), et de teneur de 0,09 - 0,98%, l'encaissant de ce corps est des grès gravélite et argilo-bréchtique.

Corps N7

Il se localise dans les couches du grès et de conglomérat avec une puissance de 6,6m et de teneur en Hg 0,21%.

Corps N8

Il se situe plus bas que le corps N1. La minéralisation est liée aux couches inférieures de l'horizon gréseux et aux couches supérieures de l'horizon de conglomérats calcaires e (2-3). Sa teneur varie de 0,21-1,5% de Hg, et sa puissance atteint 5m.

Corps N9

Il se situe entre les failles 5 et 6. Le minerai est localisé dans le grès quartzeux e (2-3) . Sa puissance atteint 14m et sa teneur est de Hg 1,22%.La minéralisation dans les grès est liée a des zones abruptes des failles 5 et 6. Les réserves de se corps peuvent être augmentées (notamment le bloc 18 - C2 de 5 à 6 fois), en se basant sur la position de la minéralisation sur sont étendue plus de 90 m .

Corps N12

Il est le prolongement du 13eme corps minéralisé . Sa puissance atteint 5m , avec teneur en Hg de 0,42 % .

Corps N13

Il occupe une position pareille que le corps N8 . Sa puissance est de 2,1m et sa teneur est de 0,37 % .

Corps N14

Il est localisé dans les couches gravelitique-grés dans l'horizon des grès quartzeux. Il est analogue au corps N3 . La puissance atteint 5,1m et sa teneur moyenne est de 0,53 % .

Corps N15

Situé au bloc tectonique N1 au nord de la faille N9 et occupe une position semblable au corps minéralisé N 14 avec une puissance de 3 m et une teneur en Hg 0,16 % .

Corps N 4,10,11

Il se situent dans la partie sud du gisement, avec une puissance ne dépasse pas 4 m . La teneur varie de 0,7 à 1,5 % .

La figure (4) représente un profil qui montre la position d'une partie du corps minéralisé par rapport au autres formation .

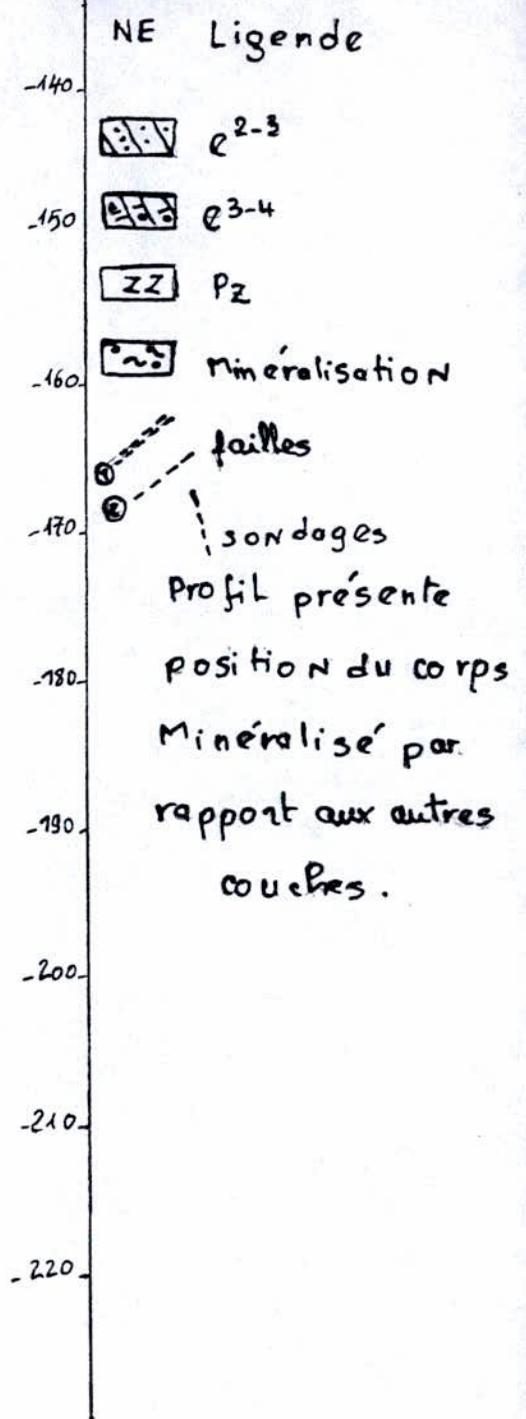
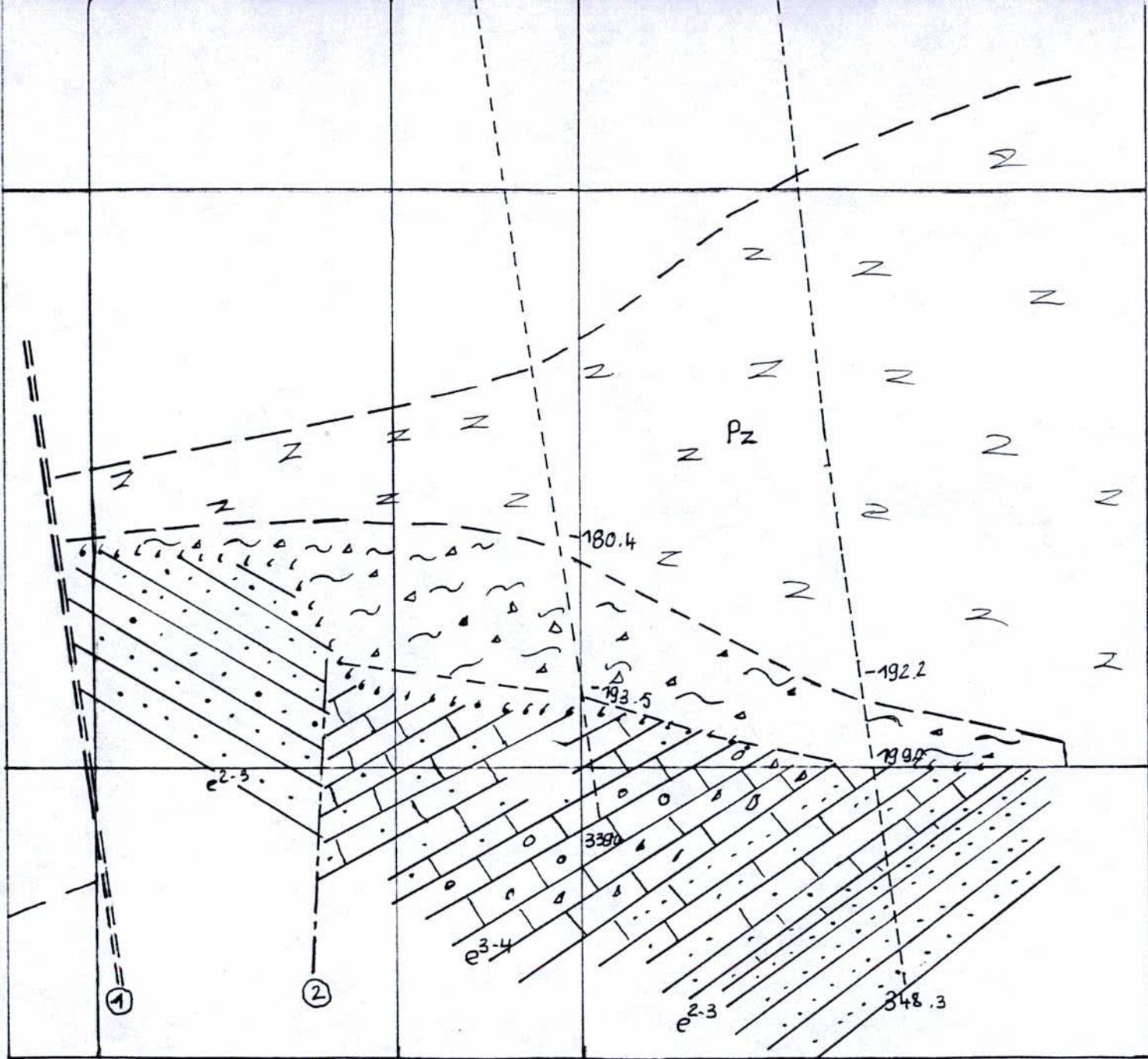


FIG [4] PROFIL dans le gisement (Rapport de l'évaluation E.N.O.F).

II.6 La genèse

Les caractéristiques génétiques des gisements de la région d'âge miocène quaternaire précoce se rapportent, soit au groupe volcanogène (Fedortchouk ;1976), soit d'origine hydrothermale (Titov, 1982).

II.7 Composition minéralogique de minerai et des roches encaissantes

Le minerai est représenté par le cinabre, le metacinabre et le mercure natif.

La minéralisation est associée à des roches sédimentaires différentes, et présente deux groupes naturels de roches :

- Meubles faiblement lithifiées .
- Compactes lithifiées .

Les roches meubles

Sont représentées par les variétés de roches encaissantes suivantes : argile et argilite, brèche sédimentaire argileuse dolomitique et dolomites . Ces roches sont friables . On note la présence de matériaux détritiques représentés par des grains de quartz dont la taille varie de 0,02 - 0,07 mm . La quantité de cinabre varie de 1 à 28 % avec une variation de la taille entre 0,05 - 0,6 mm et 0,3 - 0,4 mm .

Dans les argiles et siltites le cinabre est réparti sous forme d'amas complets de cinabre pulvérulent fin . La teneur de cinabre dans les dolomites varie de 1,5 % à 30 %, dont les grains (0,02 - 0,1 mm), dans certains cas, ces grains forment des amas associés au filonnets de calcite .

Les Roches compactes

Elles comprennent les variétés de roches sédimentaires métallifères suivantes.

- Grès quartzite et grès quartzeux recristallisés siltites.

- Calcaire sableux, le grès sont les plus répandus sur le gisement, les tailles des grains de quartz est de 0,1 - 0,5 mm , celle de calcite est un peu plus importante (1,3 à 1,8 mm) .

Toute les roches ont subis une cataclase qui s'exprime par le broyage des grains de quartz. La teneur en cinabre et dans un moindre degré en meta-cinabre dans les grès varie à 25 % . Les grains de cinabre sont les plus répandus dont la taille variant (0,03 à 0,8 mm) . La quantité de cinabre dans la calcaires atteint 1 à 17 % avec taille de grain varie (0,03 - 0,07 mm) . Le cinabre cristallin est largement développé dans les minerais compacts , le mercure natif est souvent associé aux calcaires et grès meubles décomposés et aux formations brechiques argileuses . La répartition du cinabre (sous forme d'agregats) , est la suivante:

- Au nord sont développés des différences du cinabre pulvérulent, metacinabre et de Hg natif,.
- Au sud cristallins, on note que le cinabre dans le minerai n'a pas de loi de répartition zonale.

C'est la raison pour laquelle plusieurs intersections ont des amas uniques de cinabre monominéral en mercure titrant 20 à 30% sous forme de bande stratifiée.

On ajoute aussi que le coefficient de dureté des roches compactes est de (5 - 8) , et pour les roches meubles (3 - 5) selon l'échelle de Protodiakonov. D'après leur qualité les minerais étudiés pourraient se subdiviser en :

- Minerai riches à la teneur Hg titrant de 0,8 % et plus dans l'intervalle de 1 - 6 % de préférence au total 50 % .
- Minerais de teneur moyen en Hg titrant de 0,1 à 0,8 % .
- Minerais hors bilan (pauvres) , à la teneur Hg de 0,04 à 0,1 % .

II.9 Caractéristiques géotechniques du gisement

Du fait des dépôts de différentes genèses et âges (de l'oligocène au paléozoïque) dans le gisement on distingue trois types de terrains :

- Les terrains non-rocheux .
- Les terrains semi-rocheux .
- Les terrains durs .

a - terrains non rocheux

Il sont représentés par des argiles de l'oligocène et dépôts associé aux zones de broyage sous chevauchement:

- Le puissance varie de 0,1-1,0m et de 60 - 65 m .
- La résistance à la flexion au moyen atteint $19,4 \text{ kg/cm}^2$.
- Masse volumique $2,20 \text{ kg/cm}^2$
- Porosité 18,6 % .
- Absorption 8,98 % .

Les roches plus résistantes sont liées aux zones de broyage de sous-chevauchement. La puissance varie de 1 à 30 m . Ces Roches sont peu résistantes et sont rencontrées dans quelques blocs isolés.

b- Terrains semi-rocheux

Représentés par les schistes charbonneux, graphite du paléozoïque, les grès de l'oligocène peu cimenté, brèches conglomérats compactes.

- La résistance à la compression des schistes du paléozoïque ne sont pas élevés ($102-105 \text{ kg/cm}^2$). Elle atteint cependant 190 kg/cm^2 pour les grès de l'oligocène peu cimenté
- La résistance à flexion est de 552 kg/cm^2 .
- Les masse volumiques des calcaire et grés faiblement cimentés sont de 2.59 et 2.44 kg/cm^2 .
- Porosité (1,87 et 9,4 %) ,
- Absorption (1,6 - 2,3%) .

Lors du forage des dépôt des terrains semi-rocheux les parois des sondages sont restées fermées , des éboulements ont été constatées dans la zone des failles .

c- Les roches dures

Elles sont représentées par des grès quartzeux compacts de l'oligocène, des calcaires du massif du paléozoïque et des calcaires gréseux de paléocène-éocène, avec une puissance variant de 32 - 64 m .

La résistance à la compression du grès de l'oligocène varie de 550 kg/cm^2 pour les variétés fissurées à 800 kg/cm^2 , en état non fissurée .

Les calcaires et les conglomérats brèche ont une puissance de 25 - 40 m .

- La résistance à la compression varie de 1100 à 1200 kg/cm^2 à l'état sec , et 1150 à 900 kg/cm^2 à l'état saturé en eau.

- La masse volumique est de $2,68 \text{ g/cm}^3$; porosité 2,37% .

- La dureté des grès quartzeux finement lités est plus élevée. La dureté des lentilles de calcaire du paléozoïque atteint 1000 kg/cm^2 .

- Lors du forage dans les roches dures, les parois des sondages sont restées fermées, les éboulements n'ont pas été constatés.

II.10 Conditions hydrogéologiques du gisement

On trouve deux (02) complexes aquifères qui ont des charges piézométrique très proches:

- Complexe aquifère des dépôts de l'oligocène, et complexe aquifère de dépôt du paléogène-Eocène . Ses deux complexes sont séparés par des roches imperméable du paléozoïque et du lutétien-priabonien de puissance 50 à 60m.

L'horizon aquifère des dépôts alluvionnaires récents est situé au dessus de la plaine inondable de l'oued Fendek avec une puissance de nappe variant de 2 - 5 m . Il ne participe pas dans la formation des venues d'eau dans les ouvrages miniers. L'alimentation se fait par précipitation.

- Complexe aquifère de dépôt de l'oligocène . Les roches aquifères sont des grès fissurés alternant avec des lits d'argile. La puissance de nappe atteint 20 - 30 m ; les eaux circulent à la profondeur 10 - 44 m .

Au fur et à mesure du prolongement des roches au Nord et Nord-Ouest, la profondeur de circulation descend jusqu'à 62 - 200 m avec un débit de sondage 0,4 - 0,5 l/sec .

L'alimentation se fait par précipitation des eaux qui passent à travers les accidents tectoniques, où il y a des grès qui affleurent .

Le mur de séparation est constitué par des schistes charbonneux du paléozoïque, argile et aleurolite du lutetien-préabonien. Pendant l'exploitation du gisement les eaux souterraines du complexe participent dans les venues d'eau dans les dépôts de l'oligocène de débit $70 \text{ m}^3 / \text{j}$.

- Complexe aquifère des dépôts du paléocène-Ecène . Il est largement développé . Les eaux souterraines du gisement s'associent aux grès , calcaire et aux conglomérats brèche de la zone de broyage sous-chevauchement .

Les côtes absolues du niveau piézométrique varie de 147 m au sud du gisement à 144 m dans la partie centrale. La puissance des roches aquifères varie de 1 - 3 m à 30 - 40 m . La profondeur de leur disposition augmente vers le nord de 110 m à 310 m . Le mur supérieur est résistant à l'eau (schistes charbonneux, graphites métamorphisés du paléozoïque) . La puissance varie de 50 à 60 m .

L'alimentation se fait par précipitation dans la partie Sud-Ouest de la région où affleurent les roches du paléozoïque-Eocène, les accidents tectoniques jouant un rôle de drain naturel . les eaux souterraines s'accumulent dans une série de calcaires fissurés et caustiques. La direction de l'écoulement des eaux souterraines est N.NE et à Est .

Ce complexe prendra la principale part dans la formation des venues d'eau dans les ouvrages miniers avec un débit de $650 \text{ m}^3 / \text{j}$.

La fig (6) nous montre la position prévisionnelle lors de fonctionnement de drainage . Quand on fait un pompage d'eau pendant deux temps variables 90 jours et 4745 jours on obtient un débit d'eau de $2664 \text{ m}^3 / \text{j}$, pendant l'exploitation il faut assurer l'évacuation de cette quantité d'eau .

Le niveau statique est à 145m. On s'attend à un débit de $2664 \text{ m}^3 / \text{j}$ au niveau - 100 .

La fig (5) nous montre la position prévisionnelle du niveau d'eau lors de la foration de sondage auxiliaire dans le dépôt de l'oligocène. Les deux connes de depression sont obtenus pendant l'exécution des pompages dans deux temps variables 30 jours et 270 jours .

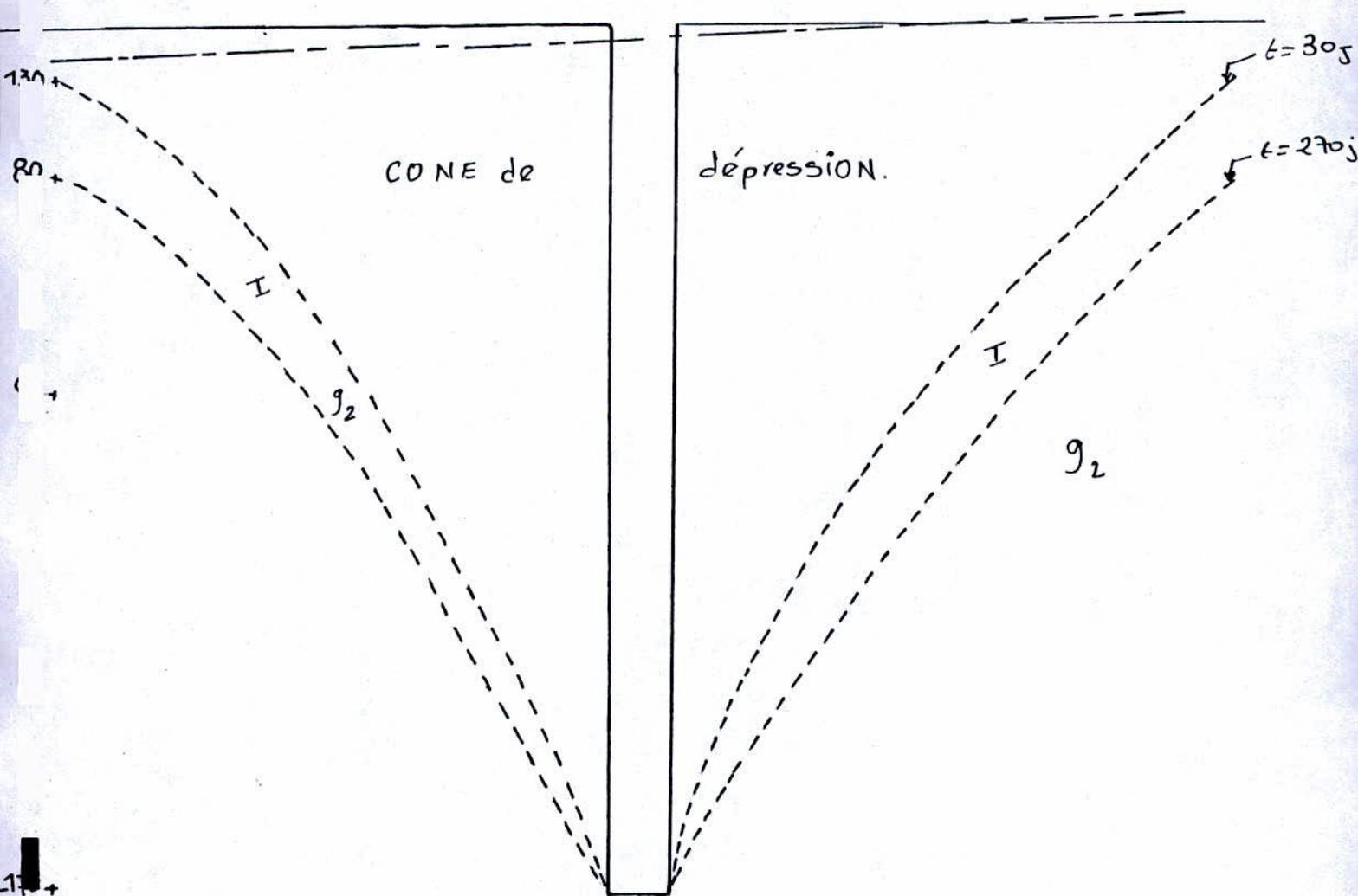


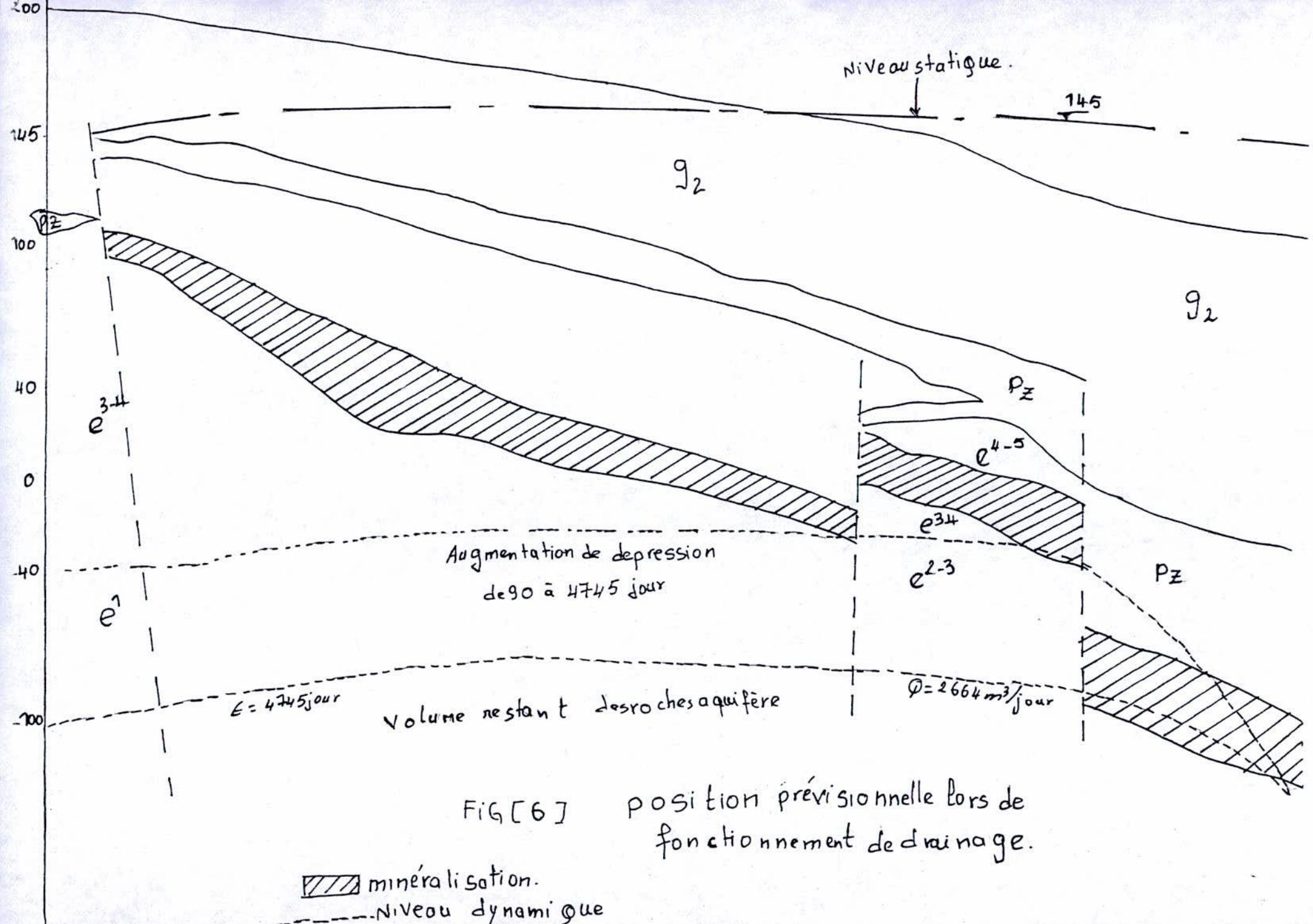
FIG [5]

Position Prvisionnelle du Niveau d'eau lors de foration de forage de sondage auxiliaire dans le dépôt de l'oligocène

— — — : Niveau statique 140.

- - - : Niveau dynamique.

I : Augmentation du cone de dépression de 30 à 270 jour.



rapport log-log, e 2.6 m

tableau N° 1 répartition des réserves

Les réserves...

R	N° du bloc	rich ord	V.B (m ³)	T.M.	V.M.B selon la qualité	P.V.M (t/m ³)	R.M (t)	T.M en Hg (%)	Réserves de métal (t)
1	1-C ₁		79504			2.21	169074	2.03	3430.7
		rich		0.49	37487		82846	3.86	3197.9
		ord		0.51	39017		86228	0.28	238.8
1	2-C ₁		273310			2.40	65595	3.54	2321.9
		rich		0.67	18312		43949	5.16	2267.9
		ord		0.33	9019		21649	0.25	54.1
Dt		C ₁		corps minéralisé N°1			234669	2.45	5752.6
		rich				126795	4.31	5465.7	
		ord				107874	0.26	292.9	
C ₂	1-2C ₂		45121			2.21	99717	1.78	1777
		rich		0.52	23463		51853	3.04	1576.3
		ord		0.48	21658		47864	0.42	201.0
C ₂	3C ₂		105506			2.40	233167	2.13	4960.9
		rich		0.52	54863		121247	3.87	4692.3
		ord		0.48	50643		111920	0.24	268.6
C ₂	4C ₂		38953			2.21	86086	2.18	1880.8
		rich		0.52	20256		44765	3.86	1727.9
		ord		0.48	18697		41321	0.37	152.9
C ₂	4a-C ₂		764	1.0	764	2.21	1688	0.12	2.0
2	5-C ₂		5706			2.21	12611	0.99	124.5
		rich		0.86	4907			1.13	122.6
		ord		0.14	799			0.11	1.9
2	6-C ₂	rich	8019	1.0	8019	2.21	17722	1.93	342.0
2	7-C ₂	ord	7891	1.0	7891	2.21	17439	0.19	26.2
1	8-C ₂		626			2.40	150475	2.50	3765.2
		rich		0.58	36365		87276	4.01	3499.7
		ord		0.42	26333		63199	0.42	265.4
2	8a-C ₂		2046			2.40	4911	0.67	33.0
		rich		0.31	634		1522	1.10	16.7
		ord		0.69	1412		3389	0.48	16.3
1	8b-C ₂	ord	2768	1.0	2768	2.40	6643	0.32	21.3

CR:Reserves , C:Catégorie , B:Bloc , V:Volume , T:Taux , M:Minerai

C P:Poid , Tr:tenneur , m:moyenne.

Les réserves (suite du tableau N°1)

C.R.	N° du bloc	rich ord	V.B. m ³	T.M.	V.M.B. selon la qualité	P.V.M. t/m ³	R.M. t	Tr.m en Hg %	Réserve de métal t
C2	9-C2		9326				22383	2,64	591,6
		rich ord		0,75 0,27	6808 2518	2,40 2,40	16340 6043	3,51 0,30	573,5 18,1
C2	10-C2		33985				81564	0,84	687,2
		rich ord		0,25 0,75	8496 25489	2,40 2,40	43949 21649	2,35 0,34	479,2 208,0
C2	10 ^a -C2		6365				15276	0,56	85,2
		rich ord		0,20 0,80	1273 5092	2,40 2,40	3055 12221	1,51 0,32	46,1 39,1
Tot	C2 C1+C2	Corps	miné- N ⁰¹	ralisé			749682 984351	1,91 2,04	14297,2 20049,8
C2	11-C2		44946				107870	0,78	837,9
		rich ord		0,26 0,74	11686 33260	2,40 2,40	28046 79824	2,02 0,34	566,5 271,4
C2	13-C2	brt	9660	1,0			23185	0,32	74,2
C2	12-C2		2270				5449	0,77	42,1
		rich ord		0,30 0,70	681 1589	2,40 2,40	1635 3814	1,76 0,35	28,8 13,3
C2	14-C2	ord	955	1,0			2111	0,40	8,40
C2	15-C2	ord	10326	1,0			24782	0,40	99,1
C2	16-C2	ord	1972	1,0			4732	0,21	9,9
C2	17-C ²		742				1781	0,78	13,8
		rich ord		0,32 0,68	237 505	2,40 2,40	570 1211	1,52 0,42	8,7 5,1
C2	18-C2		14344				34465	1,22	421,5
		rich ord		0,33 0,67	4734 9610	2,40 2,40	11360 23065	3,02 0,34	343,1 78,4
C2	19-C2		2990				7176	1,25	89,3
		rich ord		0,82 0,18	2452 538	2,40 2,40	5884 1292	1,44 0,36	84,7 04,6
C2	20-C2		4710				11304	0,59	67,0
		rich ord		0,22 0,78	1036 3674	2,40 2,40	2487 8817	1,84 0,24	45,8 21,2

C2	21-C2	ord	8332	1,0		2,40	19998	0,41	82,0
C2	22-C2	ord	567	1,0		2,40	1361	0,37	5,0
C2	23-C2	ord	1954	1,0		2,40	4690	0,53	24,9
C2	24-C2	ord	326	-		2,40	763	0,16	1,3
Tot		C2	sans	corps	1		249647	0,66	1776,4
.		C2					234669	2,45	5752,6
Tot		C2					999329	1,61	16073,6
.		C1+C2					1233998	1,77	21826,2

R : Réserves , C : Catégorie , B : Bloc , V : Volume , T : Taux , M : Minera
P : Poids , Tr : teneur , m : moyenne . rich . ord : ordinaire

Le tableau N°1 nous montre la répartition des réserves en deux catégories C1 et C2 , ces catégories sont divisées en blocs selon le calcul des réserves qui est effectué par des blocs géologiques . La catégorie C1 a une grande importance car elle atteint 26,4 % de tous le volume du gisement , ce grand pourcentage se trouve dans les deux corps minéralisés N°1 et N°2 parmi les 15 corps minéralisés

La quantité de C1 est de 234669 t avec un teneur de 2.45 % .

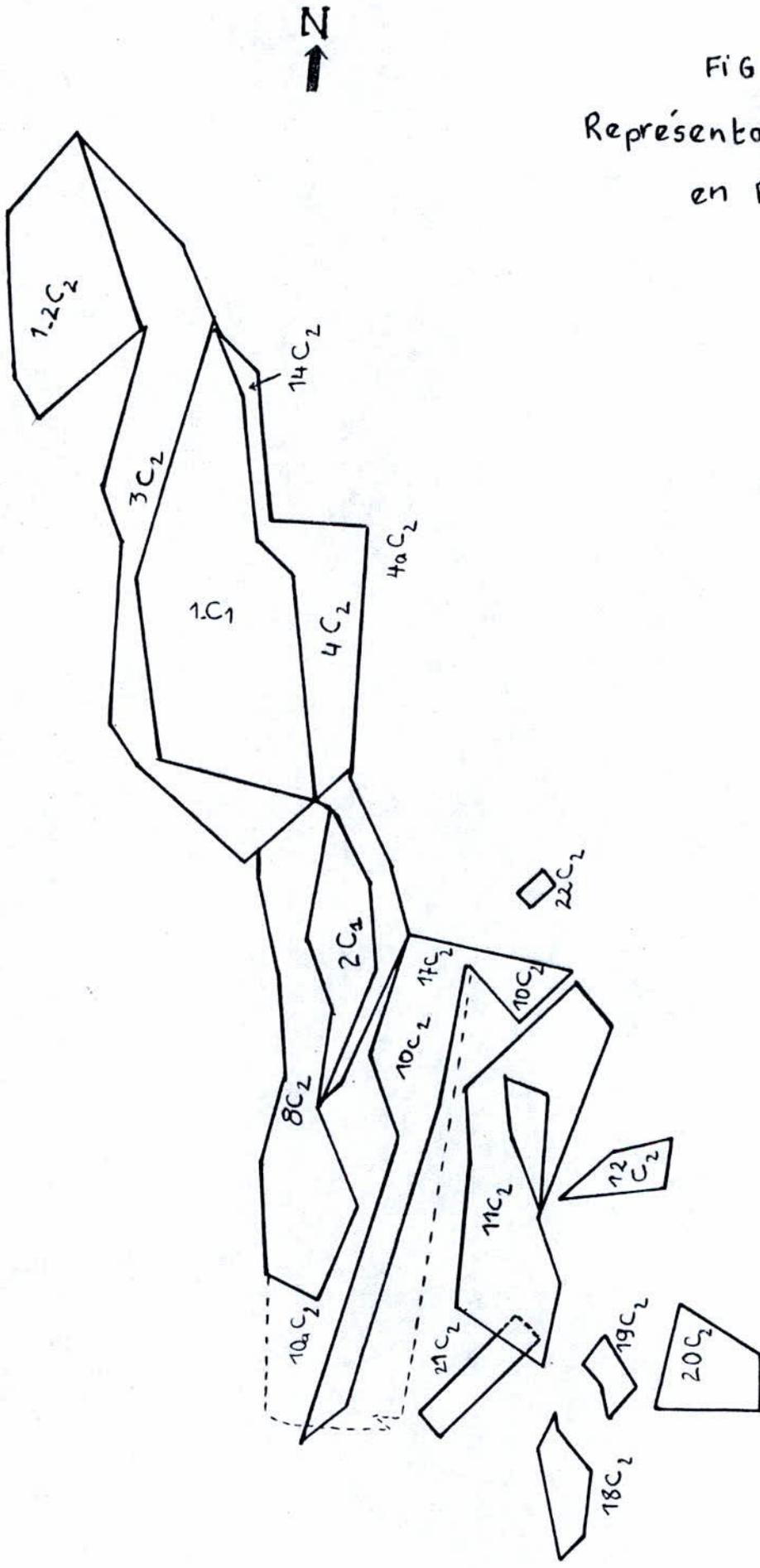
La quantité de C2 est de 999329 t avec un teneur de 1.61 % .

La figure (7) montre la répartition des réserves en plan , les blocs sont indiqués sur la figure

FIG [7]

Représentation des réserves
en plan

1:2500



L'exploitation actuelle

Le gisement de Fendek n'est pas encore en exploitation .

L'exploitation se déroule dans le gisement du Guennicha . Les autres gisements (Ismail , Mra-sma I et II) sont épuisés . L'exploitation du gisement de Guennicha a été entamée en 1985 . L'exploitation s'effectue à ciel ouvert , à l'aide de gradins (le nombre est de 3) de 10 m de hauteur sur une longueur variant entre 80 et 90 m , avec une plate forme de travail de 12 m de largeur qui assure la circulation des engins de travail .

L'exploitation atteint le niveau 140 .

La production journalière est de 3500 et 4000 m³ / jour avec une teneur de de 1 % en Hg .

L' effectif du complexe mercuriel (carrière et usine) est de 200 . Le nombre d'ouvrier en carrière est de 36 repartis en deux postes de 18 ouvriers chacun comme suit :

- Deux (02) foreurs
- Trois (03) conducteurs de pelle
- Deux (02) conducteurs de Bull
- Un chef de poste .
- Six (06) conducteurs .
- Un (01) pompiste .
- Trois (03) chauffeurs des camions .

Déroulement des opérations :

La foration

Elle est effectuée par deux Crawlairs et un chariot de foration . Les trous on une profondeur de 10 m . Le nombre des trous forés par gradins est de 100 .

Le bourrage

C'est l'argile qui est utilisé pour le bourrage des trous sur un longueur de 1.5 m .

Chargement et tir

L'explosif utilisé est le Marmanite , le tir est électrique . Après l'attachement et vérification des trous qui se fait avec des circuits attachés en série parallèle , le tir est effectué tous les 15 jours .

Le chargement et transport

Le chargement des roches abattues s'effectue par des pelles (deux pelles) KOMATSU de capacité de godet de 5.4 m³ . Le transport du minerai est effectué par des

camions de différentes marques (KOMATSU HD 465 de 45 tonnes de capacité ; ASTRA de capacité de 35 tonnes ; SONACOME), la chargement et le transport s'effectuent dans un temps de 720 mn .

Le prix de revient de l'exploitation à ciel ouvert est de 250 DA / m³ .

L'usine de traitement

L'usine de traitement a une capacité de 75000 t par an de tout venant . Cette quantité doit être assuré par l'exploitation .L'usine travaille à trois postes . Dans la technologie de traitement du minerai et en pratique il est impossible de séparer les minerais riches et celle pauvres pour cela on les prend comme une seule catégorie technologique .

Le traitement métallique s'effectue selon les étapes suivantes :

Après le concassage le minerai subit :

- Une cuisson pour permettre l'évaporation des gaz mercuriels .
- Une condensation de la vapeur de mercure .
- Un traitement de la stuppe .

La production

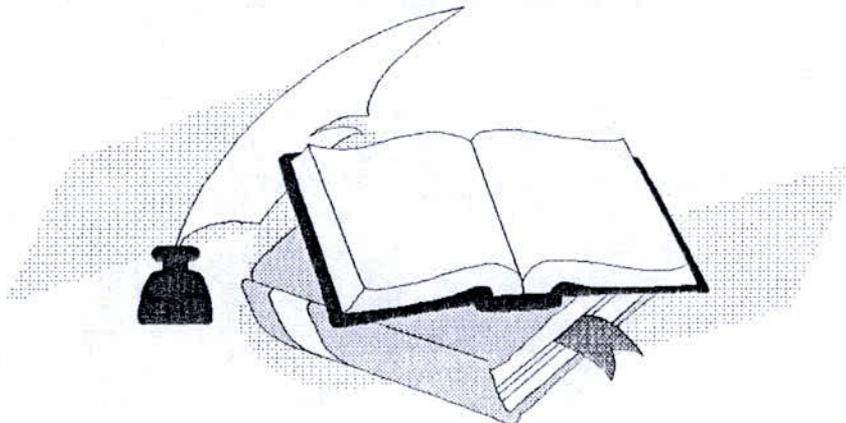
La production de mercure durant les dernières années est présentée ci dessous .

Année	1990	1991	1992	1993	1994
production (potiche)	17000	12500	14000	13300	13000

CHAPITRE III

MODE

D'OUVERTURE



Proposition d'une méthode d'exploitation

Introduction

Une méthode d'exploitation dépend d'un certain nombre d'éléments dont les plus significatifs sont :

- Les conditions du gisement .

Le gisement est constitué de 15 corps limités entre eux par des failles . Le pendage varie de 25° à 40° situé en profondeur .

- La nature des roches encaissantes .

Les roches encaissantes sont des roches semi - dures à durs qui nécessitent le bétonnage dans la partie tendre , le soutènement métallique dans les roches mi-dures .

- La nature du minerai et son cours sur le marché :

Son cours le plus bas à atteint 172.5 \$ en 1960 , son cours le plus haut 517.5 en 1968 .
(fig b) .

Aujourd'hui le prix moyen de mercure est de 150 \$ la potiche .

- Les conditions hydrogéologiques:

Les corps minéralisés sont situés sous le niveau hydrostatiques ce qui nécessite un volume de pompage des eaux en conséquence .

III - Choix du Mode d'ouverture

La nécessité de réaliser l'aérage dans les ouvrages souterrains nous contraint de réaliser au minimum deux communication avec le jour .

Partant de cela il est possible d'accéder au gisement selon trois variantes :

Première variante : deux puits verticaux reliés par travers bancs et une descenderie .

Deuxième variante : Un puits , un plan incliné relié entre eux par de travers bancs .

Troisième variante : deux plans inclinés à partir de la surface reliés entre eux par travers bancs
Fig (9) .

La variante retenue sera la plus économique .

Compte tenu de la forme du gisement et son allongement du sud vers le nord , les deux ouvertures seront situées l'une au nord et l'autre au sud . La première sera située au Sud au niveau + 197 et la deuxième sera située au Nord au niveau + 150 .

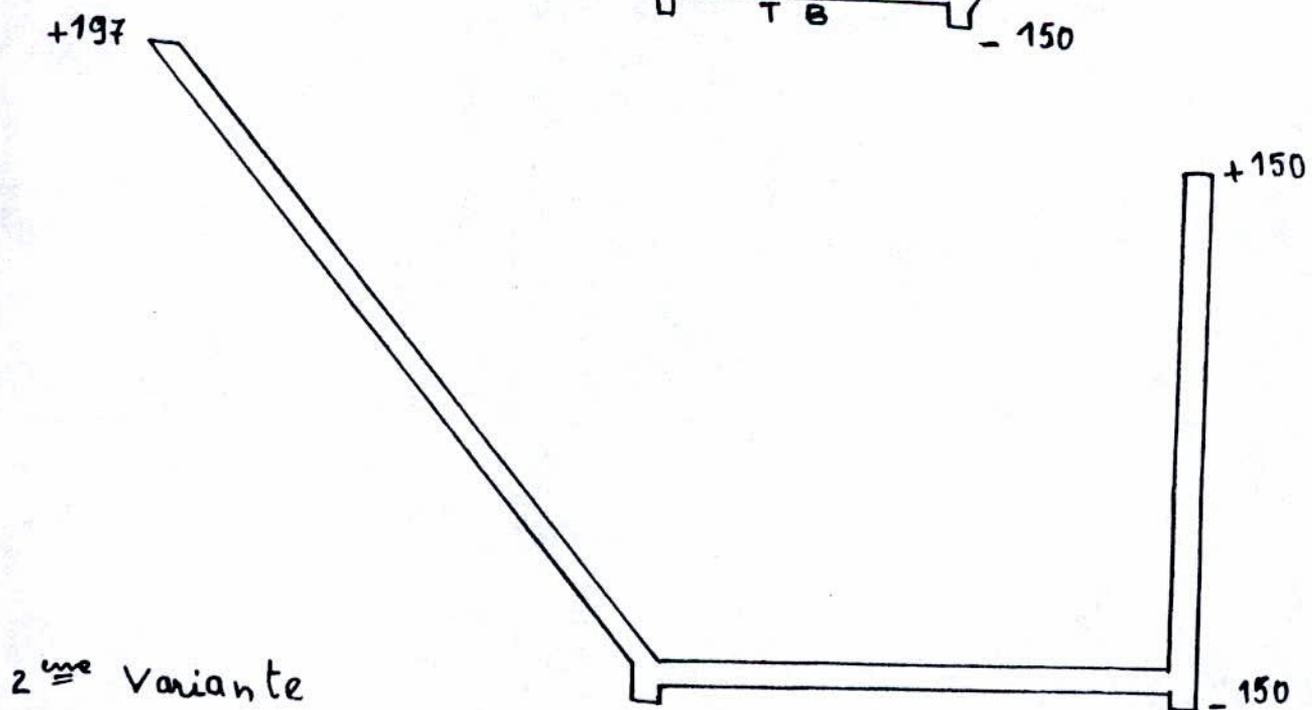
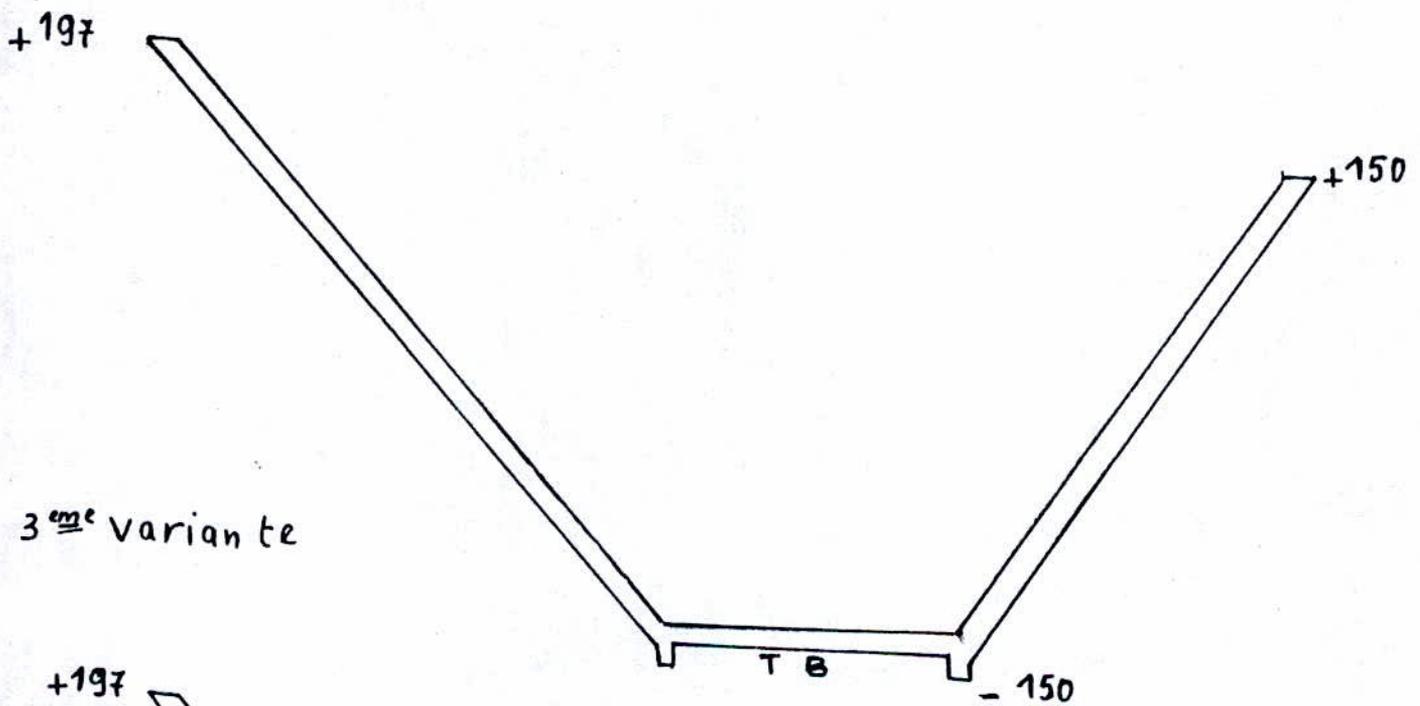
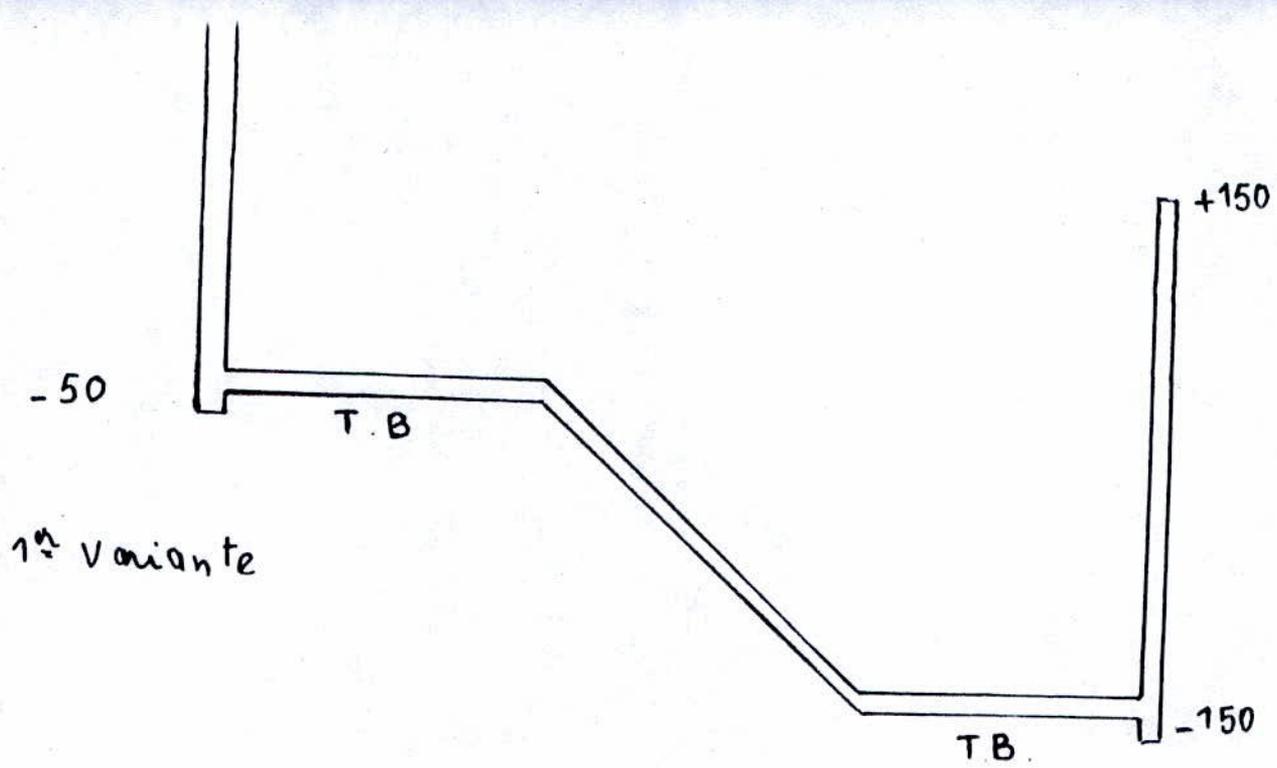


FIG [9] variantes d'ouverture

III - 1 Variante 1

III - 1 - 1 Dimension des ouvrages

1 - Puits

L'éléments déterminant dans les dimensions des puits sont les dimension de la cage d'extraction .

La cage d'extraction sera conçu de telle sorte qu'elle puisse contenir une berline de capacité C . Le puits sera utilisé à l'extraction du minerai , circulation du personnel et matériel Sa capacité annuelle devra permettre l'extraction de 75000 t de minerai nécessaire pour l'usine de traitement et l'utilisation de la cage pour le passage du matériel estimé à 1/3 de la capacité de la laverie

$$75000 \times 4 / 3 = 100000 \text{ t .}$$

- Calcul de la capacité C_h horaire du puits .

$$C_h = C_a / n_j \times h \times n$$

ou C_a : capacité annuelle du puits .

n_j : nombre des jours ouvrable / an = 230 jours .

n : nombre des postes .

h : nombre d'heure par poste = 7 .

$$C_h = 100000 / (230 \times 2 \times 7)$$

$$C_h = 31 \text{ t/h .}$$

- Calcul du temps d'une cordée D_c

Une cordée c'est le temps mis par une cage pour effectuer un cycle complet comprenant l'encagement du minerai au niveau le plus bas , la circulation de la cage du niveau le plus bas à la surface , le déchargement à la surface et le retour de la cage à son niveau initial .

$$D_c = 2 (L/V) + t_e + t_d$$

ou V : vitesse de la cage (4 m/ sec) .

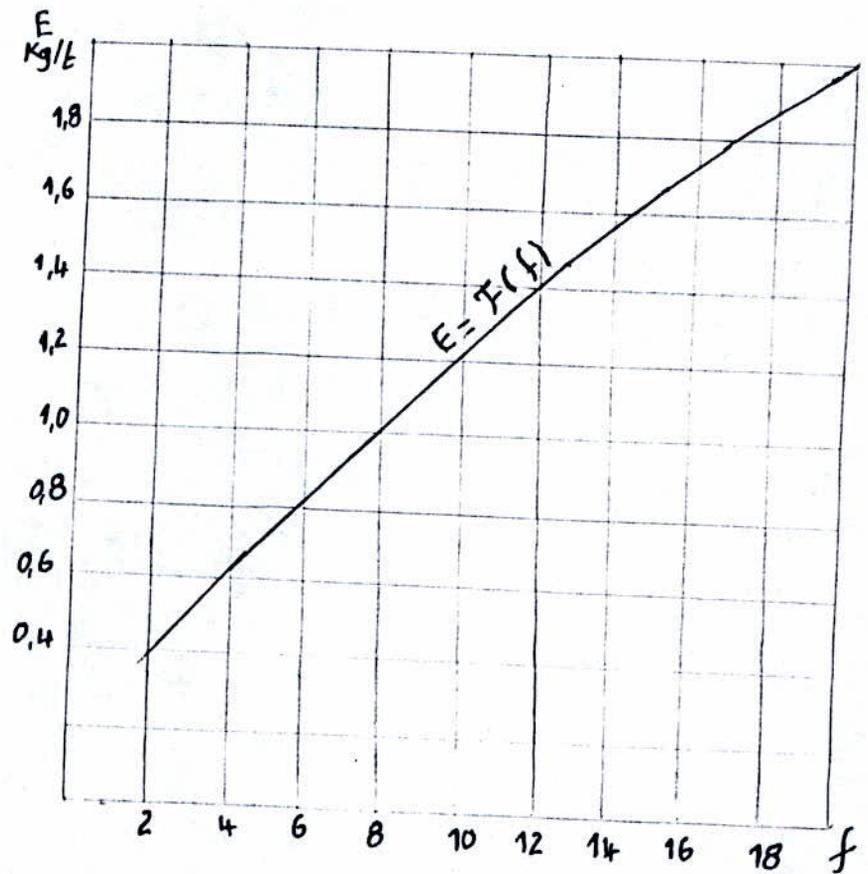
L : longueur du puits (247 m) .

t_e : temps pour encager la berline (10 mn) .

t_d : temps pour decager la berline (10 mn) .

$$D_c = 143 \text{ sec .}$$

Nombre des cordées



Relation approximative entre la consommation
spécifique d'explosif E et le coefficient de dureté f
[8]

$$3600 / 143 = 25 \text{ cordées .}$$

Charge totale montée par cordée

$$31 / 25 = 1.3 \text{ t .}$$

Charge de minerai = charge total - poids du wagon vide = $1.3 - 0.5 = 0.8 \text{ t} = 300 \text{ l}$.

Des berlines de capacité utile de 400 l sont suffisantes .

Le caisson d'un berline de 400 l à les dimensions de $0.65 \times 1 \times 0.62$.

En tenant compte des crochets et de la distance entre cage et cloison (0.10 m) la cage doit avoir comme dimension $0.95 \times 1.4 \times 2$.

Pour permettre de passage simultané de deux cages le diamètre du puits sera de =

$$D_{\text{utile}} = 4 \times 0.1 + 2 \times 0.95 + 1.4 + 1.3 :$$

$$= 4 \text{ m .}$$

$$D_{\text{creusé}} = D_u + 2 E_b \quad E_b \text{ épaisseur bétonné (} 250 \text{ mm) .}$$

$$D_{\text{creusé}} = 4.5 \text{ m .}$$

Section creusée = 15.9 m^2 . Fig (10) montre les dimension des puits .

2 - Autres ouvrages

On procédant de la même manière on obtient:

$$\text{Section de la descenderie} = 7.10 \text{ m}^2 .$$

$$\text{Section de TB 1} = 10.4 \text{ m}^2 .$$

$$\text{Section de TB 2} = 6.31 \text{ m}^2 .$$

3 - Résumé des dimensions des ouvrage miniers

Dans cette variante on a :

puits d'extraction:

section de 15.6 m^2 .

Longueur de 300 m

puits de retour d'air :

section : 15.9 m^2 .

longueur : 247 m .

Un travers bancs :

Longueur de 150 m . Section de 10.4 m^2

Un travers bancs

longueur de 125 m . La section de 6.31 m^2 .

Une descenderie :

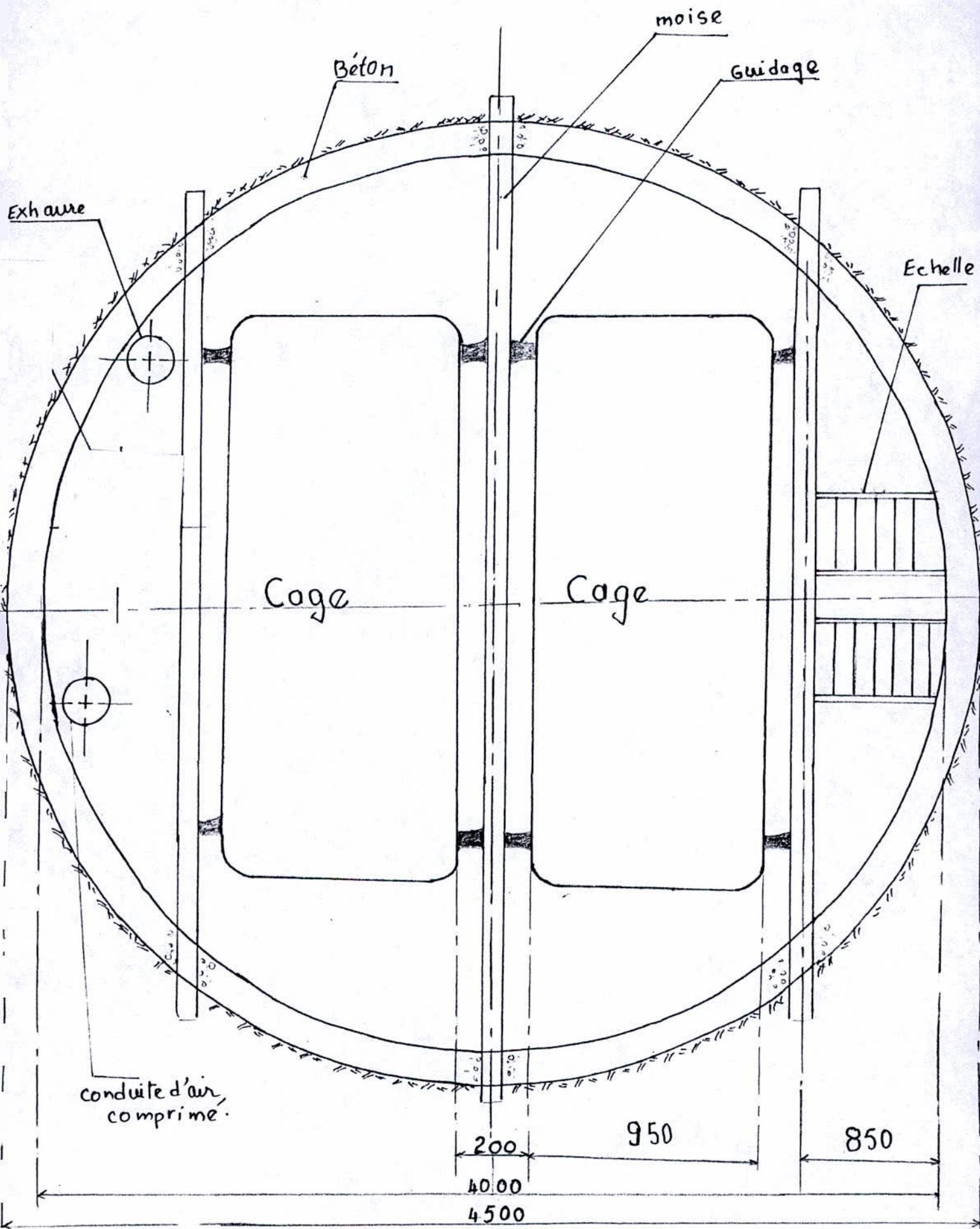


FIG 10

Section dans le puits d'extraction.

section de 7.10 m 2.
longueur de 354 m .
Angle de pendage de 17° .

III - 1 - 2 Les moyens nécessaires

1 - Effectif

Pour l'exécution des travaux d'ouverture , les effectifs suivants sont nécessaire :

- Foreurs : 2 - Boute feu = 1 .
- Chargeurs : 2 .
- Maçon : 2 .
- Boiseurs : 2 .
- Surveillant = 1 .

Sur la base d'un salaire moyen de 15000 DA / mois , le salaire mensuel total sera 150.000 DA

2 Les principaux consommables

a - Béton de soutènement

pour 1 m3 de béton il faut le dosage suivant :

0.3 tonne du ciment .

0.65 m3 d'agrégat.

0.35 m3 du sable .

pour le ciment 0.3 t = 6 sacs de prix unitaire de 180 DA , alors le prix total est de 1080 DA/ m3 de béton.

Pour l'agrégat la quantité est de 1.755 t , le prix d'une charge de 7 tonnes est de 3000 DA , alors pour 1m3 du béton le prix est de 752.14 DA

pour le sable la quantité est de 0.945 t , le prix d'une charge de 7 t est de 2000 DA , alors pour 1m3 de béton le prix est de 270 DA .

divers 97.86 DA / m3 .

Le prix total du m3 de béton est de 2200 DA .

c - Soutènement en bois

Le soutènement en bois est prévu pour le travers banc N 2 . On admet un cadre à chaque mètre du T B Le prix d'une poutre est de 150 - 200 DA (selon l'E.N.O.F) , pour un cadre de trois poutres le prix est de 450 - 600 DA .

d - Explosif nécessaire pour le creusement

Pour les puits de section de 15.90 M2

- L'avancement 1.4 m/jour

- Le volume abattu 22.26 M3/jour

densité = 1.7 t/m3, alors le volume abattu sera 37.8 t, on ajoute le coefficient d'utilisation des trous 0.9 , alors le volume sera 28 t

Compte tenue des conditions géotechniques la consommation spécifique est de l'ordre de 0.75 Kg/t (8) .

La quantité d'explosif nécessaire pour l'avancement par jour sera $0.75 \times 37.8 = 44.52 \text{ Kg/jour}$
 $= 28.4 \text{ Kg/j}$.

• Nombre des trous de mine (n)

$n = Q / q$ ou q : charge d'un trou ; Q : quantité d'explosif / volée .

$q = K_{ch} \times (L_t \times L_{ch}) \times Q_c$, ou

L_t : longueur du trou = 1.55 m . Q_c : poids de la cartouche = 230 g .

L_{ch} : longueur de la cartouche . K_{ch} : coefficient de chargement du trou : 0.75 .

Q : 1.179 kg / trou .

$n = 28.4 / 1.175 = 24$ trous .

• Répartition des trous

Le nombre des trous de bouchon $N_b = (n \times 0.6) : (C_a + C_b + C_c)$

C_a : coefficient attribue aux trous d' abattage ; $C_a = 1$.

C_b : coefficient attribué aux trous de bouchon ; $C_b = 0.6$.

C_c : coefficient attribué aux trous contour ; $C_c = 1.6$.

$N_b = 4$, $N_a = 8$; $N_c = 12$.

• Nombre des détonateurs = 24 .

On admettra la même quantité d' explosif pour les autres ouvrages miniers . (TB , descenderie) en raison des avancement projetés .

on effet les TB et la descenderie avec une section de 7.10 m² et un avancement de 3.14 m / j , production de 22.26 m³ / jour .

III - 1 - 3 Cout de la variante 1

a -Coût du béton du soutènement (C_b)

$$\begin{aligned} \text{Le prix sera} &= \text{consommation journalière} \times \text{nombre des jours} \quad \times \text{prix} \\ &= (5.17 \times 70.09 + 4.03 \times 110.22 + 4.67 \times 390) \times 2200 \\ &= 5782000 \text{ DA} \end{aligned}$$

b - Bois

le soutènement du deuxième travers banc avec le bois revient à 525 DA la mètre .

Prix du soutènement sera = prix du mètre x la longueur = 65625 DA .

L'ouvrage	Longueur (m)	Avancement (m / j)	Nombre des jours	Consommation de béton (m ³ /j)
Puits	547	1.4	390	4.67
Travers banc 1	150	2.14	70.09	5.17
travers banc 2	125	3.52	35.51	-
descenderie	345	3.13	110.22	4.03

c - Coûts des explosifs (C_e) .

$$C_e = \text{consommation journalière} \times \text{nombre des jours} \times \text{le prix} .$$
$$= 44.52 \times 606.82 \times 120 = 2068656 \text{ DA}$$

d - Détonateurs (C_d)

$$24 \times 35 \times 606.82 = 509880 \text{ DA} .$$

e - Salaires

Le salaire = salaire mensuel x (nombre des jours / 22).

$$= 150.000 \times (606.82 / 22) = 4138000 \text{ DA} .$$

f - Récapitulation

Nature	Coûts (DA)
Masse salariale	4138000
Bétonnage	5782000
Explosifs , cordes détonant	2578540
Poutres	65625
Divers	10%
Total	14018600

Coûts de la variante 1 = 14018600

III - 2 Variante 2

Dans cette variante les infrastructures sont :

- Un puits de longueur de 300 m , section de 15.9 m² .
 - Un plan incliné de longueur de 530 m , section de 7.10 m² .
- Angle de pendage de 51° .

- Un travers banc de longueur de 125 m . Section de 7.10 m² .

a - Coût du soutènement (C_b)

On utilise la même formule précédente .

$$C_b = (5.17 \times 60 + 4.67 \times 628) \times 2200 .$$

$$C_b = 7134512 \text{ DA} .$$

L'ouvrage	Longueur (m)	Avancement (m / j)	Nombre des jours	Consommation de béton (m ³ /j)
Travers banc 1	125	2.14	60	5.17
Puits	300	1.4	248	4.67
Plan incliné	530	1.4	380	4.67

b - Coût des explosifs (C_e)

On utilise la même formule de celle de la première variante .

$$C_e = 44.52 \times 688 \times 120$$

$$C_e = 3675572 \text{ DA} .$$

c - Détonateurs (C_d)

$$C_d = 24 \times 35 \times 688 = 577920$$

DA

d - Salaire (C_s)

Le salaire sera calculé de la même façon que la première variante .

$$C_s = (150000 \times 688) / 22 .$$

$$C_s = 4690909 \text{ DA.}$$

e -Récapitulatif

Nature	Coût (DA)
Salaire	4690909
Bétonnage	7134512
Explosif et corde détonant	9226242
Autre	10%
Total	16223400

Le prix de la deuxième variante = 16223400 DA

III - 3 Variante 3 .

Dans cette variante on a les ouvrages miniers suivants :

- Deux plans inclinés de longueur totale de 859 m .Section 7.10 m2 .
Angle de pendage de 41°.
- Un travers banc d'une section de 7.10 m2 , et un longueur de 140 m .

Coûts du soutènement (C_c)

On utilise la même formule que précédente .

$$C_c = (5.17 \times 66 + 4.67 \times 614) \times 2200 \text{ DA.}$$

$$C_c = 7058920 \text{ DA .}$$

L'ouvrage	Longueur (m)	Avancement (m / j)	Nombre des jours	Consommation de béton (m3/j)
deux plans inclinés	859	1.4	614	4.67
travers banc	140	2.14	66	5.17

b - Coûts des explosifs (C_e)

On utilise la même formule de celle de la première variante .

$$C_e = 44.52 \times 680 \times 120.$$

$$C_e = 3632832 \text{ DA.}$$

c - détonateurs (C_d)

On effectue la même chose comme la variante 1 .

$$24 \times 35 \times 680 = 571200 \text{ DA.}$$

d -Salaire (C_s)

Le salaire sera calculé de la même façon que la première variante .

$$C_s = (680 \times 150000) / 22 = 4636364 \text{ DA.}$$

e - récapitulatif

Nature	Coûts (DA)
Salaire	4636364
Explosifs et détonateurs	2888640
Béton	7058920
Autre	10%
Total	16042300

Coût total de la variante 3 = 16042300 DA .

Conclusion

En comparant le coût des 3 variantes , la variante 1 est la moins coûteuse il est donc recommandé de la retenir Fig (11) .

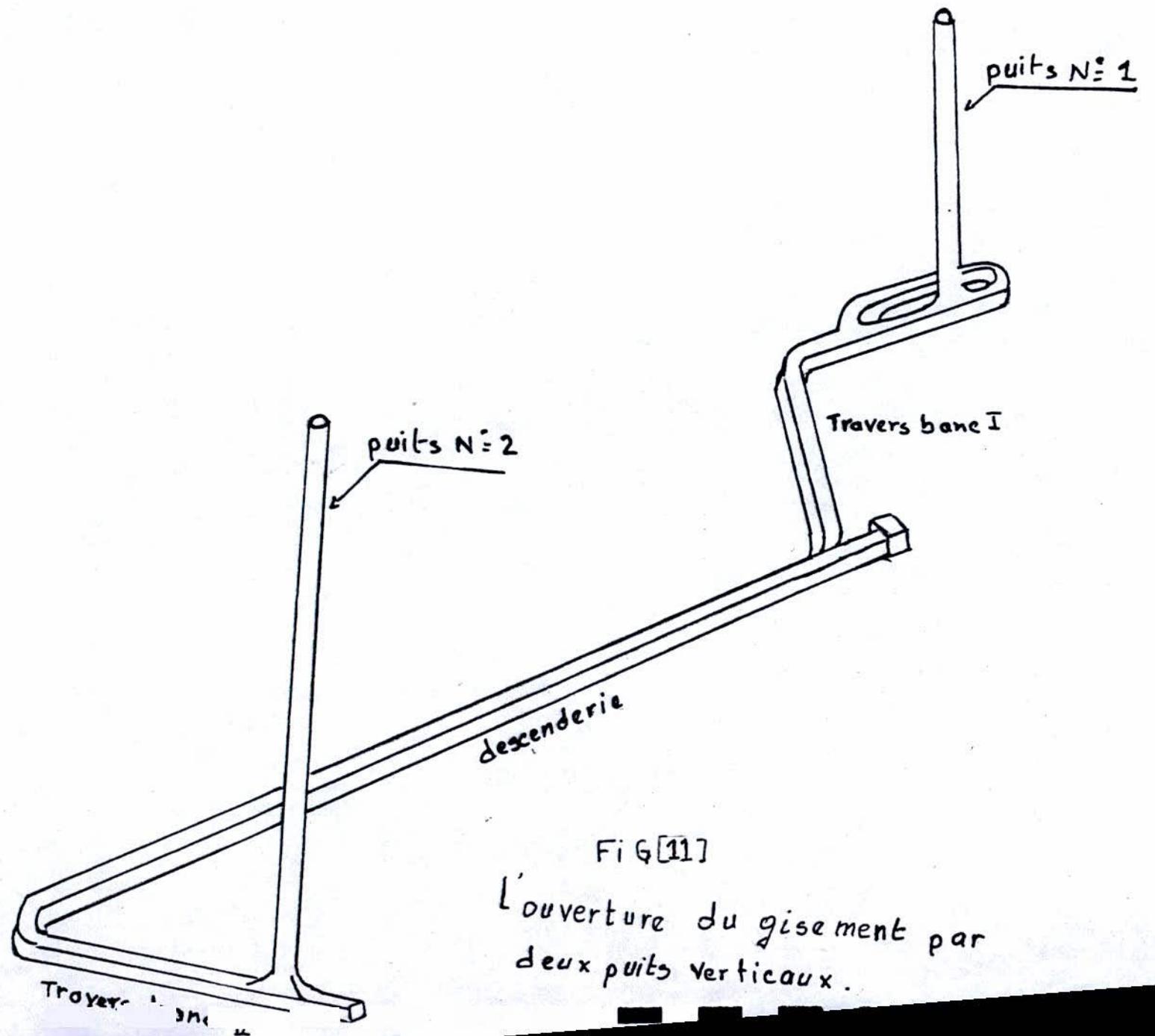


FIG [11]
 L'ouverture du gisement par
 deux puits verticaux.

- **III - 3 Localisation des travaux d'infrastructures**
-

Les puits seront disposés de telle sorte qu'ils ne soient pas éloignés du champs minier et d'éviter des longueurs des travers bancs assez importantes .

Un choix correct de l'emplacement des puits doit viser :

- Une profondeur réduite des puits en se basant sur la topographie de la zone .
- Un volume réduit des ouvrages miniers (TB , descenderie , montage) dont la réalisation est nécessaire pour le découpage du champs d'exploitation .
- Un transport du minerai et des matériaux le moins coûteux possible .
- La récupération maximale des réserves exploitables notamment des deux corps minéralisés N°1 et N°2 ayant une teneur élevée , un pendage moyen de 25° et une profondeur de 250 à 300 m

Partant de ces considérations les ouvrages principaux seront localisés comme suit :

1 Le puits principal

Il est situé dans la partie NORD-OUEST du gisement exactement à la cote absolu 150 . Ce puits atteint le niveau -150 , sa profondeur est de 300m .L'emplacement de ce puits a pour but majeur de récupérer les corps minéralisés N°1 et N°2 ou il y a une grande quantité des réserves . Dès la fin du deux puits on commence le creusement des travers bancs .

Le puits principal qui sera le puits de service (P. S) est équipé d'un cage d'extraction avec un contre poids . Les principales fonctions sont : aérage (air frais) transport du minerai au jour , transport du matériel , passage des conduites d'air comprimé et d'eau . Ce puits est divisé en trois compartiments , comme le montre le plan unie .

2 - Le puits auxiliaire

Il est situé en sud-est de notre gisement de cote absolu de 197 . Ce puits atteint le niveau (-50) c'est -à- dire de profondeur de 247m

Le puits sert au retour d'air et comme sortie de secours pour le personnel .Ce puits sera équipé d'échelle avec un plancher tous les 10 m .

3 - Le TBI

Il est creusé à partir de la fin du puits N°1 au niveau -50 est orienté du sud-est au Nord-Ouest , sur une longueur de 150 m .

4 - Le TB II

Il est creusé à partir de la fin du puits auxiliaire du niveau - 150 dirigé vers les corps minéralisés . Le Travers Bancs est orienté de l'Ouest vers le Nord sur une longueur de 125m et se situe au dessous du corps minéralisé N°1 .

LE soutènement des deux travers bancs sera par béton mono bloc épais de 200 mm ,et celui des deux puits sera par béton mono bloc épais de 250 mm.

5 - La descenderie

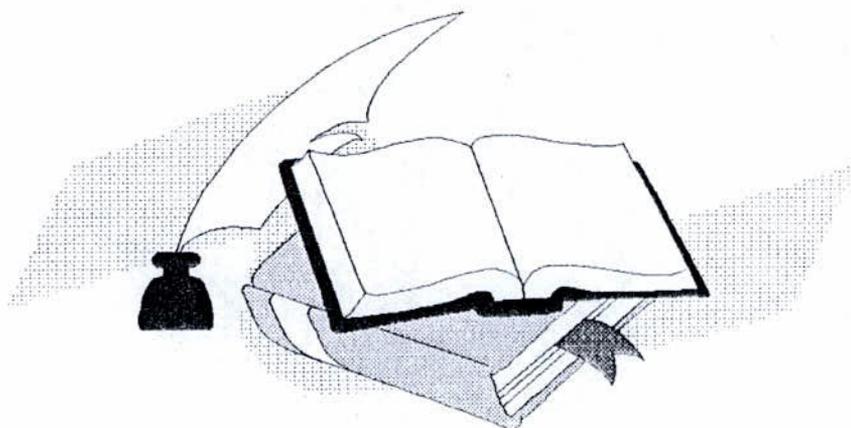
A cause des fonctions multiples de la galerie relié au puits principal , le TB I sera à double voie . Par contre celui relié à la puits auxiliaire TB II sera a une seule voie .

Cette dernière relie les deux travers bancs c'est à dire entre les deux niveaux -50 et -150 . La longueur de la descenderie est de l'ordre de 345m, avec une angle de pendage de 17 degré .Le soutènement de la descenderie s'effectue par béton mono bloc épais de 250 mm .La descenderie sera destinée au transport du matériel minier , du déplacement des personnels entre les niveaux d'exploitation , au transport du minerai et des stérile et pour le retour d'air . La descenderie doit être équipée d'un système de roulage à câble pour le transport du minerai à partir des chantiers d'exploitation , le transport du matériel et des consommables .

CHAPITRE IV

METHODES

D'EXPLOITATION



IV - Choix d'une méthode d'exploitation.

Une méthode d'exploitation doit permettre :

- D'assurer la production nécessaire .
- D'assurer les conditions de sécurité et de travail pour les personnels.
- De minimiser les pertes et le salisse du minerai .
- D'aboutir un prix de revient réduit .

IV - 1 Caractéristiques des méthodes d'exploitation .

Il existe plusieurs méthodes d'exploitation elles se différencient les unes des autres par la forme géométrique , le sens de la progression des chantiers , le mode de traitement des vides.

Compte tenu des caractéristiques de notre gisement et notamment sa puissance un ensemble de méthodes seront envisagées :

- Tranches uninominales remblayées (pour les réserves situées sous le carreau de la mine)
- Tranches unidescendantes foudroyées.
- Chambres magasins.(pour les corps de 5 à 30 m de puissance).
- Traçage et dépilage.(pour les corps de puissance inférieur à 5 m) .

1 - 1 Méthode des tranches montantes remblayées .

a - Principe de cette méthode

LA méthode consiste à exploiter les tranches du bas vers le haut , ensuite on procède au remblayage des vides créés par l'exploitation .

b - Avantages :

- Récupération très bonne des corps minéralisés.
- Stabilité des couches supérieures et de la surface .

c - Inconvénients:

- Nécessite d'une main d'oeuvre supplémentaire pour le remblayage .

- l'exploitation du sable pour le remblayage introduit des coûts d'investissement supplémentaire .

Cette méthode n'est pas retenue, cependant on peut être envisagée son utilisation pour la partie située au dessous de l'usine .

1 - 2 Méthode des tranches unidescendantes foudroyées .

a - Principe de cette méthode

Le principe consiste à prendre des tranches du haut vers le bas et à procéder au foudroyage au fur et à mesure de l'avancement du front . Il est possible d'exploiter 2 à 3 tranches simultanément on utilisant des planchers préalables comme soutènement .

b - Avantage :

- Possibilité d'exploiter les couches puissantes .

c - Inconvénient:

- Il faut beaucoup de soutènement et la pose du plancher préalable nécessite une grande expérience .

- Perte de temps lors d'exécution du soutènement et travaux supplémentaire.

Cette méthode n'a pas été retenue pour les raisons ci dessus .

1 - 3 Méthode des chambres magasins.

A - Principe de cette méthode

Après les travaux de tir le minerai abattu est laissé sur place dans la chambre et sert de plancher de travail . Il est soutiré par les entonnoirs vers les galeries de roulage . La quantité soutirée régulièrement permet de maintenir la hauteur du front de travail à 1.5 à 2 m . A la fin de la récupération du minerai les chambres vides sont fermées .

b - Avantages:

- Possibilité d'exploiter les parties puissantes du gisement avec une pente importante .
- Bonne conditions de travail . Le minerai abattu sert à de plancher de travail
- Evacuation de minerai abattu par gravité par des entonnoirs
- Soutènement inexistant

c - Inconvénients :

- Creusement des nombreux entonnoirs .
- Perte de minerai dans les stots de protection laissés entre les chambres .

On a retenu cette méthode pour l'exploitation du corps minéralisé N1 . En effet ce corps a une pente considérable. Cette méthode est beaucoup utilisée dans le monde (Grace mine ; cornwell mine) (2) , avec un corps de puissance importante de 30 à 40 m et un pendage de 20 à 30 ° .

1 - 4 Méthode de traçage et défilage .

a - Principe de cette méthode

Le principe consiste à découper le corps en panneau . Le panneau est exploité en creusant des traçages qui sont espacés par des piliers long . Ces piliers sont récupérés partiellement . Le pilier résiduel est torpillé créant un foudroyage du toit .

Il est a noter que le foudroyage des corps avec une puissance faible (< 5 m) n'a pas d'influence en surface car l'expérience montre que la hauteur des bancs influencés est égale à 7 fois l'épaisseur de la couche exploitée . (9)

b - Avantages:

- Le creusement des traçages permettra d'obtenir une grande masse d'information sur la localisation des zones de minerai riche et sur les limites exacte du gisement.
- Le corps peut être exploité par un grand nombre de fronts , ce qui peut permettre des rendements élevés .
- Le soutènement dans cette méthode est inexistant .
- Les pertes de minerai sont réduites .

c - Inconvénients:

- Le creusement des traçages sur une grande longueur nécessitera une ventilations secondaire.

Compte tenu des caractéristiques de notre gisement cette méthode d'exploitation a été retenue dans la patrie Sud .

IV - 2 Ordre d'exploitation des corps minéralisés

Deux corps minéralisés N1 et N2 ont de grandes dimensions par rapport aux autres corps minéralisés , ce sont ces corps qui seront présentés dans le projet .

Le corps minéralisé N1 sera exploité en premier , car une grande quantité de réserves se trouve dans ce corps avec un teneur de 2.04 % . Pour des raisons de sécurité lors du foudroyage la progression d'exploitation se fera de la partie aval vers l' amont c'est - à -dire du Nord vers le Sud .

IV - 2 - 1 Travaux préparatoires

Le découpage des panneaux .

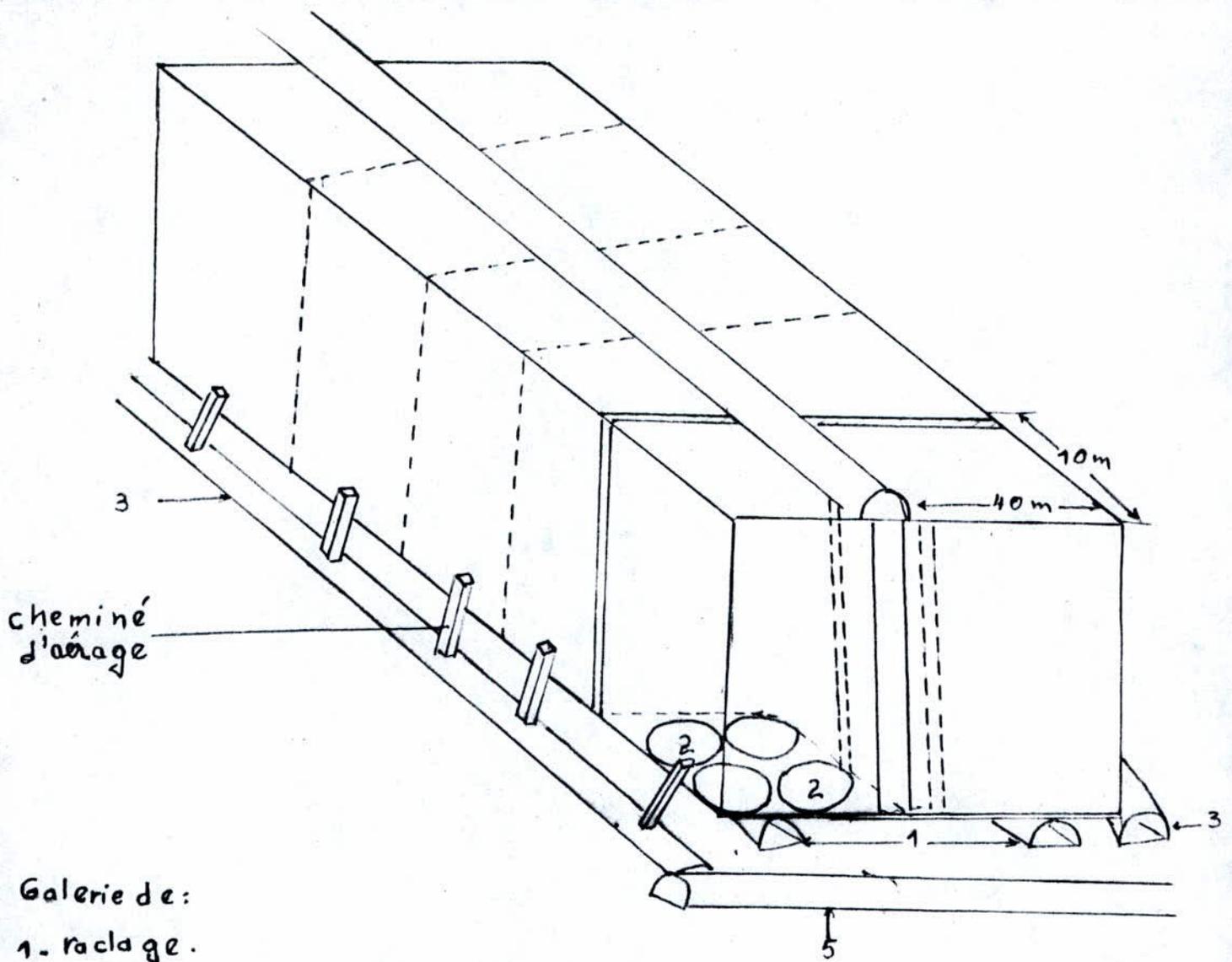
- Le corps minéralisé N 1 sera découpé en deux quartiers de 300 m de longueur et de 70 à 100 m de largeur chacun .Chaque quartier sera à son tour divisé en panneaux de 150 m de longueur et de 85 m de largeur . Le panneaux sera découpé en étages .

- Le deuxième corps minéralisé N 2 compte tenu des dimensions plus faibles constituera un panneau , d'une longueur de 170 m et de largeur de 60 m.

-Les autres corps minéralisés ayant des dimensions encore plus faibles constitueront des panneaux aux dimensions de ces corps minéralisés .

IV - 2 - 2 Travaux d'exploitation

a - Méthode des chambres magasins : fig (12)



Galerie de :

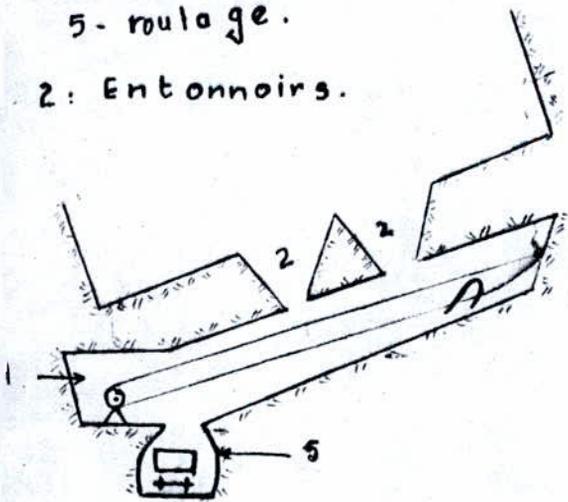
1. raclage.

3. Entrée d'air.

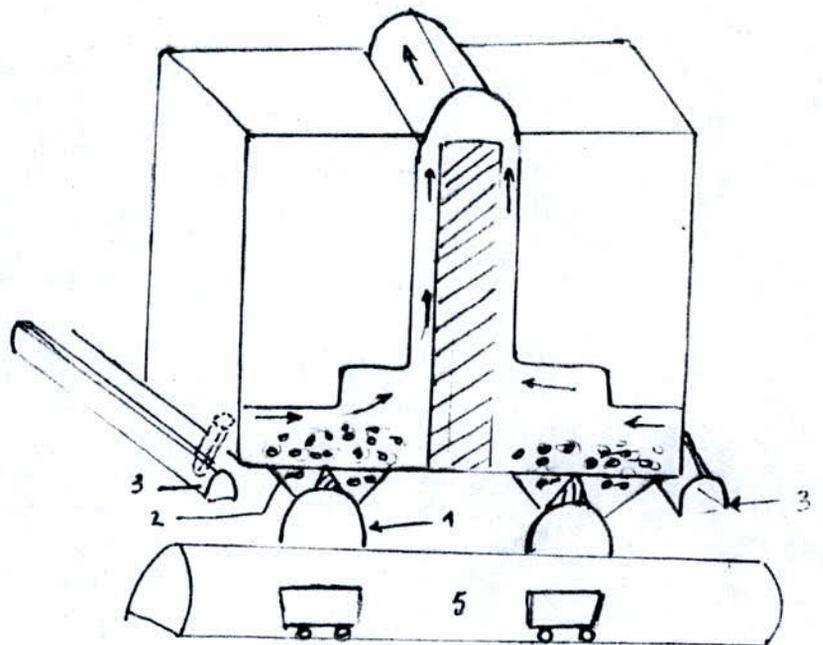
4. retour d'air.

5. roulage.

2: Entonnoirs.



Coupe au niveau du
galerie de raclage.



FIG[12]

Methode des chambres
Magasins

Après l'exécution des travaux de découpage , le premier étage sera en exploitation et le deuxième sera en préparation et recherches .Les travaux d'exploitation sont effectués suivant les étapes suivantes :

- Creusement des galeries de roulage à partir de travers bancs sur la largeur du corps minéralisé à partir de chaque limite du panneau .

- Creusement des galeries de raclage au dessous des corps minéralisés à partir de la limite inférieur du corps minéralisé sur la longueur du panneau de 150 m et en même niveau des galeries de roulage . Le soutènement des galeries est effectué en bois .

- Creusement des entonnoirs qui relient les chambres d'exploitation avec les galeries de raclage au dessous .

Pour les besoins de l'aérage et du passage du personnel il est nécessaire de creuser pour l'exploitation d'une chambre un montage parallèle au corps minéralisé et un cheminé reliant la chambre à la descenderie

L'exploitation proprement dite commence en aval vers les limites supérieurs du panneau et de bas vers le haut par étage .

Les chambres on des dimensions de 5 m de largeur et 40 m de longueur .

On laisse entre deux chambres un stot de protection .

Dans le panneau supérieur du sud les galeries de raclage ont un contact avec le travers banc N 1 pour le transport du minerai au lieu de la descenderie

b - Méthode de traçage et dépilage

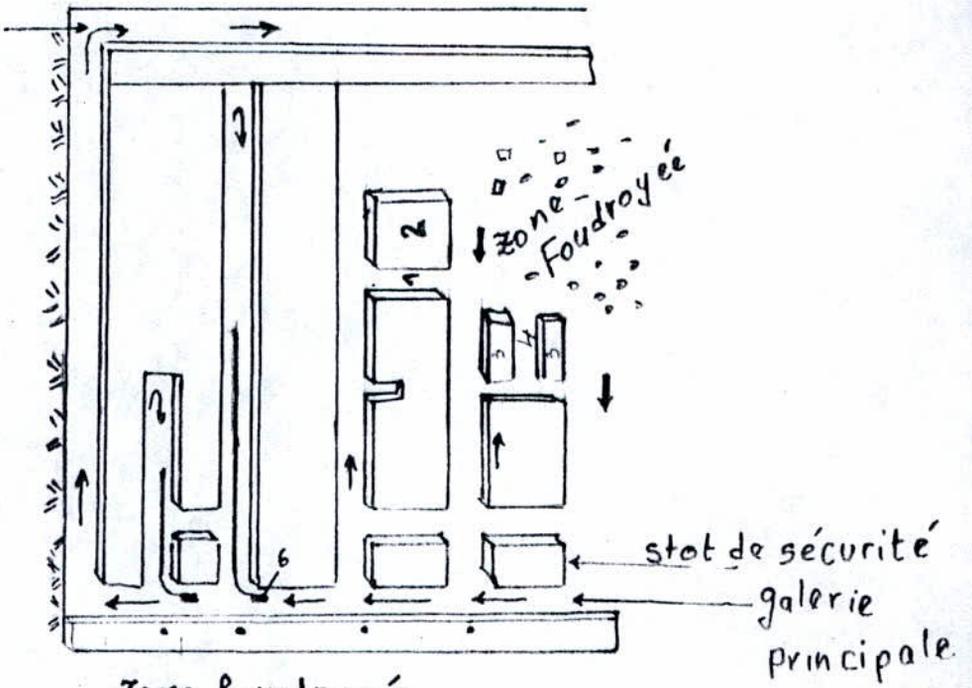
. A partir de la descenderie on creuse une galerie de roulage et un montage rejoignant une galerie de roulage située à un niveau supérieur .

. Le panneau étant ainsi délimité on creuse des galeries secondaires appelés « traçages » à partir de la galerie de roulage inférieur . Ces traçages ont 5 m de largeur et 3 m de hauteur tous les 12 m à 15 m des piliers sont laissés entre les traçages Fig (13) .

. Au niveau de la galerie principale on creuse des niches de raclage de 4 m de longueur et 3 m de hauteur .

- Une fois le traçage est terminé , on procède au dépilage à partir des limites du gisement vers le centre . Le dépilage consiste à récupérer les piliers laissés entre les chambres d'exploitation , il réalisé de la manière suivante:

Galerie de retour d'air.



Zone foudroyée

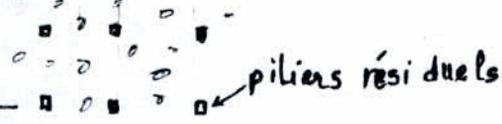
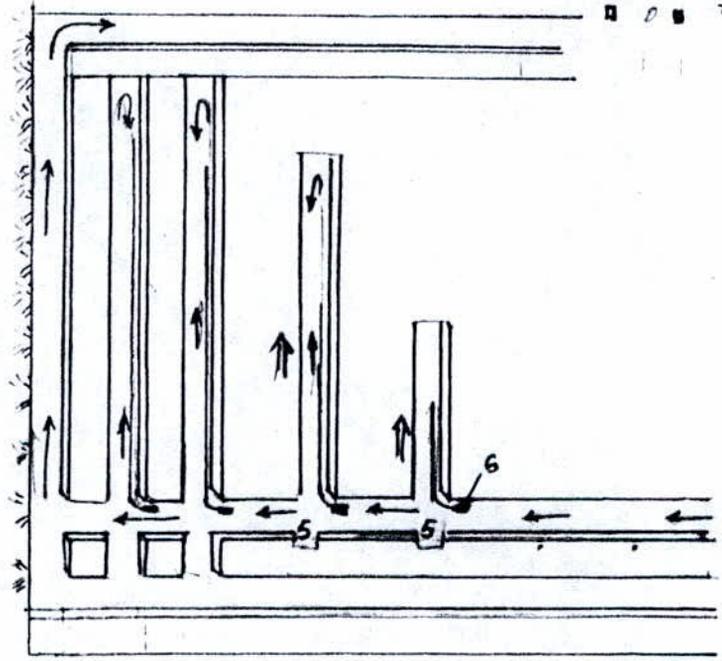


schéma de depilage.



- (1) récoupe
- (2) rideau
- (3) pilier résiduel.
- (4) référente
- Sens d'air
- Sens de depilage
- ⇒ Sens de traçage
- 5 niche de raclage
- 6 ventilateur secondaire.

schéma de traçage

FIG [13.]

- Creusement des recoupes (1) de 3.5 m de largeur , on laissant des piliers appelés rideaux (2) de 3.5 m de largeur et de 12 à 15 m de longueur .
- Le rideau lui même est divisé par une réfente (4) , de sorte que l'élément est réduit en deux piliers résiduels (3) .
- Les piliers résiduels sont détruits à l'explosif , dans le dépilage on cherche tous les possibilités que ces piliers soient de minerai pauvre pour réduire les pertes plus possible .

IV - 3 Organisation des travaux dans la mine

La mine souterraine est ensemble des chantiers de production du minerai reliés à la surface par des galeries , puits , descenderies et cheminées destinés au transport des personnels , de matériels nécessaire et assurer la circulation d'air pour les travailleurs au fond de la mine et déplacement des personnels et évacuation des eaux .

Un organisation parfaite doit satisfaire les conditions suivantes :

- Sécurité des travaux .
- L'utilisation total de la journée de travail .
- Une bonne utilisation des machines (temps et rendement coefficients d'utilisation extensif et intensif).
- L'utilisation rationnelle du front de travail .

IV - 3 - 1 Production et régime de la mine

Compte tenu du rendement de l'usine de traitement actuellement en marche la production annuelle en minerai doit être de 75000 t .

Le régime du travail de la mine souterraine est le suivant :

- Capacité de production 75000 t de minerai tout venant .
- 8 Heures de travail / poste (7 h 30 mn de travail effectif) .
- 2 postes de travail / jour .(Le troisième sera réservé pour le pompage et l'entretien) .
- 5 jours / semaine de travail .
- 230 jours ouvrables / an .

La production journalière sera = production annuelle / nombre des jours ouvrable / an .

- 5 jours / semaine de travail .

230 jours ouvrables / an .

La production journalière sera = production annuelle / nombre des jours ouvrable / an .
= 75000 / 230 = 326 t .

La production de chaque poste sera $326 / 2 = 163$ t / jour / poste .

Le volume total abattu (V) par poste :

$V = P / \rho$ ou p : poids , $P = 160$ t ρ : masse volumique de minerai = 2.4 t / m³ .

Alors $V = 67$ m³ qui doit être abattu par chaque poste .

Dans le cas d'une puissance des corps de 3 m , avec un avancement de 1.5 m une longueur du front 14.8 m est suffisante .

Premier cas :

L'exploitation avec une seule chambre de longueur de 20 m nécessite des études géotechniques pour s'assurer la stabilité de la chambre .En plus un encombrement des travailleurs au niveau de la chambre ,est à prévoir c'est pourquoi ce cas n'est pas été retenu .

Deuxième cas:

L'exploitation se fait dans deux chambres d'une largeur de 10 m chacune . Pour cela nous avons besoin de deux fronts d'abattage par poste . Pour les deux postes 4 fronts sont donc nécessaires pour assurer la production planifiée .La surface du front sera 25 m² .

Le troisième poste sera consacré pour l'entretien , le soutènement et tous les autres travaux nécessaires (pose rails ...) .

Nous avons retenu le deuxième cas dans la méthode d'exploitation . On utilise 4 chambres dans l'exploitation car quand il y aura de soutirage le travail se déroule dans les deux autres chambres .

IV - 3 - 2 Description des travaux minier lors de l'exploitation

Dans la phase d'exploitation on exécute les travaux suivant :

Foration des trous .

La foration est faite par des marteaux de type T 21 dont les caractéristiques sont les suivantes :

- Consommation d'air 2700 l / mn .
- Pression 5.5 bar .

Les marteaux perforateurs sont alimentés par l'air comprimé provenant d'un compresseur installé en surface , dont les caractéristiques sont les suivantes :

- Type D 103 .
- Débit d'air réel 10.3 m³ / mn .

Le schéma de foration sera donné dans le plan de tir . fig (14) .

Chargement des trous .

Les trous sont chargés d'explosif de type gélanite .

Les amorces électrique utilisées sont à micro-retard .

Le bourrage.

Il doit être réalisé par l'argile .

Le tir .

Il est réalisé en circuit électrique et s'effectue à l'aide d'un explodeur .

Le schéma de tir et le calcul sont traités au point VI - 4 ci-après .

L'aérage .

Une fois le tir est effectué , les fumées sont dégagées par un courant d'air crée par un ventilateur principal installé au jour et des ventilateurs secondaires installés à l'entrée de chaque chantier sur la galerie d'entrée d'air .

IV - 4 Calcul des paramètres du plan de tir

Surface du front de taille $S = 10 \times 2.5 \text{ m}^2$.

Vitesse d'avancement par front 1.5 m (nous avons 4 fronts de tailles).

La longueur du trou

En fait, la longueur d'avancement est toujours inférieur à la longueur du trou de mine (coefficient d'utilisation du trous = 0.85 à 0.95 cas d'une seul surface libre) (5) .La longueur de trous de mine sera 1.67 m . Dans les travaux de tir souterrain on utilise le Gélanite , qui a une très bonne résistance à l'eau , avec une vitesse de détonation de 5700 à 6100 m/sec . Les dimensions des cartouches en mm sont 25×130 , 30×120 , 30×230 , avec un poids correspondant de l'ordre de 100 g , 125 g , 250 g respectivement .

a - La consommation spécifique d'explosif

Sur la base du graphe qui donne la consommation spécifique en fonction du coefficient de dureté (8) fig (8) nous retenus :

Pour le minerai meuble $E = 0.60 \text{ Kg/t}$.

Pour le minerai compact $E = 0.85 \text{ Kg/t}$.

b - Calcul de la quantité d'explosif par trou

$$Q = K_{ch} \times (L_t \times L_{ch}) \times Q_c \quad \text{ou}$$

L_{ch} , Q_c :longueur et poids de la cartouche d'explosif respectivement on prend les cartouches telle que $L_{ch} = 230 \text{ mm}$; et $Q_c = 250 \text{ g}$.

K_{ch} coefficient de chargement du trous = 0.75 d'ou $q = 1.36 \text{ Kg}$

Volume de minerai abattu par volée $37.5 \text{ m}^3 / \text{jour}$.

Quantité total d'explosif (Q) : $180 \times 0.60 = 108 \text{ Kg}$.

Nombre des trous de mine $n = Q / q = 108 / 1.36 = 80$ trous pour les deux fronts .

Distance entre trous de mine par volée $d = 0.8 \text{ m}$.

c - Répartition des trous et choix du bouchon

Nombre des trous de bouchon N_b : $N_b = (n \times 0.6) / (C_b + C_a + C_c)$ ou

C_b : coefficient attribué aux trous de bouchon $C_b = 0.6$.

C_a : coefficient attribué aux trous d'abattage $C_a = 1$

C_c : coefficient attribué aux trous de contour $C_c = 1.6$.

donc $C_b + C_a + C_c = 3.2$.

$N_b = 15$ trous

N_a : nombre de trous d'abattage on a donc $N_a = (n \times 1) / 3.2 = 25$ trous.

N_c : nombre de trous de contour on a donc $N_c = (n \times 1.6) / 3.2 = 40$ trous.

c - 1 Charge d'explosif pour chaque type de trous

Trous bouchon $Q_b = K1 \times q$ ou q : quantité d'explosif par trous

$q = 1.36$ Kg.

$K1 = 1.1$

$Q_b = 1.496$ Kg

Trous d'abattage $Q_a = K2 \times q$ ou $K2 = 0.85$

$Q_a = 1.156$ Kg.

Trous de contour $Q_c = q = 1.36$ Kg.

c - 2 Nombre des cartouche par chaque type de trous

Trous de bouchon $N_b = Q_b / q_c$ ou q_c : poids de la cartouche .

$N_b = 6$ cartouches.

Trous d'abattage $N_a = 5$ cartouches

Trous de contour $N_c = 5$ cartouches

Ce calcul concerne les deux fronts de tailles . Pour un front nous obtenons :

Nombre des trous de bouchons est de 6 trous.

Nombre des trous d'abattages est de 11 trous .

Nombre des trous de contours est de 18 trous .

Le nombre total des trous pour un front est de 35 trous .

La répartition des explosifs est comme suit :

78 cartouches pour 13 trous de bouchon : 6 chacun .

110 cartouches pour 22 trous d'abattage :5 chacun .

175 cartouches pour 35 trous de contour : 5 chacun.

d -Choix du bouchon

Le bouchon est ensemble de trous de mine caractérisées par leur géométrie bien précise dans l'espace et par le fait qu'ils sont les premiers à exploser par rapport aux autres trous de mines dans un ordre bien déterminé .Leur tache est de multiplier le nombre des surfaces libres pour augmenter le rendement des trous d'abattages donc suivant la position du bouchon et la disposition géométrique de ces trous on distingue plusieurs type de bouchon :

- Bouchon en coin en "V" pour les roches fragiles .
- Bouchon pyramidal : utilisé surtout pour les roches et massifs durs et compacts.
- Bouchon éventail .bouchon canadien
- Bouchon suédois : utilisé pour les roches dures et compactes . .

Pour notre gisement nous avons choisi le bouchon en "V" car on le peut considéré comme la forme la plus commune de bouchon (8)

Les trous de ce bouchon sont disposées en deux rangés parallèles horizontal , les trous de chaque rangé sont inclinés vers les autres de façon de former un coin

fig () ce plan de tir donne de bonne résultats cause de l'orientation des trous .les calcules du plan de tir sont effectués en dessus .

e - Calcul du temps de tir

Nous avons pour chaque front 40 trous.

Temps de purgeage est 30 mn .

Temps de chargement est 2 h 45 mn .

Temps de transport est de 4 h .

Temps de creusement d'un trou = 120 sec on a pour 40 trous = 70 mn

Temps de soufflage = 35 mn .

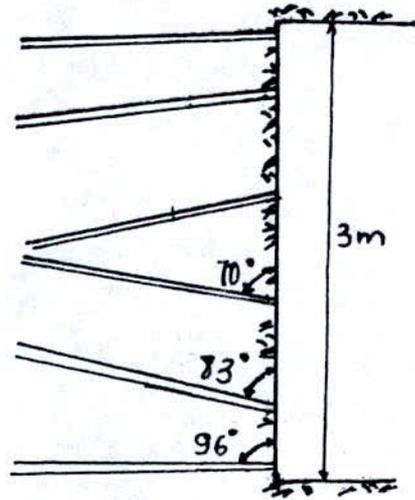
Temps de chargement d'un trou = 75 sec . On a pour 35 trous 52 mn et 30 sec .

Attachement et vérification = 20 mn .

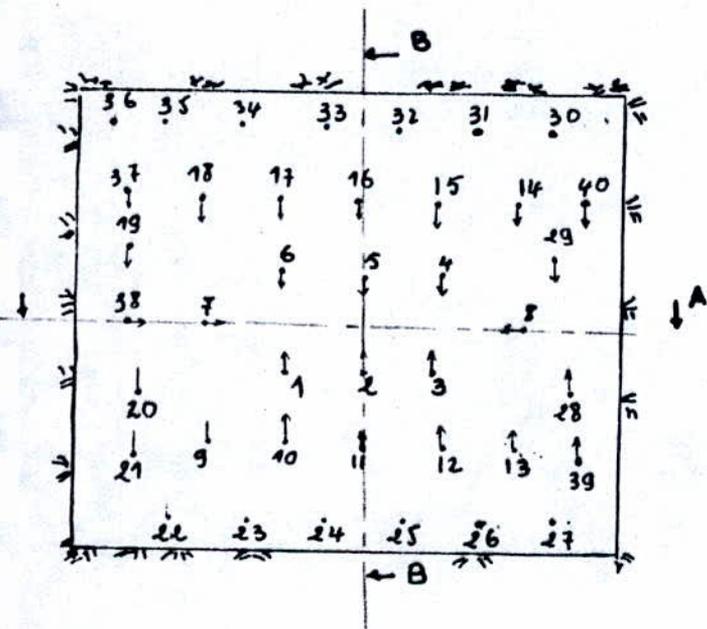
Tir et aérage = 40 mn .

Pour un tir complet le temps sera 3h 37 mn 30 sec .

Les mêmes tâches seront effectuées dans les autres chantiers .

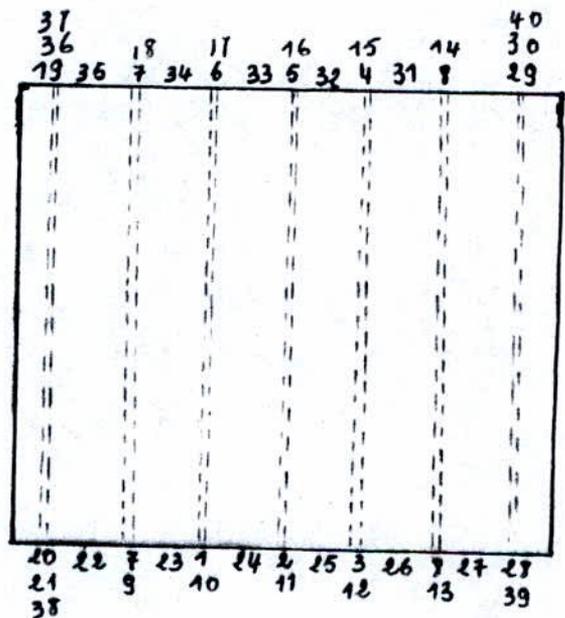


Coupe B.B



plan de tir
de l'exploitation

FIG [14]



Coupe A.A

IV - 5 Le Roulage et extraction

Le minerai abattu s'écoule des chambres d'exploitation par des entonnoirs dans des galeries de raclage qui sont situés parallèlement et au dessous des corps . Ces galeries de raclage sont situés au dessus des galeries de roulage dans les quelles circulent les berlines de 800 l .

La voie a un écartement de 600mm . La pente de la voie sera de 3 à 5 / 1000 orientée vers le puits d'extraction ..La traction est faite par des locomotives diesel .

a - Calcul de la capacité du roulage .

La production par poste des deux chambres (180 t) doit être transportée des chantiers au jour . Initialement la section du puits a été déterminée sur la base d'une berline de 400 l (0.96 t) .

L'évacuation de la production avec une pelleberline n'est pas possible . Les berlines seront de capacité supérieure (800 l) . Les dimensions de cette nouvelle berline reste en dessous de celle de la cage d'extraction .

b - Temps de parcours du chantier au puits

$$(150 / 2.5) \times 2 = 120 \text{ sec .}$$

c - Temps de chargement des berlines

Dans le cas défavorable lorsque les chantiers en exploitation sont éloignés du point de chargement de 50m , le temps de chargement par raclage est de 5 mn par wagon .

d - Durée d'extraction pour un berline

$$D_e = H / V + t_e$$

H : hauteur du puits = 300 m

V : vitesse du cage .

T_e : temps d'encagement et decagement = 20 sec .

Pour un berline la durée de transport est de 120 + 382

Pour un train composé de n wagon la durée = $120 + 382 n$.

Nombre de voyage = $(120 + 382n) 108 / 1.9 n$.

La valeur de n qui sera retenuesera celle qui permettra de transporter la production en un temps inférieur à 7 h (25200) .

pour $n = 2$ le transport est effectué en 6.9 h .Pour les deux chambres $n = 4$.

Le parc circulant est généralement double en tenant compte des wagons vides

$P_c = 8$.

Le parc total est supérieur au parc circulant car il faut tenir compte des wagons en entretien (4) et des wagons affectés pour les travaux préparatoires (2) .

Le parc total de berlines = $4 + 4 + 4 + 2 = 14$ wagons .

Effectif du fond

Fonction	Nombre
Foration	04
boute feu	02
Conducteur de locotracteurs	04
Station d'exhaure	02
Mécanicien	01
Boulonneur	01
Boiseur	02
Station de ventilation	01
Cage d'extraction et recette	06
Treilliste	04
Chargeurs	02
Surveillant	02
Chef de poste	03
Le total	32

IV - 6 Le cyclogramme

Un cyclogramme est un diagramme qui permet de synchroniser les travaux afin de minimiser les pertes de temps .

Les opérations seront organisées sur deux postes et de la manière suivante : quatre chambres seront en production .

Dans la première et la troisième chambre il y aura : Le Purgeage , chargement , soutirage et transport . Dans la deuxième et quatrième il y aura la Foration , soufflage , chargement des trous , vérification , attachement, tir et aérage .

Les opérations à effectuer	Première et troisième chambre	Les opérations à effectuer	deuxième et quatrième chambre
Purgeage		Foration	
Chargement et raclage		Soufflage	
Transport		Chargement des trous	
Foration		attachement et vérification	
Soufflage		Tir et aérage	
Chargement des trous		Purgeage	
Attachement et vérification		Chargement et raclage	
Tir et aérage		Transport	

VI - 6 Exhaure

Afin d'assurer le pompage des eaux arrivant dans les ouvrages miniers il sera nécessaire d'aménager un réseau des galeries d'exhaure et ceci tout près du puits auxiliaire au niveau - 150 . Les galeries d'exhaure doivent comprendre : Chambre de la station de pompage , galerie d'accée aux collecteurs d'eau (ou albraques) , et les albraques . Selon l'étude hydrogéologique faite par l'EREM il est attendu un débit d'eau de l'ordre de 2664 m³ / jour c'est-à-dire 111 m³ / h .

En tenant compte de ce débit un groupe de pompage d'un débit de 180 m³ / h est siffusant .

Pour assurer le pompage , l'installation d'exhaure doit comprendre trois groupes , dont l'un comme réserve l'autre en réparation et le troisième en marche .

La station d'exhaure doit comprendre une albraque de volume de 2600 m³ , le pompage sera effectué pendant le troisième poste .

VI - 7 Aérage

Le but principale de l'aérage c'est amené de l'air frais et chassé l'air vicié ou il y a des gaz toxiques (CO₂ , CO , CH₄ , N₂ , ...) .

Pour assurer un meilleur fonctionnement de l'exploitation ,il faut que toutes les conditions de travail seront réalisées .

On a deux circuits d'aérages : aérage principal et secondaire .

a - L'aérage principal

Suivant le schéma de découpage du gisement l'aérage principal sera comme suit : L'air frais envoyé par le puits d'extraction ,passe à travers les ouvrages souterraines et remonte à la surface en passant par le puits auxiliaire . (shéma n °15) .

Le bâtiment de ventilateur principale sera à la tête du puits d'extraction .

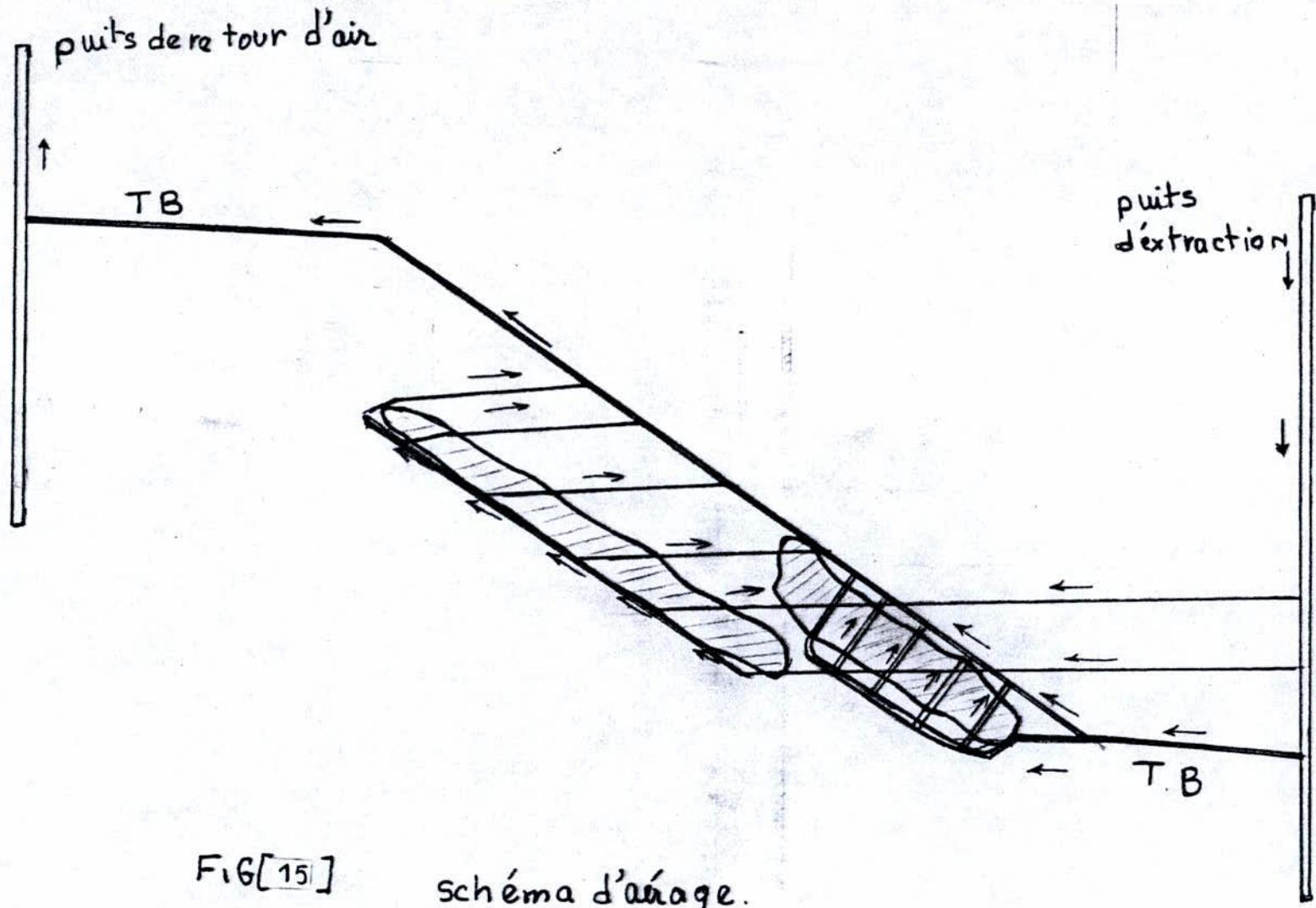


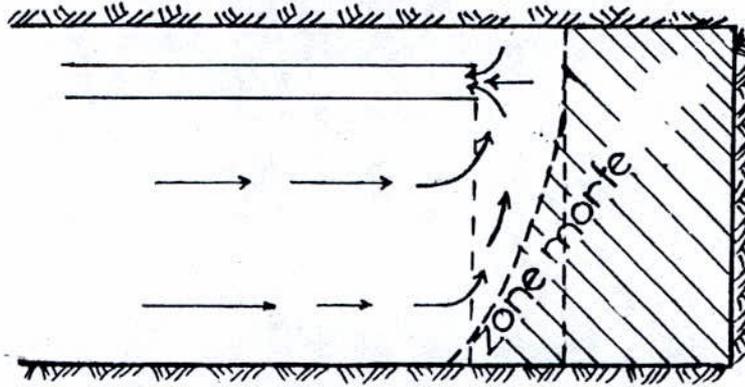
FIG [15] schéma d'aérage.

b - L'aérage secondaire fig (16)

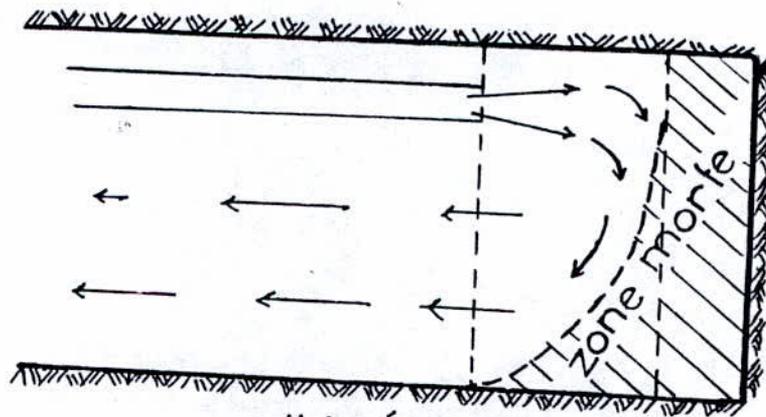
Ce aérage concerne les chantiers qui ne se trouve pas sur le circuit de l'aérage principal de la mine . Pour assurer une quantité suffisante d'air pendant le travail en cul de sac il faut installer à l'entrée de chaque chantier un ventilateur et assurer l'aération du front d'abattage à l'aide de conduites spéciales en métal (contre l'usure) , Pour cela il faut des ventilateurs aspirants et soufflants . La distance entre la zone balayée et la canalisation sera 5 à 6 m pour l'aérage aspirant , et de 12 à 15 m pour l'aérage soufflant , les ventilateurs aux niveau du chantier doivent être réglables . Le schéma d'aérage secondaire est représenté dans la fig (16) .

Dans la méthode d'exploitation des chambres magasins l'air entre par le galerie de ventilation situé au dessous de corps minéralisé et entre dans le chantier d'exploitation et remonte vers l'ascenderie à travers une cheminé .

Pour la méthode d'exploitation de traçage et défilage l'air entre à travers le galerie principale situé au nord et passe vers les chambres d'exploitation et sorte de la partie sud du chantier et rencontre le galerie principale .



(a) aérage aspirant



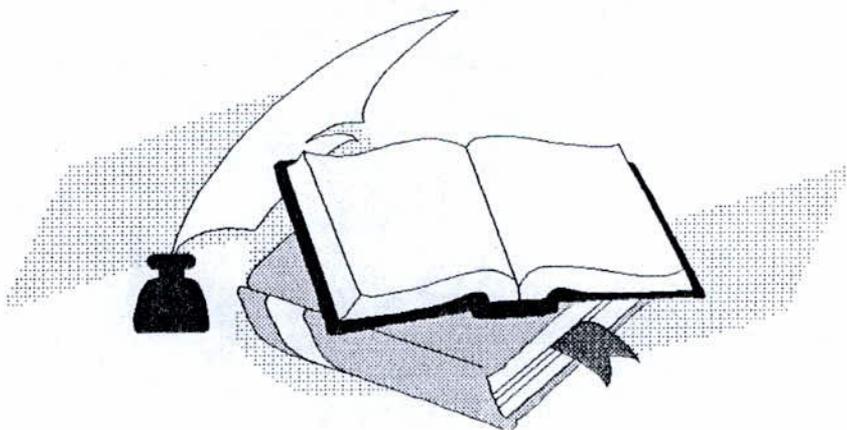
(b) aérage soufflant

FIG.16 . aérage secondaire

CHAPITRE V

PRIX

DE REVIENT



Le calcul du coût de revient n'est qu'indicatif . Il a pour but d'orienter le décideur sur la faisabilité de cette opération et le comparer avec le prix de revient actuel de l'exploitation à ciel ouvert

Pour le calcul du prix de revient il a été pris en compte :

- Les coûts des infrastructures souterraines et de surface .
- Les coûts des équipement miniers .
- Les coûts de fonctionnement (salariale et consommables) .

V - 1 Les coûts des infrastructures souterraines

Les coûts des infrastructures souterraines a été calculé au chapitre III « mode d'ouverture » .

Il est évalué à 14018600 DA .

En ajoutant 20 % pour la réalisation d 'autres travaux tel que les recettes , les galerie d'exhaure , le coût estimé devient 16822320 DA .

V - 2 Les coûts des infrastructure de surface

Désignation	Nombre	Coût unitaire [DA]	Coût total [DA]
Chevalement	2	5000000 2500000	7500000
bâtiment de la machine d'extraction	2	2000000	4000000
bâtiment de décharges des wagons	2	1000000	2000000
bâtiment des compresseurs	1	1500000	1500000
Bâtiment de ventilation principale	1	750000	750000
Total			15750000
Coûts de montage des équipements[30%]			4725000
Total			20475000

Coûts total d'infrastructures = 37300000 DA

V - 3 Coût des équipements miniers

Désignation	Durée de vie	Nombre	Prix total 10 ³ D.A	Amortissement 10 ³ D.A
Tour d'extraction :				
. Machine d'extraction	7	02	2000	285.71
. Moteur électrique	5	02	1200	240 80
. Molette	5	04	4000	
. Porte molette cap. 5 t	8	02	1600	200 14.80
. Plate forme de décharge des wagonnets	16.22	02	240	
. Cage d'extraction	10	04	1800	180
. Contre poids	10	02	100	10
. Autres				125
Matériels de roulage :				
. Locotracteur à trolley	10	04	3600	720
. Matériel de foration(m . p)	5	20	300	60
. Wagonnet	13	24	1920	148
. Treuil de scrapage	5	06	600	120
. Installation D'exhaure .	5		200	40

. Equipement électrique du fond	6		2100	350
. Installation d'aérage (secondaire et principal)	5		3000	600
.Matériel de chargement pelle chargeuse sur rail	5	1	5300	990
			1500	300

V - 4 Calcul des amortissement des travaux d'infrastructure :

$$\text{Amortissement} = \frac{\text{Coûts d'infrastructures}}{\text{Durée de vie de travaux d'infrastructures}}$$

$$\text{Amortissement} = 37300000 / 16 = 31 \text{ DA / t .}$$

Rapporté à la tonne extraite l'amortissement des travaux d'infrastructure devient 31 DA / t .

V - 5 Amortissement des équipements miniers

Le calcule a été fait de la même démarche que ci-dessus , rapporté à la tonne extraite l'amortissement est de 59.5 DA / t .

V -6 Calcul des consommables

a - Les explosifs

Selon le plan de tir approprié la quantité des explosifs nécessaire sera de 108 Kg par poste , compte tenu de la consommation des explosifs qui est de 0.60 Kg / t .

le prix des explosifs est de 120 DA / Kg , alors la consommation des explosifs sera de 72 DA / t

b - Détonateurs

Nous avons dans notre plan de tir 96 trous , chaque trous a une pièce de prix de 35 DA , le prix total sera (P)

$$P = 96 \times 35 = 3360 \text{ DA/ poste}$$

$$P = 3360 / 163 = 20.6 \text{ DA/ t .}$$

c - Frais du carburant

Dans notre cas nous n'avons pas des engins souterrain qui fonction avec de carburant , à l'exception des pompes pour le fonctionnement des groupes d'électricité et le pompage on prend 15 % = 14 DA / t .

Pour les pièces de rechange et autres (câbles , fleurets , rails , et travers) on prend 30 % des consommables) = 32 DA .

$$\text{Total des consommables} = 138.6 \text{ DA / t}$$

V - 7 Le personnel

L'effectif est repartie ainsi :

Poste 1 : 32 .

Poste 2 : 32 .

Poste 3 : 10 .

74 ouvriers travaillent dans les 3 postes .

Le salaire mensuel moyen d'un ouvrier est de 15000 DA

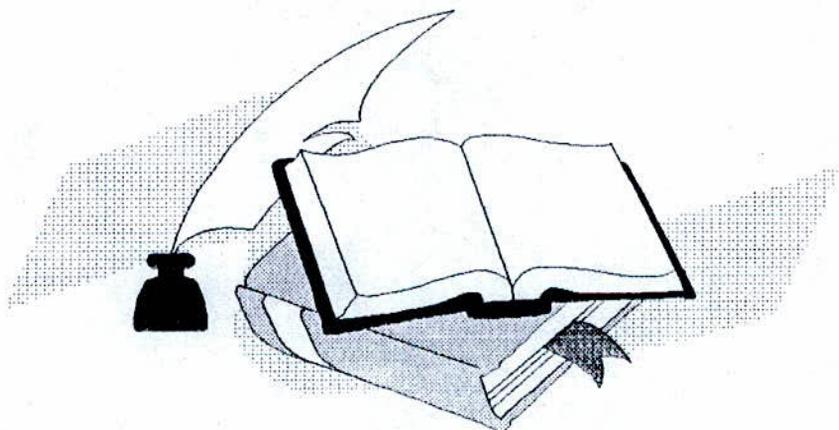
Le salaire total = (15000 x 74) / 360 x 22 = 140 DA / t .

V - 7 Récapitulation du prix de revient (P_r) .

$$P_r = 31 + 59.5 + 138.5 + 140 = 369.1$$

$$\text{Le prix de revient} = 369.1 \text{ DA / t}$$

CONCLUSION



VI Conclusion

Compte tenu des conditions géologiques et minières nous avons opté pour un mode d'ouverture par deux puits verticaux , une descenderie et deux travers bancs .

Deux méthodes d'exploitation sont préconisés qui tiennent compte des conditions variables des corps minéralisés :

La première c'est la méthode par chambres magasins . Elle peut s'appliquer pour les corps épais (corps N 1) .

La deuxième c'est la méthode par traçage et dépilage . Qui s'appliquer aux corps moins puissants .

L'exploitation proprement dite nécessite deux postes de travail et un poste d'entretien et de pompage pour assurer la production planifiée .

Le prix de revient prévu est plus élevé que celui obtenu en exploitation à ciel ouvert . Il reste cependant à tenir compte des frais de traitement qui sont très élevés pour pouvoir décider en bonne connaissance de cause de la faisabilité de l'opération .

Les références

- (1) B . BOKY . Exploitation des mines . mir 1969 .
- (2) V . VIDAL . Exploitation des mines . Dunod 1962 .
- (3) Y .MULEUR . Aide memoire . Dunod 1964 .
- (4) Rapport de l'évaluation du gisement du Fendek
(1983 - 1987) fait par l'E.R.E.M .
- (5) N.CHIBKA . Exploitation des gisements métallifères .
O.P.U .1980 .
- (7) Revue de l'industrie minérale . Fevrier 1958 .
- (8) A.BENAMLGHAR (P.F.E) . Contrubution à l'étude d'ouverture d'une
mine souterraine de gypse cas de gisement de Ghardaia . E.N.P 1991 .
- (9) Anales des mines . Avril 1983 .
- (10) Rapport hydrogéologique du gisement de Fendek . Fait par l'O.R.G.M .
- (11) K. DAHLEB (P.F.E) .Etude de l'aprofondissement de puits de la mine de
Kharzet- Youcef . E.N.P . 1990 .
- (12) Revue de technique de l'ingenieur . 1983 .

Ligende
 Qv : depot quaternaire.
 (d) diluviaux
 (a, m) alluviaux prealpins
 (E) travers fin

g₂ : Oligocene superieur.
 g₂₋₅ : Eocene etage tertiaire prealpin.
 P₂ : Paléozoique.
 --- : axial tectonique.
 / : Element de suspension des roches.
 * : Nappe uridique.
 X : chevauchement Kalyle.
 ▲ : Limite du champs MINIER.
 - : teneur Mg exploitable (0.1% plus)
 ○ : Mineralisation metallifere (Siderien 0.1%)
 osteriles.
 * : source hydrogeologique
 B : sondage.
 Carte geologique et du Gisement
 du Fenek
 Fig [2]
 (Rapport Hydrogeologique
 O.R.G.M.)
 1/2000

المركز الوطني للتكنولوجيا
 BIBLIOTHEQUE
 المكتبة
 Ecole Nationale Polytechnique

