

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT GENIE MINIER

2/93

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

CONTRIBUTION A L'ETUDE DU PROJET
D'EXPLOITATION SOUTERRAINE
DE LA II^{ème} PHASE DE LA MINE
DE BOUKHADRA

PROPOSE PAR:

ETUDIE PAR:

DIRIGE PAR:

E.P.E FERPHOS

MR M.MOHATET

DR.M.BACHAR

PROMOTION:JUIN 93

10 AVENUE HACENE BADI EL HARRACH ALGER

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT GENIE MINIER



PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

CONTRIBUTION A L'ETUDE DU PROJET
D'EXPLOITATION SOUTERRAINE
DE LA II^{EME} PHASE DE LA MINE
DE BOUKHADRA

PROPOSE PAR:

ETUDIE PAR:

DIRIGE PAR:

E.P.E FERPHOS

MR M.MOHATET

DR.M.BACHAR

PROMOTION: JUIN 93

10 AVENUE HACENE BADI EL HARRACH ALGER

DEDICACES

A ma mère

A mon père

A mes frères et soeurs

A ma petite mérième

A ceux qui me sont chers.

Je dédie ce mémoire

A V A N T P R O P O S

Mes remerciements vont à mon promoteur Monsieur M.A BACHAR qui par ses conseils et par l'intérêt qu'il a porté à mon travail m'a si bien guidé dans cette étude.

Que tous les Professeurs du Département trouvent ici l'expression de mon entière reconnaissance.

Mes remerciements vont aussi au personnel de la mine de BOUKHADRA pour leurs aides et leur chaleureuse accueil.

Ma pensée va aussi à ma soeur Yasmina qui a rédigé d'une façon distinguée ce mémoire. Qu'elle trouve ici ma profonde gratitude.

Que tous ceux qui ont participé de près ou de loin à la réalisation de ce projet trouve ici le témoignage de mon estime.

* Les chiffres mis entre [] dans le texte font référence à la bibliographie en fin de ce polycopié.

S O M M A I R E

INTRODUCTION

CHAPITRE I : GENERALITES

I.1.	SITUATION GEOGRAPHIQUE	1
I.2.	HISTORIQUE DE LA MINE	1

CHAPITRE II : GEOLOGIE

II.1.	GEOLOGIE GENERALE DE BOUKHADRA	4
II.1.1.	STRUCTURE A L'ECHELLE LOCALE	6
II.1.2.	CADRE GEOLOGIQUE	6
II.2.	GEOLOGIE DU GISEMENT DE BOUKHADRA	7
II.2.1.	HISTORIQUE DES RECHERCHES	7
II.2.2.	STRATIGRAPHIE	8
II.2.3.	MORPHOLOGIE ET STRUCTURE DU GITE DE B.K	10
II.2.4.	PARAMETRES GEOMETRIQUES ET GEOLOGIQUES DU GISEMENT SUD	12
II.2.5.	CARACTERES INTERNES DE LA MINERALISATION	14
II.2.6.	RELATIONS MINERALISATION - LITHOLOGIE	14
II.2.7.	RELATIONS MINERALISATION - FRACTURES DES TERRAINS	15
II.2.8.	TECTONIQUE	15
II.2.9.	HYDROGEOLOGIE	16
II.2.10.	CARACTERISTIQUES PHYSICO-MECANIQUE DU MATERIAU	16
II.2.11.	RESERVES - PRODUCTION - ORGANISATION DU TRAVAIL	19

CHAPITRE III : CONDITIONS TECHNICO-MINIERES DU SOUTERRAIN
 DE B.K

I.	ANALYSE DES CONDITIONS GEO-MINIERES DES NIVEAUX 1165/1225	23
I.1.	CONDITIONS GEO-MINIERES DU NIVEAU 1165	23
I.2.	CONDITIONS GEO-MINIERES DU NIVEAU 1225	24
II.	ANALYSE DES CONDITIONS GEO MECANIKES DES NIVEAU 1165/1225	24
III.	MODE D'OUVERTURE	25
IV.	SYSTEME D'EXPLOITATION APPLIQUE DANS LA 1ERE PHASE	27
IV.1.	METHODE D'EXPLOITATION PAR SOUS NIVEAUX ABATTUS EN CHAMBRE VIDE AVEC SOUTIRAGE	27
IV.2.	METHODE DES SOUS NIVEAUX FOUDROYES	28
V.	ANALYSE DE L'EXPERIENCE APPLIQUEE AUX DIFFERENTS PHASES DU SYSTEME D'EXPLOITATION DE LA 1ere TRANCHE	29
V.1.	FORATION	29
V.2.	TIR	30
V.3.	ABATTAGE	30
V.4.	CHARGEMENT ET TRANSPORT	30

CHAPITRE IV :		STSTEME D'EXPLOITATION PROJETE POUR LA	
		IIéme PHASE	
I.	CHOIX THEORIQUE DE LA METHODE		32
	D'EXPLOITATION POUR LA IIéme PHASE		
I.1.	NECESSITE ET DIFFICULTE DE LA COMPARAISON		32
I.2.	FACTEURS INFLUANT SUR LE CHOIX DE LA		
	METHODE		32
II.	ANALYSE DES FACTEURS INFLUANT SUR LE		33
	CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION		
	RAMENEES AUX CONDITIONS DE B.K.		
III.	CLASSIFICATION DES METHODES APPLICABLES		
	DANS LES CONDITIONS DE LA MINE DE		
	BOUKHADRA		35
IV.	RECHERCHE ET CHOIX DU SYSTEME		
	D'EXPLOITATION RATIONNEL		36
IV.1.	FOUDROYAGE PROVOQUE EN SOUS NIVEAUX		36
IV.2.	CHAMBRE MAGAZIN ET ABATTAGE PAR LONG TROUS		36
IV.3.	SOUS NIVEAUX ABATTU AVEC PILIERS PROVISOIRES		37
V.	DESCRIPTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION		
	CHOISIE		39
V.1.	STADES DE LA METHODES D'EXPLOITATION		39
V.2.	CALCUL DES PARAMETRES DE CONSTRUCTION DE		
	LA METHODE D'EXPLOITATION		44
V.2.1.	HAUTEUR D'ETAGE ET DE SOUS ETAGE		44
V.2.2.	LARGEUR DU FRONT		45
V.2.3.	LONGUEUR DU FRONT DE TAILLE		46
V.2.4.	PENDAGE DE LA TRANCHE A ABATTRE		46
V.2.5.	EPAISSEUR DE LA TRANCHE A SOUTIRER		47
V.2.6.	LARGEUR DU PILIER PROVISOIRE		47
V.2.7.	PERTES ET SALISSURES		49
V.2.8.	PARAMETRES DE LA METHODE D'EXPLOITATION		50

**CHAPITRE V : PROJET DES TRAVAUX PREPARATOIRES ET DE
 DECOUPAGE DE L'ETAGE 1165/1225**

I.	TRAVAUX DE DECOUPAGE	51
I.1.	CREUSEMENT DES CHEMINEES PRINCIPALES	52
I.2.	CREUSEMENT DES RECOUPES PRINCIPALES	54
I.3.	CREUSEMENT DES GALERIES DE ROULAGE	55
I.3.1.	SECTION TRANSVERSALE DE LA GALERIE DE ROULAGE	55
I.3.2.	PERCEMENT GALERIES DE ROULAGE	59
I.3.3.	SCHEMA DE TIR	59
I.3.4.	PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR DES GALERIES DE ROULAGE	59
II.	TRAVAUX PREPARATOIRS	61
II.1.	TRAVAUX PREPARATOIRES D'ABATTAGE	61
II.2.	TRAVAUX PREPARATOIRS DE CHARGEMENT ET DE TRANSPORT	63
III.	ORGANISATION DES TRAVAUX PREPARATOIRES ET DE DECOUPAGE	66
III.1.	ORGANISATION DES TRAVAUX EXECUTES DANS CHAQUE OUVRAGE	66
III.2.	BILAN DES TRAVAUX PREPARATOIRES ET DE DECOUPAGE D'UN PANNEAU	69
III.3.	NOMBRE DE CHANTIERS NECESSAIRES A LA PREPARATION D'UN PANNEAU	70
III.3.3.	EFFECTIF GLOBAL DU PERSONNEL POUR LES TRAVAUX PREPARATOIRS ET DE DECOUPAGE	71

CHAPITRE VI.

PROCESSUS DU SYSTEME D'EXPLOITATION
PROJETE POUR LA IIEME PHASE

I.1.	CALCUL DES PARAMETRES DE FORATION, DE TIR ET DE TRANSPORT LORS DE LA REALISATION DE LA COUPURE VERTICALE	72
II.1.	CALCUL DES PARAMETRES DES TRAVAUX D'ABATTAGE PAR LONG TROUS EN EVENTAIL	76
II.2	CYCLOGRAMME DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR DE LA COUPURE VERTICALE	83
II.3.	CYCLOGRAMME DES TRAVAUX D'ABATTAGE	83
II.4.	EVACUATION DU MINERAI DANS LE QUARTIER D'EXPLOITATION	83
II.5.	ORGANISATION DES TRAVAUX D'ABATTAGE	85
II.6.	MAIN D'OEUVRE AU FRONT D'ABATTAGE POUR UN PANNEAU	86

CHAPITRE VIII. TRANSPORT - AERAGE

A) - TRANSPORT

I.	SITUATION ACTUELLE DES MOYENS DE TRANSPORT DANS LA MINE DE B.K	87
I.1.	ANALYSE DU MODE DE TRANSPORT UTILISE LORS DE L'EXPLOITATION DE LA Ière TRANCHE	87
I.2.	ANALYSE DES MOYENS DE TRANSPORT EXISTANTS	87
II.	CHOIX DU MODE DE TRANSPORT POUR LA IIème PHASE	88
II.1.	ROULAGE PAR CHARGEUSE - TRANSPORTEUSE	88
II.1.1.	NOMERE EFFECTIF DE CYCLE PAR POSTE DE LA CHARGEUSE	89
II.1.2.	NOMBRE DE CHARGEUSE PAR POSTE	89

III.	TRANSPORT DU MINERAI AU JOUR JUSQU'AU CONCASSEUR	90
B)-	AERAGE	91
I.	ETAT ACTUEL DE L'AERAGE DANS LA MINE DE B.K	91
II.1.	AERAGE PRINCIPAL	91
II.1.1.	CIRCUIT GENERAL	91
II.1.2.	AERAGE NATUREL	92
II.1.3.	SCHEMA CANONIQUE	93
II.1.4.	CARACTERISTIQUES DES VOIES DE PASSAGE DE L'AIR	93
II.2.	BESOIN EN AIR DE LA MINE	94
II.2.1.	QUANTITE EN AIR DE LA MINE	94
II.2.2.	QUANTITE D'AIR NECESSAIRE SUIVANT LES GAZ D'ECHAPPEMENT	95
II.2.3.	QUANTITE D'AIR NECESSAIRE SELON LE TIR	95
II.2.4.	QUANTITE D'AIR SUIVANT LA DILUTION DES GAZ	96
II.3.	CALCUL DE VENTILATEUR	97
II.4.	AERAGE SECONDAIRE	97
 <u>CHAPITRE VIII</u> : ANALYSE ECONOMIQUE		98
I.	DEPENSES A LA TONNE OCCASIONNEES PAR LES TRAVAUX PREPARATOIRES	98
II.	DEPENSES A LA TONNE OCCASIONNEES PAR LES TRAVAUX D'EXPLOITATION	102
III.	DEPENSES OCCASIONNEES PAR L'AMORTISSEMENT DES ENGIN ET PAR L'ENTRETIEN	105
 CONCLUSION		
 BIBLIOGRPHIE		

I N T R O D U C T I O N

Cette présente étude n'est qu'une contribution et non une étude complète de projet de mine. La conception d'un projet de mine est basée sur les connaissances géotéchniques des roches constituant le gisement, d'où la relation très étroite entre l'environnement physico-géologique de la mine et les dimensions des ouvrages, ainsi que les conditions de soutènement.

Le problème de la conception d'un projet d'exploitation minière fait partie du cadre de réflexions ou approche de systèmes. Dans ce sens, une mine peut être considérée comme un système. Son but est d'obtenir le rendement optimal pour la mine dans son ensemble. La notion de rendement qui est le problème majeur de la mine de BOUKHADRA implique de nombreux critères, les plus importants d'entre eux sont:

- Le risque minimum d'échec complet.
- Le coût d'investissement minimum.
- Les frais d'exploitation totaux minimum.
- La production maximum par unité de temps.
- La durée de vie maximum de l'équipement.
- La sécurité maximum.
- La stabilité du rendement.

Une mine fonctionne dans un cadre d'environnement d'aspect divers: géologique, physique, social, politique, technique et économique. Il existe de fortes relations extrêmement complexes entre un système et son environnement. Le projet d'une mine nouvelle, ou la modification d'une mine existante implique la prise en considération de l'environnement sous tous ces aspects.

L'environnement physico-géologique dans le cas de la mine de BOUKHADRA traite des caractéristiques de la masse rocheuse, de la profondeur et de la géométrie du gisement, de l'épaisseur et de la variation d'épaisseur de l'amas, de la pente du gîte, de la structure géologique, de l'état primitif de contrainte et des failles, de la présence d'eau, des caractéristiques du toit et du mur immédiat (chapitre I, II et III). Malheureusement les données fournies restent insuffisantes et surtout celles concernant le comportement du toit et du mur.

De plus on ne peut ignorer certaines contraintes imposées par ces divers environnements d'aspect technique, économique et le risque d'échec complet. Le projet des systèmes d'exploitation est basé très fréquemment sur l'analogie. Une analogie pré-suppose que deux situations comparées ont certaines propriétés en commun. Ces déductions donnent néanmoins quelquefois une crédibilité qu'elle ne mériterait que si elle découlait de la manipulation d'un modèle présentant une structure basée sur l'analyse et/ou l'expérience (chapitre IV).

Dans les chapitres V et VI sont traités les paramètres de construction du système d'exploitation projeté.

L'organisation des travaux d'abattage au front sont données dans le cadre d'une structure dont les données sont rattachées d'une manière significative à d'autres données et présentées d'une manière formelle.

La répartition du courant d'air dans les réseaux dont on connaît les caractéristiques sont présentées dans le chapitre Aérage et Transport.

Bien sur on ne peut présenter un travail d'exploitation minière purement technique débarassé de toute implication commerciale ou de prix de revient qui représente en effet une haute signification.

CHAPITRE I
GENERALITES

GENERALITES

I.1. SITUATION GEOGRAPHIQUE

Le Djebel Boukhadra se situe sur l'Atlas Saharien, dans l'extrême partie de l'Algérie orientale aux confins Algéro-Tunisiennes entre les meridiens $8^{\circ} 01'$ et $8^{\circ} 04'$ Est et les parallèles $35^{\circ} 40'$ et $35^{\circ} 35'$ Nord (c.f. fig 1).

c'est un massif qui predomine la vallée de Marsott dont les altitudes varient entre 700 et 800 m, le point culminant du Djebel atteint 1463 m.

Ce gite ferrifère se situe à 44 km au Nord de la ville de Tébessa, 200 km au Sud d'Annaba, 18 km de la frontière Tunisienne et à 45 km au Sud-Ouest de la mine ferrifère d'Ouenza.

I.2. HISTORIQUE DE LA MINE

La mine de Boukhadra est connue depuis l'antiquité, où se pratiquait l'exploitation du cuivre dans la zone Est du Pic. Dès l'époque Romaine comme en temoigne les ruines d'un village romain, les galeries et les puits suivent les filons de la minéralisation cuprifère.

En 1896, date à laquelle un permis de recherches a été délivré à un groupe d'exploitants privés (M.M. TRACE, DURLAUX et RESELA). Puis M. TARDES a obtenu la concession de B.K pour le Zinc et autres métaux. Pendant la période 1903 - 1926 la concession est revenue à la Société MOKTA EL HADID qui a entrepris des recherches dans l'extrémité Nord de l'affleurement et qui a effectué des recherches systématiques par des réseaux de galeries entre les niveaux 1225 et 845 et dont le principal était au niveau 926.

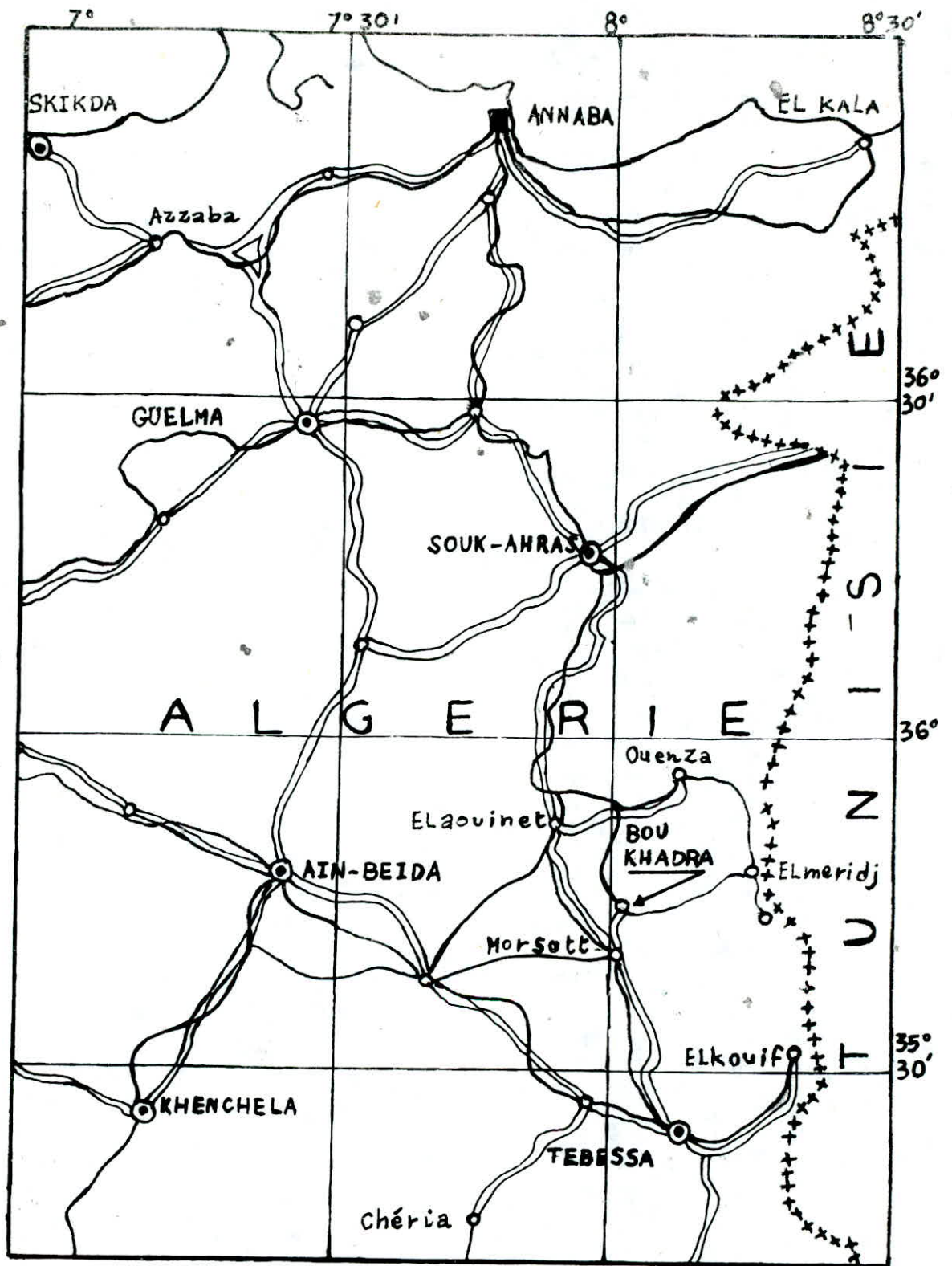


Fig-1 CARTE GEOGRAPHIQUE DU NORD-EST ALGERIEN [10]

ECHELLE : 1/1000 000

LEGENDE :

- ■ , ⊙ : Ville importante
- ○ : Petite ville
- ——— , ——— : Routes
- ———+——— : Voie ferrée

De 1926 à 1966 c'est à dire jusqu'à la nationalisation des mines à cette période le gite a été exploité par la Société d'Ouenza après l'avoir acheté à la Société MOKTA.

En 1930 la Société d'Ouenza a entamé les recherches systématiques par galeries et sondages dans le gite.

De Mai 1967 à Juillet 1984 l'exploitation et les recherches du gite ont été assurés par la SONAREM.

En Juillet 1984, après la restructuration des Entreprises Nationales, c'est l'E.N ferphos (issue de SONAREM) qui exploite et développe ses recherches au gisement ferrifère de B.K.

Depuis Juin 90 le gite est géré par E.P.E FERPHOS dans le cadre de l'autonomie des Entreprises avec un capital de 50.000.000 DA.

CHAPITRE II

GEOLOGIE

GEOLOGIE GENERALE – GEOLOGIE DE GISEMENT

II.1. GEOLOGIE GENERALE DE BOUKHADRA

Boukhadra est situé dans la même grande zone anticlinale qu'Ouenza, de Direction Générale N.E et coupant en biais le Sud Constantinois et le Nord Tunisien. Dans cette zone se trouvent des anticlinaux d'axe N.E - S.W.

Boukhadra est située sur l'un de ces axes anticlinaux qui passe également par le milieu des collines du Def (c.f.fig 2).

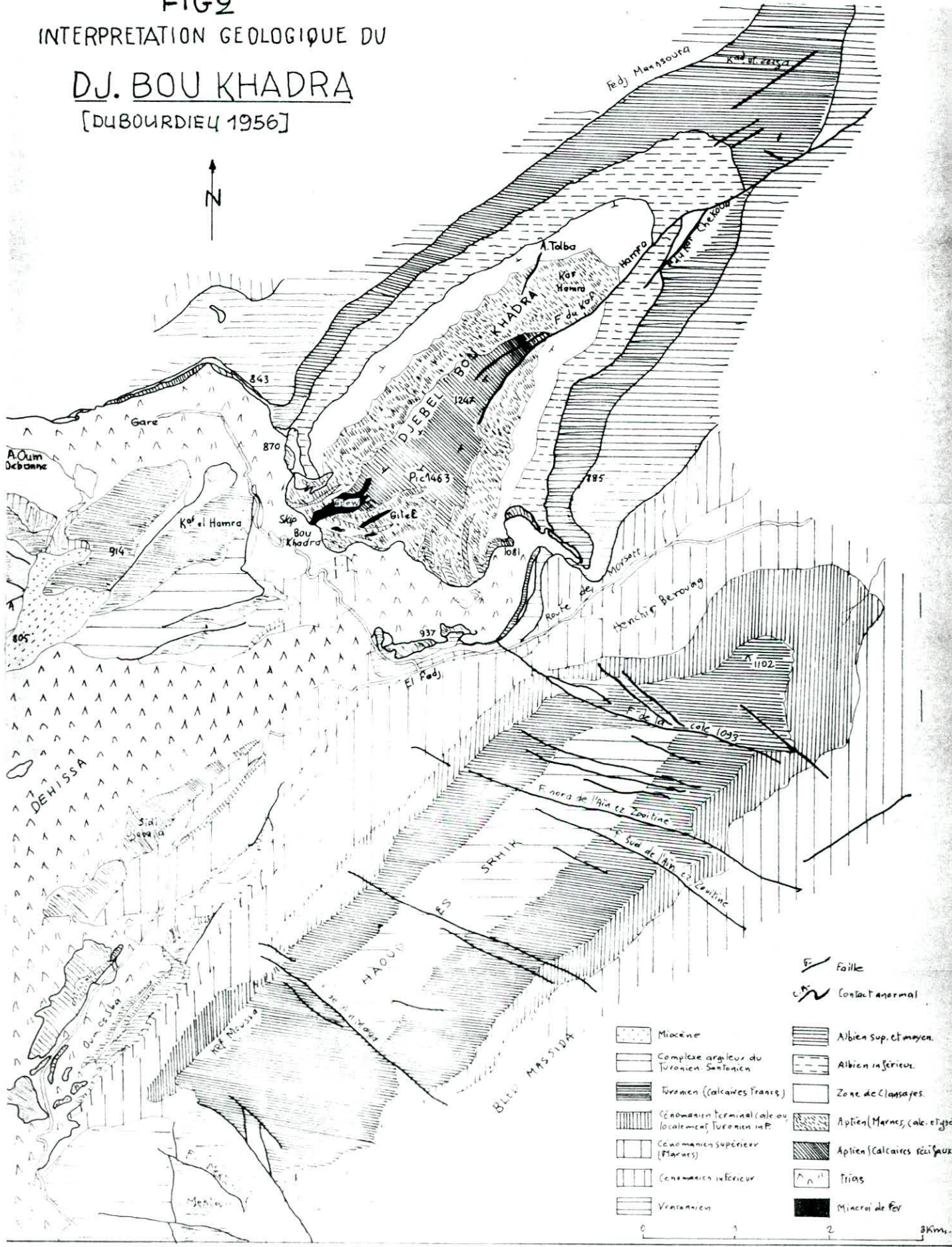
Ces anticlinaux et synclinaux alternés sont des plis de couvertures dus aux plissements Alpains. Ces plis ont été affectés par de grandes fosses d'effondrement ayant abaissé en blocs les terrains intéressés. L'axe anticlinal de Boukhadra est ainsi coupé du N.E du Def est surtout du S.W immédiat du Djebel par un effondrement coupant net les terrains Aptiens de cette montagne. Cet effondrement se relie lui même à un autre fossé d'effondrement plus important et ayant formé la vallée de Tébessa-Morsatt.

Le massif de Boukhadra est donc un anticlinal.

Sa partie N.E est régulière et plonge normalement vers le N.E en dessous des marnes non-concentriques. Par contre, dans sa partie S.W les deux branches de l'anticlinal sont ouvertes, la voûte a disparu et les branches ont des pendages à peu près verticaux à leurs extrémités S.W. Ces branches sont sectionnées au S.W par une faible limite marquant la bordure du fossé d'effondrement dont nous avons parlé ci-dessus. Au Nord de cette faille se trouve donc les terrains Aptiens du Djebel Boukhadra. Au Sud, ce fossé est rempli d'alluvions d'ou émergent à la faveur de l'érosion, des marnes cenomaniennes ou turoniennes du trias gypseux.

La mine qui comprend deux gites inégaux, se trouve au Nord de l'accident. Le minerai, analogue à celui de l'Ouenza (oxyde de fer), remplace partiellement les calcaires aptiens et doit correspondre à une épigénie de siderose au dessus du niveau hydrostatique.

FIG 2
 INTERPRETATION GEOLOGIQUE DU
 DJ. BOU KHADRA
 [DUBOURDIEU 1956]



II.1.1. STRUCTURE A L'ECHELLE LOCALE :

La partie centrale du Djebel, comprise entre la terminaison periclinale N.E et les parages de la mine de fer au S.W s'étend sur environ 2 kms avec une largeur de 3 à 3,5 kms.

Sa Structure est simple.

Les calcaires récifaux entrevues au Sud du Koudiat el Hamra s'élèvent rapidement en direction du pic où ils constituent le point culminant de la région.

Les pendages sont plus élevés qu'à la terminaison periclinale (50° à 60°) et malgré l'importance des recouvrements (éboulis et brèches de pentes) les affleurements sont très suffisants pour démontrer la parfaite régularité de la Structure anticlinale.

II.1.2. CADRE GEOLOGIQUE

La série sédimentaire comprend :

- Le cenomanien inférieur + Vraconien, marnes grises (800 m).
- L'albien moyen (85 m)
- L'albien inférieur (100, 150 m)
- Clansayensien
- Aptien
- Trias

II.2. GEOLOGIE DU GISEMENT DE B.K.

II.2.1. HISTORIQUE DES RECHERCHES

Les recherches dans le gîte de B.K ont été faites en 1903 par des géologues Français dans la zone des veines Nord et Sud de l'axe principal à l'aide de galeries et de sondages suivant la direction du corps minéralisé.

Vers la fin des années quarante et début 1950 Dubourdiou un Géologue Français a effectué un levé géologique au 1/ 50.000 dans la région de B.K.

En 1956 ce même Chercheur écrit un document où il présente la lithologie, la stratigraphie des dépôts carbonatés et la Structure des gîtes d'Ouenza et BOUKHADRA.

Depuis 1986, l'E.R.E.M effectuée des recherches ayant pour but la reconnaissance de tous les indices de minerai de fer dans toute la région Nord-Est et Sud-Est.

II.2.2. STRATIGRAPHIE

Le gisement de B.K est représenté par des formations sédimentaires d'âge triasique, crétacé et quaternaire.

TRIAS

Les formations triasiques affleurent dans les parties W, SW, S et SE. Elles sont représentées par des marnes bariolées, gypsés, des dolomies, des débris de calcaire et des grés.

CRETACE

Le crétacé au Djebel B.K est représenté par l'Aptien, l'Albien, le Cenomanien, le Turonien, le Coniacien, le Santanien, le Campanien et le Maestrichien.

La minéralisation ferrifère au Djebel B.K est portée par les formations Aptienne, celles-ci forment l'anticlinal du Djebel B.K. (c.f. fig 3).

L'Aptien est représenté par les faciés suivants :

- Les marnes et calcaires qui forment la partie inférieure ou se trouvent le gîte Sud et quelques fibres de 2mm de diamètre.
- Les marnes, grés et calcaires de la partie supérieure de la formation Aptienne non minéralisé, la puissance de cette série est de 600 à 700 m.

QUATERNAIRE

Les dépôts quaternaires sont repandus sur le bord Sud au dessus du niveau 902 m.

Il est représenté par un matériel caillouteux; des blocs de calcaire, de grés, des débris de minerai et des conglomérats.

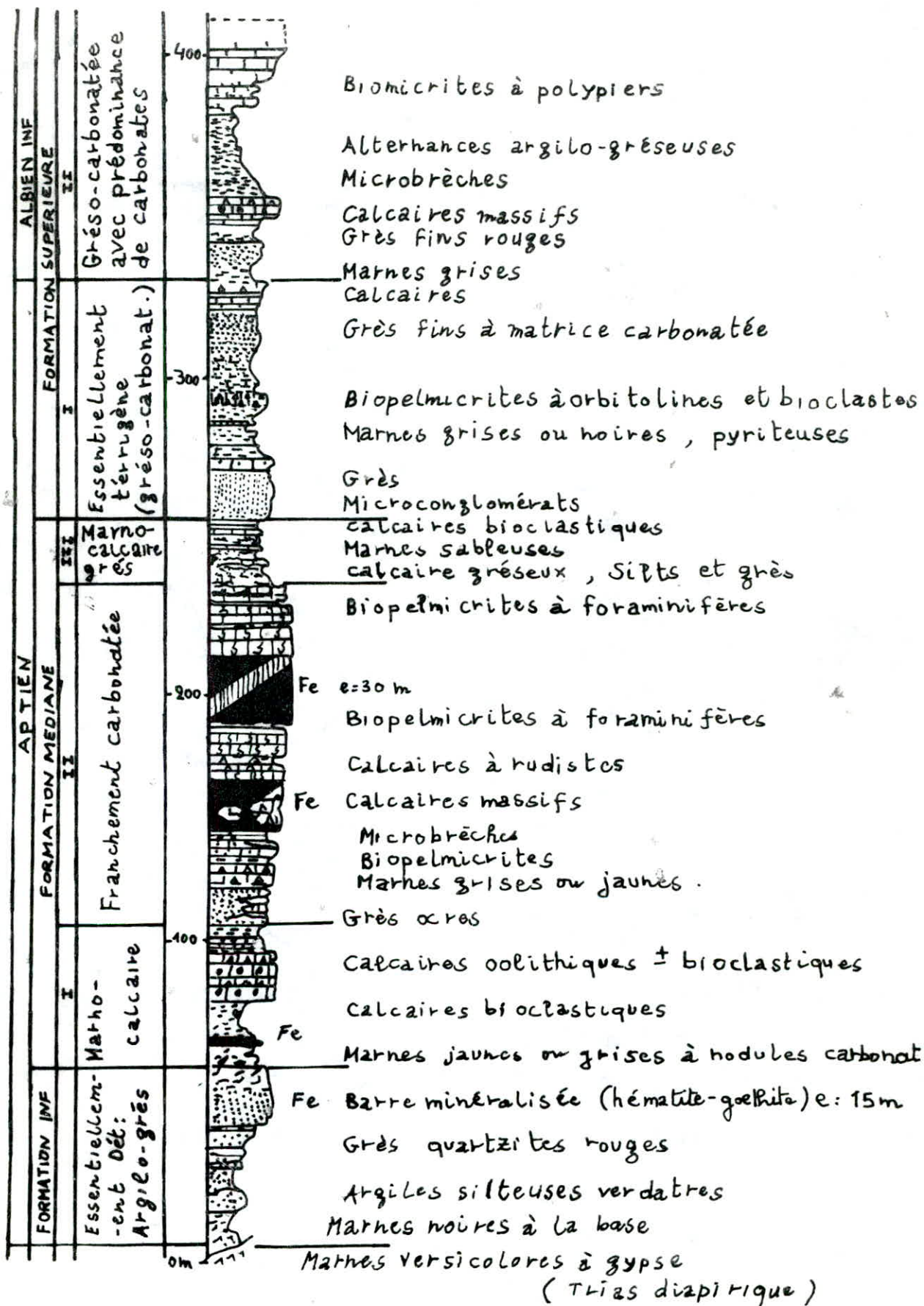


fig : 3 - COLONNE STRATIGRAPHIQUE DU Dj. BOUKHADRA [10]

II.2.3. MORPHOLOGIE ET STRUCTURE DU GITE DE B.K

Le minerai de fer de B.K est en général complètement cristallisé et à grains fins (cristaux d'Hématite Fe_2O_3 variant de 1 à 5mm). Sa texture est massive, le minerai de fer est généralement caverneux. Dans ces cavernes de 5mm quelques dizaines de cm se développe la calcite, la siderose et l'hématite. Une microfissuration et une macrofissuration existent dans diverses directions formant un entrecroisement de cassures.

Vu en plan, le gisement de la mine de B.K présente trois grandes veines qui se joignent dans la partie occidentale en formant un corps minier d'une longueur de 250 à 300 m et d'une puissance de l'ordre de 100 m.

Le corps est plongé sous les dépôts gypseux du Triasique. Les gites Nord et Central composent le corps minier principal (c.f. fig 4).

La tranche Sud a une particularité. Elle se distingue en une veine autonome qui s'appelle Sud.

Le corps minier principal s'étend entre les calcaires ayant une direction SW-NE avec un angle de pendage de 60° à 85° NW de longueur voisine de 1km.

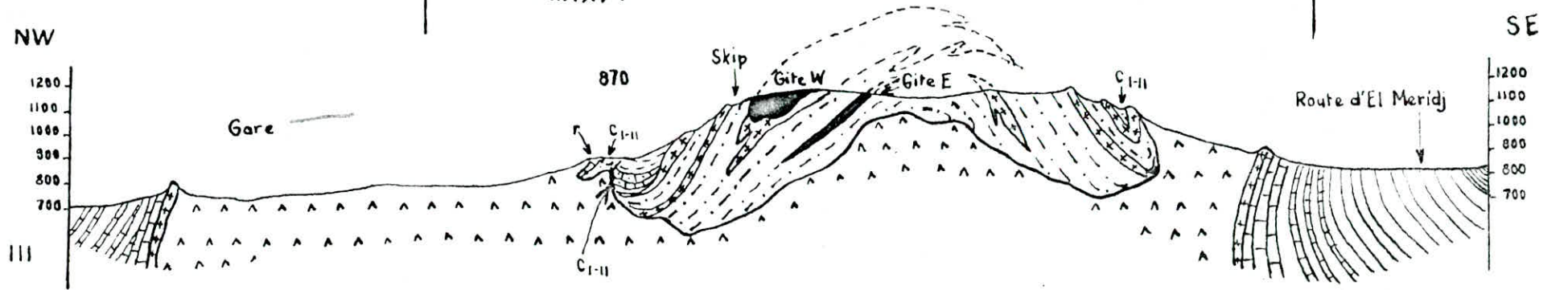
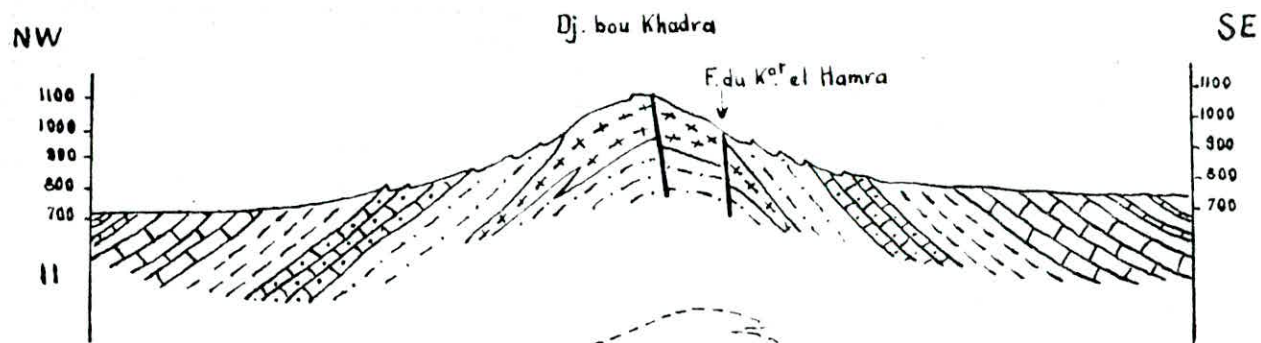
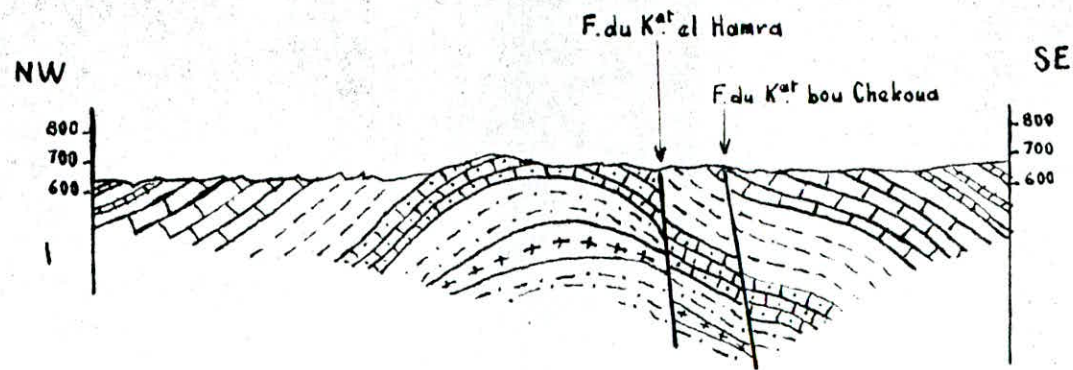
La branche Nord à une longueur moyenne de 42m et celle centrale a une puissance de 26m.






Le contact avec la roche encaissante est nettement visible. Il y a une zone de minéralisation du calcaire d'une puissance de 0,8 à 1 m avec une teneur en fer de 10 à 20% entre le corps minier et le calcaire.






La veine Sud a une longueur de deux kms et change deux fois de direction (SW-NE, NW-SW, SN).

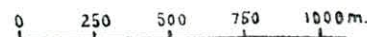
Dans la zone qui donne sur la carrière elle a une puissance moyenne de 23 m et elle est située entre les marnes.

La puissance du corps minier diminue au fur et à mesure que l'on s'approche du corps minier principal jusqu'à 2 à 5 m. L'angle de pendage varie de 65° à 80° au N.w.



-  Cénomannien supérieur
-  Cénomannien inférieur
-  Vraconnien
-  Albien supérieur et moyen
-  All. Férit

-  Zone de Clansayes
-  c_{1-II} Aptien (marnes, grès et calcaires)
-  r Aptien (calcaires récifaux)
-  Trias
-  si de "



/ F. Faille

∩ Contact anormal

-11-

II.2.4. PARAMETRES GEOMETRIQUES ET GEOLOGIQUES
DU GISEMENT SUD DE B.K.

Ce sont les travaux de reconnaissance : galeries, recoupes et sondages effectués au niveau 845 le plus profond, au niveau 1255 le plus haut qui ont permis de déterminer ces paramètres.

Il s'agit en gros d'un riche filon de minerai interstratifié dans une série marno-calcaire.

PARAMETRES GEOMETRIQUES

Le gisement secondaire à l'allure d'un ruban qui s'enfonce sous les calcaires et marnes du Djebel B.K, puis revient à l'Est du pic après avoir contourné celui-ci par le Sud.

ALLURE GENERALE DE CE " RUBAN "

N° DE LA COUPE	DIRECTION	LARGEUR (m)	PENDAGE °	OBSERVATIONS
124 -----> 113	S.E - N.W	28 - 30	81°.S.W	FORT PENDAGE.ON PASSE DU NIVEAU 845 AU NIVEAU 1045
113 -----> 100	S.E - N.W	30 - 40	72°.N.S	LE PENDAGE DECROIT EN MONTANT VERS LE HAUT
100 -----> 96	CHANGEE	30	60°.30°	A LA COUPE 100 LE GISEMENT AMORCE UNE COURBE ET LE PENDAGE EST PLUS FAIBLE. A LA COUPE 96, LE GISEMENT PASSE A L'HORIZONTALE
NIVEAU 1255	CHANGE	28 - 30	CHANGE 60°	

CONCLUSION

- La largeur moyenne de ce gisement des niveaux reconnus est de l'ordre de 30 m environ.
- Le pendage moyen entre les niveaux 845 et 1045 est de 81° environ. Au dessus du niveau 1045, le pendage s'adoucit jusqu'à 72° et plus dans la partie S.E du Pic.
- Hauteur : 400 m (environ)

PARAMETRES GEOLOGIQUES

Le gisement se présente sous la forme d'un riche filon de minerai interstratifié dans une série marno calcaire.

Le minerai possède de bonnes teneurs en fer ainsi que des teneurs généralement acceptables de silice et de baryte.

Il semble un peu plus dur, dans l'ensemble, que le minerai du gisement principal, mais on peut observer un assez grand nombre de crevasses, cloches et cargneulles colmatées par des blocs de taille moyenne qui s'éboulent lorsque l'on perce dans la crevasse ou la cloche.

La tenue du terrain dans le gisement est bonne à quelques rares exception (des Travaux exécutés dans le minerai et abandonnés depuis plus de 25 ans se conservent intacts). Le toit et le mur du gisement secondaire sont constitués par des marnes jaunes reposant en discordance sur des marnes grises ou des calcaires assez marneux.

Les marnes jaunes ont des épaisseurs pouvant varier de 0,50 m à 3 mètres parfois plus. Par endroits, elles peuvent disparaître totalement en cédant la place aux marnes grises ou aux calcaires.

Ces marnes jaunes, bien souvent humides, se décollent facilement par gros placage, ce qui rend leur approche dangereuse.

II.2.5. CARACTERES INTERNES DE LA MINERALISATION

Au dessus du niveau 818 c'est à dire sous le niveau hydrostatique on rencontre une siderose de couleur marron bien cristallisée, massive et formée de deux types de cristaux de 2 à 3 mm de long. Les petits cristaux sont plus nombreux et donnent une impression cryptocristalline à la siderose.

Cette siderose est encore peu connue. En dessus du niveau hydrostatique commence le minerai d'hématite. Dans cette zone on rencontre des oxydes hydratés: la goëthite et la limonite. L'hématite en fonction de sa texture et sa composition chimique a un poids spécifique de 2,5 - 2,9 g/cm³. ce poids s'explique par la porosité élevée (caverneusité) du minerai et une dureté qui varie de 2 à 6.

La masse d'hématite résulte de l'oxydation d'un amas de siderose et de pyrite. Le carbonate de fer provient lui même de la métasomatose des calcaires et des marnes de l'Aptien.

Le caractère du gisement est lié aux conditions d'écoulement des liquides riches en minerai.

Le contact avec les roches encaissantes est net. Au nord les calcaires et les calcaires marneux occupent les 2/3 de la surface Nord du gisement. Du côté du Sud, les roches encaissantes sont plus hétérogènes (calcaires, marnes noires et jaunes, les grès calcaires) de même que leur intercalation sont irrégulières et leurs variations broyées.

II.2.6. RELATIONS MINERALISATION - LITHOLOGIE

A Boukhadra, le minerai ne montre pas une préférence très marquée pour un type déterminé. Certes, la principale veine est située dans les calcaires à grains fins, c'est la branche Nord du gîte Nord, mais même les bancs de calcaires normaux à débris inclus dans les marnes grises sont parfois très bien minéralisés, c'est le cas du gîte Sud.

II.2.7. RELATIONS MINERALISATION - FRACTURES DES TERRAINS

En de nombreux points, on peut noter dans le minerai ou le long de ses épontes, la présence de fractures, crevasses ou fissures, ayant même direction que le minerai voisin. Il est normal de penser qu'il y a une relation entre les fractures et le minerai voisin.

II.2.8. TECTONIQUE

Le gîte de B.K fait partie du calcaire de l'Atlas Saharien, il constitue un massif anticlinal à forme simple à corps Aptien de direction NE - SW avec une terminaison periclinale dans la partie N.E.

Le gisement est affecté à sa partie S.W. par un effondrement qui se relie avec un autre fossé d'effondrement plus important ayant formé la vallée de Morsott - Tébessa. Un contact anormal de direction NW - SE affecte la partie Sud immédiate du Djebel B.K. Dans cette zone tectonique des surfaces de glissement sont bien visibles (niveau 1045 - 1000).

La carrière est coupée par une faille N.E de 55° à 65° de pendage. Aux environs des niveaux 1045 et 1000 on voit des surfaces de glissement.

Du côté des calcaires cette zone est formée par des débris détritiques. Plus bas elle est recouverte en partie par l'éboulement et plonge les accumulations détritiques.

L'origine de cette faille est sûrement liée aux mouvements diapiriques du trias.

II.2.9. HYDROGEOLOGIE

Peu de points d'eau subsistent actuellement dans la mine de B.K l'eau saumâtre qui provient de la descenderie 845 n'alimente plus le village ni les installations minières. Toutefois dans les niveaux amont 926 un mince filet d'eau se trouvant entre les marnes est récupérée par citernes pour l'arrosage des chantiers intérieurs, le débit de cette source est très faible.

II.2.10. CARACTERISTIQUES PHYSICO-MECANIQUE DU MATERIAU [10]

La conception du projet de mine est liée par les conditions géo-mécaniques des roches constituant le massif du gisement de BOUKHADRA. Les données concernant les propriétés physico-mécaniques des épontes sont insuffisantes, les seuls données recueillies sont représentées sur les tableaux suivants :

TABLEAU 1 : Caractéristiques physico mécaniques des échantillons du minerai et des roches encaissantes lors des essais au laboratoire.

ROCHE	d	Rc	Rtr	θ	C	Ev
MARNE MINERALISEE	2,20	11,10	1,50	50	2,0	0,025
CALCAIRE COMPACT	2,65	1112,50	49,50	66	117,30	18,30
CALCAIRE MARNEUX	2,56	308,50	52,80	35	63,80	7,20
MINERAI DE FER	2,84	102,20	24,30	38	25	3,36

d : Poids volumique total moyen [tf/m²]

Rc : Résistance à la compression [kgf/cm²]

Rtr : Résistance à la traction [kgf:cm²]

θ : Angle de frottement interne des échantillons [°]

C : Cohésion [kgf/cm²]

Ev : Module d'elasticité de Young [10⁴ kgf/cm²]

TABLEAU 2 : Caractéristiques physico mécaniques du minerai et des roches encaissantes dans le massif

MASSIF	K	Kq	Kf	Kw	Kt	Lm	Cm	Kq	Ev .10 ⁴
MARNE MINERALISEE	0,0105	0,8	0,03	0,5	0,7	40	0,21	0,8	0,025
CLACAIRE COMPACT	0,112	0,8	0,2	0,8	0,7	53	131,4	0,8	18,3
CLACAIRE MARNEUX	0,007	0,8	0,1	0,1	0,7	38	4,5	0,8	7,2
MINERAI DE FER	0,112	0,8	0,2	0,8	0,7	30	28,0	0,8	3,36

K : Coef d'affaiblissement structural : $K = Kf.Kw.Kt$

Kf : Coef tenant compte de la fissuration

Kw : Coef tenant compte de l'humidité

Kt : Coef tenant compte du temps

Lm : Angle de frottement de la formation rocheuse dans le massif

Cm : Cohesion de la formation rocheuse dans le massif

Kl : Coef de diminution de la valeur de l'angle de frottement interne des roches se trouvant dans le massif.

Ev : Module d'Elasticité de YOUNG.

II.2.11. RESERVES PRODUCTION - ORGANISATION DU TRAVAIL

II.2.11.1. Réserves

L'estimation des réserves a été faite par le projet D.E.D. Les campagnes de sondages réalisées ont aboutis aux résultats donnés dans les tableaux 3 et 4.

Actuellement l'extraction se fait à ciel ouvert et en souterrain. Le projet prévoyait la construction de la mine par étapes, la première étape consiste à construire le niveau 1105 à la base des réserves de catégorie B, C₁, C₂ alors que la 2^{ème} étape consiste à exploiter les réserves qui y sont inférieur à ce niveau.

TABLEAU 3 : Réserves géologiques du gisement ferrifère du Djebel BOUKHADRA.

	TOTAL EN GISEMENT						
	VOLUME EN 10 ³ t	TENEUR CATEGORIE					
		F _e	S _i O ₂	B _a SO ₄	B	C ₁	C ₂
TOTALE EN GITE	13538,70	55,10	4,3	0,7	5767,2	5787,3	1084,2
AVEC UNE HAUTE TENEUR EN B _a SO ₄	3130,10	52,90	3,70	2,54	3139,1	-	-
GITE CENTRAL	7834,7	58,40	2,20	0,54	4261,7	3299,2	273,8
PETIT FILON	851,1	52,7	1,60	0,04	-	347,6	503,6
T O T A L	25354,60	56,20	3,80	0,62	11028,9	9394,1	1861,5
GITE SUD	28490	54,0	8,2	0,05	11605	9090	7795
T O T A L	50774,5	55,0	6 30	4,30	22633,9	18484,9	9656,5

REMARQUE

Le minerai était très inégal pour l'exploitation rationnelle, il faudra envisager la mise en place de plusieurs chantiers afin d'obtenir un minerai homogène en granulométrie et en composition chimique pour faciliter le travail des hauts fourneaux. La répartition des réserves géologiques pour chaque catégorie est donnée dans le tableau ci-dessous en tenant compte des réserves géologiques estimées à 3152C000t.

TABELAU 4 : Répartition des réserves géologiques pour chaque catégorie.

	CAT B + C ₁				CAT C ₂			
	PROPORTIONS EN Mt	TENEUR			PROPORTIONS EN Mt	TENEUR		
		Fe	SiO ₂	BaSO ₄		Fe	SiO ₂	BaSO ₄
MINERAI	24,96	56,4	3,67	0,09	7,06	42,58	3,36	0,06
MINERAI SILENCIEUX	3,02	44,76	14,57	0,17	0,09	43,68	23,85	0,23
MINERAI BARYTIQUE	3,52	53,99	3,61	2,91	-	-	-	-
T O T A L	31,50	55,49	4,7	0,3	7,15	55,06	4,51	0,07

II.2.11.2. Production de la mine et organisation du travail

RESERVES GEOLOGIQUES ET INDUSTRIELLES

R geol : 31520000 t

Vind : Volume des réserves industrielles

Vind = m . L Moy. Hmoy.

m : Puissance

L : Longueur moyenne de la minéralisation

H : Hauteur moyenne

d : Poids volumique du minerai

Vind : $20 \times 950 \times 290 \times 2,8 = 15428000 \text{ t}$

RESERVES INDUSTRIELLES = 15428000 t

RESERVES MARCHANDES

Le volume des réserves marchandes est donné par la formule :

$$V_{\text{marche}} = \frac{V_{\text{ind. ext}}}{1 - d}$$

m_{ext} : Coefficient d'extraction

d : degré de dilution

$$\text{donc } V_{\text{marche}} = \frac{15 + 28000 \cdot 0,86}{1 - 0,07} = 14\ 266\ 753 \text{ t}$$

PRODUCTION ANNUELLE

Le calcul de la production annuelle (A) se fait en tenant compte des considérations suivantes :

- . Les travaux de depilage ne se réalisent qu'à un seul étage
- . L'avancement annuel
- . Le niveau de pertes et de dilution
- . La capacité de la station de concassage qui est de 400.000 tonnes par an.

$$A = \frac{m \cdot d \cdot L \cdot h \cdot K_p}{K_s}$$

m : Puissance de la mineralisation : 30m
 d : Densité du minerai : 2,8t/m³
 L : Longueur d'avancement : 80m
 h : Hauteur d'étage : 60m
 Kp : Coefficient de pertes : 0,85
 Ks : Coefficient de dilution : 0,95

$$A = \frac{30 \cdot 2,8 \cdot 60 \cdot 80 \cdot 0,85}{0,95} = 360\ 758\ t$$

On prendra la valeur de la production égale à 350.000 tonnes.

D'après les résultats de production obtenus lors des années précédentes, on remarque que la production réalisée est toujours inférieure à la moitié de la production planifiée qui est donnée comme suit :

1990 : 200.000 t
 1991 : 300.000 t
 1992 : 260.000 t

ORGANISATION DU TRAVAIL

Le régime de travail actuel de la mine de BOUKHADRA est :

- . Nombre de jours ouvrables : nj : 250
- . Nombre de poste par jour : np : 2.
- . Nombre de poste dans l'atelier : npa : 1.
- . Temps de poste : Tp : 8 heures
- . La production journalière calculée : 1400 tonnes
- . La durée de vie de la mine t_v

$$t_v = \frac{V_{\text{march}}}{A} + t_1 + t_2$$

t₁: Durée de construction de la mine y compris la période d'obtention des normes de production : t₁= 3ans

t₂: Durée de liquidation des travaux : t₂= 2ans

$$t_v = \frac{14\ 266\ 753}{350.000} + 3 + 2 = 45,76\ \text{ans}$$

$$t_v = 46\ \text{ans}$$

CHAPITRE III

CONDITIONS TECHNICO-MINIERES

DU SOUTERRAIN DE BOUKHADRA

LES CONDITIONS TECHNICO-MINIERES DE LA MINE DE BOUKHADRA

Les travaux d'extraction de la première phase ont commencé en 1990, pour l'application de deux méthodes d'exploitation, l'une qui est une variante Suédoise et consiste en la méthode des sous niveaux foudroyés et l'autre variante Soviétique de Skotchensky qui est la méthode des sous niveaux abattus. Une analyse des conditions géo-minières et technico-minières des niveaux déjà exploités est nécessaire afin de trancher sur la méthode d'exploitation la plus efficace ainsi nous devons revoir la mine dans son état actuel au niveau de l'étage (1165/1225).

I. ANALYSE DES CONDITIONS GEO-MINIERES DES NIVEAUX 1165/1225

Les travaux d'extraction des niveaux sont concentrés aux niveaux d'étage (1225/1285) alors que les niveaux 1165/1195 qui ne sont qu'en phase de prospection présentent des galeries à section réduite ne pouvant pas être utilisées lors de l'extraction. cependant leur élargissement dans certaines parties permettra leurs récupérations lors des travaux d'exploitation. Ces galeries creusées dans des terrains accidentés traversant des crevasses, passent alternativement dans le filon et dans les roches encaissantes. La disposition de ces accidents tectoniques causeront des difficultés lors de la construction des ouvrages préparatoires.

I.1. CONDITIONS GEO-MINIERES DU NIVEAU 1165

Le niveau 1165 représente le niveau de base de la seconde phase qui est considéré comme niveau d'aérage principal de toute la mine, la situation se présente comme suit :

A partir de l'entrée de la galerie jusqu'à la coupe 296, nous rencontrons des marnes jaunes instables dans le mur et dans le toit de la galerie. A quelques mètres de cette zone existe une très grande crevasse. Dans la même zone et jusqu'à la coupe 298 nous rencontrons un passage important de marnes, dans la coupe 300, une faille importante traverse les calcaires minéralisés. D'une manière générale le mur du gîte est affecté par plusieurs accidents tectoniques. Les cheminées d'aérage et de transport existants dans la galerie seront utilisés au cours de la II^{ème} phase. Du fait de l'instabilité des roches encaissantes le soutènement de cette galerie et des autres ouvrages est indispensable.

I.2. CONDITIONS GEO-MINIERES DU NIVEAU 1195

Dans ce niveau une galerie de prospection de section reduite et de direction variable a été creusée. Les 80% de cette galerie traversent le corps minéralisé. Des failles d'une importance remarquables sont localisées lors du passage dans les recoupes creusées du côté du mur du gîte (coupes 296, 298, 299, 300) d'où la liaison existant avec les accidents du niveau de base. On remarque la présence de grés à ce niveau aux coupes 295 et 296.

II. ANALYSE DES CONDITIONS GEO-MECANIKES DES NIVEAUX 1165/1225

Les travaux de prospection sont insuffisants pour trancher sur les futurs ouvrages à réaliser s'explique par le manque de données physico-mécanique vu la section très petite des ouvrages de reconnaissance.

Le gisement dans ce niveau se trouve dans une zone de broyage des calcaires. Il est caractérisé par les anciens processus de sedimentation des mineraux ferreux et de formation des cavernes karstiques. Les roches encaissantes au Nord sont des calcaires et calcaires marneux occupent les 2/3 de la surface Nord du gisement, alors que du côté Sud, les roches encaissantes sont plus hétérogènes (calcaire, marne noirs et jaunes, grés calcaire.....) ainsi que par leur degré de broyabilité et leur dureté. Les différents types de roches encaissant que nous pouvant rencontrer sont :

- Calcaires de couleur grise foncée, denses, assez homogènes, stables et de dureté $f = 6$ [échelle de PROTODIAKNOV).
- Calcaires disjonctifs cimentés par le minerai hématique. Ils font partie de la zone minéralisée, ils ne sont pas homogènes vu leur composition minéralogique. Ils peuvent renfermer des vides mais sont relativement stable bien que par endroits, ils exigent le soutènement. On a un coefficient de dureté moyen $f = 5$.
- Marnes grises qui sont des roches intermédiaires entre les calcaires et les argilites, assez denses et relativement stables $f = 4$ à 6
- Marnes jaunes stratiformes, meubles et instables sont presque toujours disjonctifs et broyés, ils nécessitent un soutènement immédiat, $f = 3$

III. MODE D'OUVERTURE

La mine de B.K présente un relief montagneux, très accidenté à certains endroits. L'axe Nord de la veine Sud est situé dans la partie supérieure de la montagne. La puissance du gisement varie de 10 à 35m et atteint 5m dans certains endroits, c'est pourquoi l'accès au gîte s'effectue par galeries au jour dont la section ne dépasse pas (6 à 8m²). Les côtes des niveaux d'étages existants sont 1105, 1165, 1225 et 1285 avec les ouvrages des sous niveaux qui sont percés tout les 30m (1135, 1195, 1255) (fig 5).

Le gisement est limité par des galeries en direction qui sont des galeries au jour percées à chaque niveau et parallèles au rocher.

Une galerie de roulage principale sera creusée au niveau 1105 où le transport au jour sera réalisé à ce niveau par des wagons tractés par locomotives. La liaison entre les niveaux d'étage est réalisée par des cheminées d'aérage, de même que des descenderies sont creusées entre chaque niveau et sous niveau de la mine.

III.1. MODE D'OUVERTURE PREVU PAR LE PROJET DE LA DIRECTION DES ETUDES ET DEVELOPPEMENT D.E.D. 1983

Le projet prévoyait l'exploitation de 2586988 tonnes des réserves dont 1221844 tonnes sont situés au dessus du niveau 1225 et 1365144 tonnes se situent entre les niveaux 1165 et 1225. En somme le projet incluait à l'exploitation 25870018 tonnes de minerai situé au dessous des niveaux 1165 calculé dans les catégories B + C₁ + C₂.

La réalisation du projet a débuté en Janvier 1983 avec des travaux prévus s'élevant à 6925m pour les ouvrages verticaux. L'ouverture de la mine s'effectue par des galeries au jour pour deux étages d'exploitation 1225 et 1165 et pour les travaux principaux de roulage 1105 et 1045.

Les ouvrages réalisés et arrêtés au 31/12/87 s'élèvent à :

- . 1335m pour les ouvrages horizontaux
- . 440m pour les ouvrages verticaux

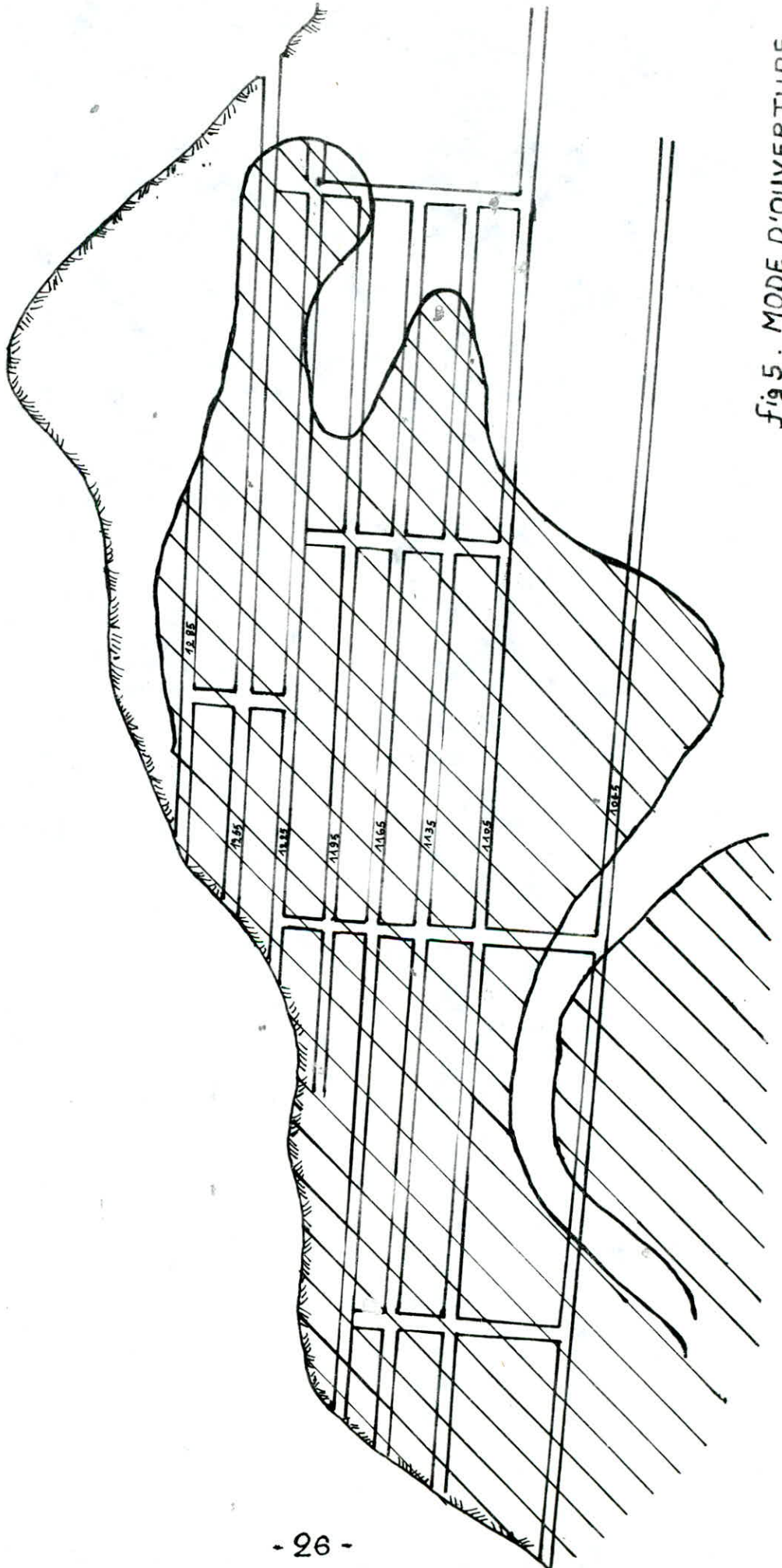


Fig 5. MODE D'OUVERTURE
(D.E.D)

IV. SYSTEME D'EXPLOITATION APPLIQUE DANS LA 1^{ERE} PHASE (1225/1285)

Le choix préliminaire a été orienté vers des systèmes d'exploitation qui s'adaptent le mieux aux particularités du gisement et qui donnent le maximum d'avantage du point de vue sécurité et rentabilité.

Deux méthodes d'exploitation ont été retenus pour l'essai au cours de la 1^{ère} phase.

- . Méthode des sous niveaux abattus en chambres vides avec soutirage en masse.
- . Méthode des sous niveaux foudroyés.

Le choix de ces deux méthodes est basé sur l'analogie technique c'est à dire : utiliser l'expérience des travaux exécutés dans des mines étrangères présentant les mêmes conditions avec amélioration et correction des paramètres du système d'exploitation utilisé compte tenu des conditions concrètes de chaque bloc.

IV.1. METHODE D'EXPLOITATION PAR SOUS NIVEAUX ABATTUS EN CHAMBRE VIDES AVEC SOUTIRAGE

C'est une variante de l'exploitation par sous niveaux abattus mais en plus elle fait l'objet d'un soutirage en masse. Elle se présente en 4 phases qui sont : les travaux préparatoires, la foration, le tir et le chargement. Cette méthode est largement appliquée dans les mines de fer et non ferreuses étrangères

[U.R.S.S, SUEDE, CANADA, U.S.A....]. C'est le cas de la mine de Malberget en SUEDE où la méthode des sous niveaux abattus (Sublevel Stopping) avec abattage par longs trous est utilisée avec succès, elle présente les critères suivants :

- Un pendage d'au moins 45°
- Une résistance mécanique suffisante d'une part des épontes pour qu'elles puissent être exposées sur au moins 20 à 25m et d'autre part du minerai afin que les 8 ou 9m de minerai laissés en couronne protègent l'exploitation de toute immixtion du stéril des niveaux supérieurs.

Ainsi les travaux souterrains d'abattage des années 90 et 91 ont donnés des premiers résultats encourageants qui permettront d'aborder l'exploitation future dans des conditions techniquement meilleurs que celles rencontrés précédemment. Les avantages de cette méthode sont la grande sécurité, la faible consommation de matériels de soutènement et la production élevée, cependant cette méthode présente des inconvénients qui résident dans l'investissement de gros capitaux pour l'achat de matériel coûteux.

IV.2. METHODE DES SOUS NIVEAUX FOUROYES

Ce système d'exploitation est largement appliqué en ex. U.R.S.S. Lors de l'exploitation des gisements ferreux et non ferreux d'une teneur basse de métal, situé dans les roches encaissantes instables. L'application de ce système est conditionné par la puissance importante du corps minier.

10 ÷ 15m -----> Corps dressants

20 ÷ 25m -----> Corps de pendage simple

L'angle d'inclinaison du corps minier de puissance de 10 ÷ 15m doit être d'au moins 70° pour faciliter le soutirage du minerai abattu la configuration du gîte étant relativement simple dans les limites d'un étage.

Cette méthode présente des inconvénients qui sont :

- Une grande quantité de poussière est amenée dans l'air par le foudroyage
- Une main d'oeuvre expérimentée et une très bonne maîtrise des techniques influent sur le coût de la main d'oeuvre et devient un paramètre important.

Cependant lors de l'application de cette méthode au niveau d'étage 1285 il s'est averé la nécessité de laisser le toit dans son état naturel à cause de la stabilité des bancs du bas-toît et des morts terrains .Néanmoins il faudra penser à étudier la mécanique de foudroyage des étages supérieurs en prélevant des échantillons dans les parties accidentées de la mine.

V. ANALYSE DE L'EXPERIENCE APPLIQUEE AUX DIFFERENTS PHASES DU SYSTEME D'EXPLOITATION LORS DE LA 1^{ERE} TRANCHE 1225/1285

La mise en oeuvre des méthodes d'exploitation dans les conditions de la mine de BOUKHADRA a connu plusieurs problèmes technico-minier qui ont entravés la marche normale des travaux lors des différentes phases de l'exploitation que nous allons examiner.

V.1. FORATION

La foration roto-percutante des trous profonds dépassant la profondeur de 20m s'avère difficile dans les blocs ceci à cause de :

- Capacité limitée de la machine de foration PROMEC T 564 lors de la foration des trous dépassant les 20m de longueur.
- Difficulté de la foration liée à la présence de fissures et de crevasses.
- Sens de foration des trous exécuté selon le bloc.
- Débit d'air comprimé qui arrive aux engins de foration est insuffisant.

Par conséquent l'évacuation des déblais ainsi que le chargement des trous sera difficile. Tout ceci remet en cause le mode de foration utilisé. L'application du forage rotatif permettra d'avoir un amorçage bien régulier et avec une pression d'air plus élevée et un meilleur soufflage des déblais de foration et une augmentation de la poussée et de la vitesse de rotation.

Notons que la mine possède 03 engins de foration PROMEC T564 qui sont en état de marche avec un taux d'utilisation de 44, 14. On constate aussi un manque des tiges de foration.

V.2. TIR

Le tir effectué à B.K utilise le bouchon prismatique avec des trous de 65mm de diamètre, une ligne de résistance de $1,8 \div 2,2\text{m}$, une consommation spécifique de $0,63 \div 0,74 \text{ kg/m}^3$ et un coefficient de rapprochement de $0,8 \div 1$.

Cependant nous constatons que l'utilisation d'explosifs n'est pas rationnelle car l'effet voulu n'est pas réalisé. Ceci remet en cause la nature de l'explosif qui d'après l'expérience n'est pas efficace et aussi la connaissance un peu douteuse de l'interaction roche - explosif pour permettre finalement à l'utilisation rationnelle des explosifs.

V.3. ABATTAGE

L'abattage se fait en rabattant du toit au mur vers la cheminée. Pour cela on force une série de trous en éventail. L'avancement des travaux d'abattage en direction du filon présente des avantages parmi lesquels, la bonne reconnaissance du contour du gîte lors de la réalisation des schémas de tir. Néanmoins l'application de cette méthode provoque une augmentation importante de taux de salissage vu l'effet de tir des trous profonds qui dépassent largement le contour prévu par le schéma. C'est pourquoi l'application des travaux d'abattage suivant la puissance serait très intéressante.

V.4. CHARGEMENT ET TRANSPORT

Le chargement et le transport du minerai abattu s'effectue à l'aide de 03 pelles EIMCO 925 L.H.D à raison d'une pelle qui charge le minerai du front d'abattage jusqu'à la chemine de chute vers le niveau de roulage principal au 1225 d'où il est transporté au jour par deux autres pelles vers la tranchée de stockage, ensuite des camions de carrière se chargent de l'expédier jusqu'au concasseur. Le taux d'utilisation des 3 pelles durant l'année 1990 était de l'ordre de 75%.

En plus des anomalies technico-minieres vu dans la partie fond de la mine de BOUKHADRA nous avons aussi :

- Manque de personnel répondant aux exigences de la production.
- L'inexistence d'une Structure de maintenance fond.
- Manque d'outillage le plus nécessaire et le plus élémentaire.
- Manque de pièces de rechange.
- Travaux préparatoires supplémentaires indispensables au cours de l'exploitation ce qui diminue le coef d'utilisation des moyens humains et matériels.
- Anciens ouvrages mal conçus lors des T.V antérieurs.
- Salissage (dilution): l'intercalation de filons de calcite au sein du minerai d'hematite provoque un taux de salissage élevé.
- Expérience et qualification insuffisant du personnel en matière d'exploitation souterraine.

CHAPITRE IV

SYSTEME D'EXPLOITATION PROJETE

POUR LA II PHASE.

I. CHOIX THEORIQUE DE LA METHODE D'EXPLOITATION POUR LA II^{EME} PHASE

I.1. NECESSITE ET DIFFICULTE DE LA COMPARAISON

Vu la variété surprenante des méthodes d'exploitation utilisés par les mines métalliques, il se trouve que dans ces conditions il est difficile de choisir une méthode d'exploitation appropriée à une mine donnée. La méthode est évidemment d'abord commandée par la nature du gisement et des considérations techniques. On doit toujours viser au meilleur compromis entre les considérations suivantes :

- Prix de revient
- Taux de récupération
- Taux de dilution
- Extraction maximale
- Volume des travaux préparatoires
- Sécurité

Pour la bonne conduite des travaux, il faut avoir une méthode rationnelle d'exploitation, une mécanisation complexe avec laquelle on obtient un rendement maximum de chaque ouvrier et de tout le chantier dans son ensemble. L'organisation correcte des travaux suivant les cycles déterminés d'après le graphique de tout les processus d'extraction conduira souvent aux résultats souhaités. Il faut souligner particulièrement la liaison réciproque entre les travaux préparatoires et ceux de traçage et d'abattage car le retard des travaux préparatoires entraîne inévitablement le ralentissement de la ligne des chantiers d'abattage.

I.2. FACTEURS INFLUANT SUR LE CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION [2,6]

D'après les conditions du gisement de BOUKHADRA, les caractéristiques suivantes sont des facteurs constants lors du choix de la méthode d'exploitation :

- Minerai de type hématique (Fe_2O_3)
- Angle de pendage du gîte variant de 45° à 65°
- Puissance moyenne de l'amas est de 20m
- Bonne stabilité de roches encaissantes et du minerai.

Parmi les conditions de travail signalons spécialement quelques facteurs variables :

- Profondeur de l'exploitation
- Dureté de la roche et la charge
- La puissance de la formation et son degré d'irrégularité
- Valeur du minerai
- Continuité du minerai dans le corps minier
- Structure et propriétés du minerai
- Pendage
- Contours du corps de minerai et son contact avec les épontes
- Propriétés des roches encaissantes

II. ANALYSE DES FACTEURS INFLUANT SUR LE CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION RAMENEES AUX CONDITIONS DU GISEMENT DE B.K.

II.1. PROFONDEUR DE L'EXPLOITATION

La profondeur de l'exploitation dans le gisement de B.K n'est pas importante est égale à 200m. Dans ce cas on peut utiliser toutes les méthodes avec chambres vides et chambres magasins avec piliers de protection sauf par remblayage.

II.2. DURETE DE LA ROCHE ET LA CHARGE

La roche à une dureté égale à 6 ÷ 7 d'après l'échelle de PROTODIAKONOV. Ceci influera sur les frais d'explosifs et de foration. Quant à la charge des terrains cet indice n'influe pas car le toit a une bonne tenue qui garanti la sécurité, l'entretien peu couteux et le rendement idéal ceci en utilisant une exploitation par abondon des piliers de protection et de couronnes.

II.3. PUISSANCE DE LA FORMATION ET SON DEGRE D'IRREGULARITE

Le gisement de B.K présente un amas de 20m de puissance e ce fait les dépenses des travaux préparatoires ne représenteront que 10 à 25% dans ce type de gisement ce qui préconise un découpage en étages avec une hauteur d'étage optimale. La méthode d'exploitation par niveaux est à considérer. La répartition des composants utiles dans le minerai est régulière. On peut appliquer différentes méthodes d'exploitation.

II.4. VALEUR DU MINERAI

Le minerai d'hématite (Fe_2O_3) exploité à B.K a une teneur moyenne de 55%, cette valeur n'est pas considérable mais les pertes techniques n'influent pas sur le rendement de l'exploitation si on augmente la production. Les méthodes de foudroyage de blocs et de sous niveaux abattus sont les plus productives et les plus économiques, mais elles ne sont applicables que si la puissance des formations est grande et les épontes de qualité tout à fait exceptionnelle.

II.5. CONTINUITÉ DU MINERAI DANS LE CORPS MINIER

Dans le gisement de B.K, il n'existe pas d'intercalations de stérils dans la continuité du minerai alors il n'est pas rationnel d'utiliser les méthodes d'épuisement sélective ou de triage.

II.6. STRUCTURE ET PROPRIÉTÉS DU MINERAI

D'après cet indice on procède à l'élimination de la méthode d'exploitation par chambre magasin pour éviter le colmatage du minerai.

II.7. IMPORTANCE DU GISEMENT

Le gisement de B.K se classe dans la catégorie des gisements qui ont des réserves au delà de $2 \cdot 10^7$ tonnes, cet indice réduit à la fois les charges financières à la tonne, les frais généraux et les amortissements. C'est un facteur de prix où la méthode d'exploitation la plus productive est prise en considération.

II.8. PENDAGE

Le gisement de B.K est dressant, la méthode d'exploitation idéale s'effectue par étages et sous-étages avec roulage du minerai en bas.

II.9. CONTOURS DU CORPS DE MINERAI ET SON CONTACT

Le contour du minerai et son contact avec les épontes n'est pas régulier à cause de l'existence des veines, des cassures, de failles et des crevasses, dans ce cas on applique les méthodes d'exploitation dans le tableau ci-dessous en considérant le premier cas.

II.10. PROPRIETES DES ROCHES ENCAISSANTES

Du point de vue des travaux d'abattage, la stabilité des roches encaissantes est caractérisée par la distance à laquelle les roches s'effondrent derrière le front du chantier. Dans le cas des chantiers existants on n'a pas remarqué d'effondrement ce qui les classe parmi les épontes solides et stables. Ceci nous conduit à prendre en considération les méthodes d'exploitation avec soutènement naturel de l'espace exploité.

III. CLASSIFICATION DES METHODES APPLICABLES DANS LES CONDITIONS DE LA MINE DE BOUKHADRA

Les résultats finaux du choix des méthodes d'exploitation correspondant aux conditions de B.K sont donnés par le tableau suivant :

FACTEURS DE CHOIX	Méthode d'exploitation avec soutènement naturel de l'espace exploité	Méthode d'exploitation avec foudroyage du minerai et des roches encaissantes	Méthode d'exploitation avec soutènement artificiel
FACTEURS CONSTANTS · Puissance · Pendage · Stabilité	- Chambre d'étage (magasin) - Sous niveaux abattus	- Méthode d'exploitation avec foudroyage dirigé	Toutes les méthodes d'exploitation
FACTEURS VARIABLES	- Sous niveaux abattus - Chambre et piliers - Toutes les méthodes d'exploitation par chambre vide	- Sous niveaux foudroyés	Toutes les méthodes d'exploitation

IV. RECHERCHE ET CHOIX DU SYSTEME D'EXPLOITATION RATIONNEL

Après avoir analysé les conditions géominières de la mine de B.K. et en fonction de l'expérience mondiale ainsi que de l'essai des méthodes appliquées au cours de la 1^{ère} phase, nous avons proposé que le choix du système d'exploitation dans les roches relativement stables encaissant le corps minier puissant et incliné de plus de 50° ne pourrait être fait techniquement que par les systèmes suivants :

IV.1. FOUDROYAGE PROVOQUE EN SOUS NIVEAU PAR ABATTAGE MASSIQUE A LONGS TROUS (chAPITRE III, IV.2)

Les inconvénients de cette méthodes sont :

- Structure physique des roches stérils (encaissants) ne favorise pas le foudroyage.
- Le toit immédiat provoque le salissage.
- L'angle de pendage n'est pas favorable pour le soutirage total du minerai ce qui provoque l'augmentation du niveau de perte et taux de salissage.

IV.2. CHAMBRE MAGASIN ET ABATTAGE PAR LONGS TROUS A PARTIR DES CHEMINES

Cette variante n'est applicable que dans les mines non ferreuses, ces indices sont beaucoup plus désavantageux que ceux du système de foudroyage en sous niveaux. La productivité de ce système est de 25 à 40 tonnes par poste, avec un niveau de perte de 15 à 20% et une salissure de 15% en moyenne. En plus de la limitation des piliers de protection et de l'emménagement permanent du minerai suivant la longueur de bloc risque d'effondrer le toit. Cette méthode exige l'utilisation de ventilateurs secondaires dans les chantiers d'abattage à cause du manque en air frais.

IV.3. SOUS NIVEAUX ABATTU AVEC PILIERS PROVISOIRES ET
ABATTAGE DES TRANCHES VERTICALES PAR LONG TROUS
(VOIR CHAPITRE III)

Cette méthode est l'une des variantes de la méthode d'exploitation par chambre vide [fig6]. Elle est caractérisée par:

- Une grande productivité
- Un volume des travaux préparatoires et de découpage réduit par rapport aux autres méthodes.
- Un taux de salissage réduit avec un bon découpage du bloc. Il atteint en général 10% et un niveau de perte de 10 ÷ 15% ce qui conduit l'exploitation à un taux de 75% des réserves préparées.

D'après cet analyse cette méthode est approprié vu son application lors de la 1^{ère} phase; cependant une étude économique doit être faite afin de trancher définitivement sur ce choix. La méthode des sous niveaux abattus sera retenu pour la II^{ème} phase où la situation géominière de l'étage (1165 - 1225) est favorable. Au niveau 1165 se construira la galerie de base où l'exploitation sera rabattante à partir de l'Est. Le creusement de la galerie de roulage sera au mur du gîte. Le soutirage, le transport du minerai se fera à partir de ce niveau et l'avancement des travaux d'abattage sera suivant la puissance du gîte.

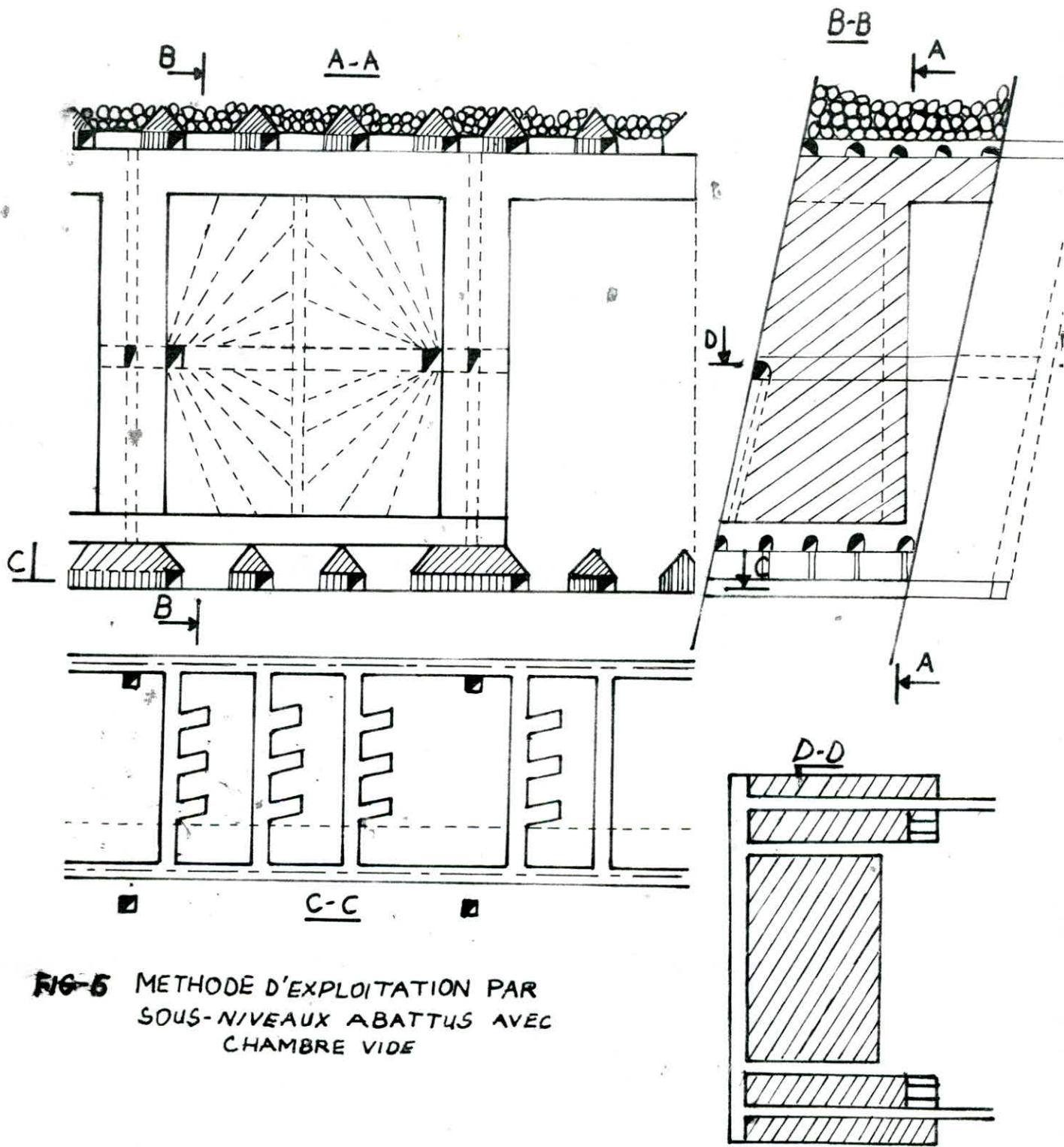


FIG-5 METHODE D'EXPLOITATION PAR
SOUS-NIVEAUX ABATTUS AVEC
CHAMBRE VIDE

V. DESCRIPTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION CHOISIE

V.1. STADES DE LA METHODE D'EXPLOITATION

L'ordre de prise des blocs lors de l'application de la méthode d'exploitation est prévu à partir des flancs du gîte en avançant suivant sa direction vu que près de 80% des réserves sont concentrés au Nord de la coupe 296 et afin d'assurer un bon aérage des chantiers d'abattage.

La méthode d'exploitation appropriée comprendra 4 stades :

- . Formation de la coupure verticale
- . Abattage de la chambre avec travaux de forage et de tir
- . Chargement et transport
- . Récupération en masse des piliers et couronnes

V.1.1. FORMATION DE LA COUPURE VERTICALE

L'accès au flancs du gîte est réalisé par l'intermédiaire des cheminés d'étage et de sous étages étages le long du contact du corps minier lors des travaux de découpage c'est ainsi qu'on réalise la saignée de découpage par élargissement de ces cheminés (fig7).

L'abattage du minerai ne peut se faire qu'en présence de la surface de dégagement égale à la surface de tranches à abattre. Plusieurs méthodes de défilage et particulièrement la méthode des sous niveaux abattus conduisent à ouvrir une coupure verticale. La coupure verticale est réalisée par le creusement à chaque sous niveau, une recoupe de forage allant de la cheminée initiale jusqu'au toit du gisement (fig8), on fore d'habitude deux rangées parallèles de 03 trous à chaque sous étage. On tire les trous d'une rangée en une seule volée alors que le retardement de tir entre les rangés doit être de 50 μ sec. Le tir est exécuté jusqu'à la réalisation de la coupure verticale sur toute la largeur de la chambre.

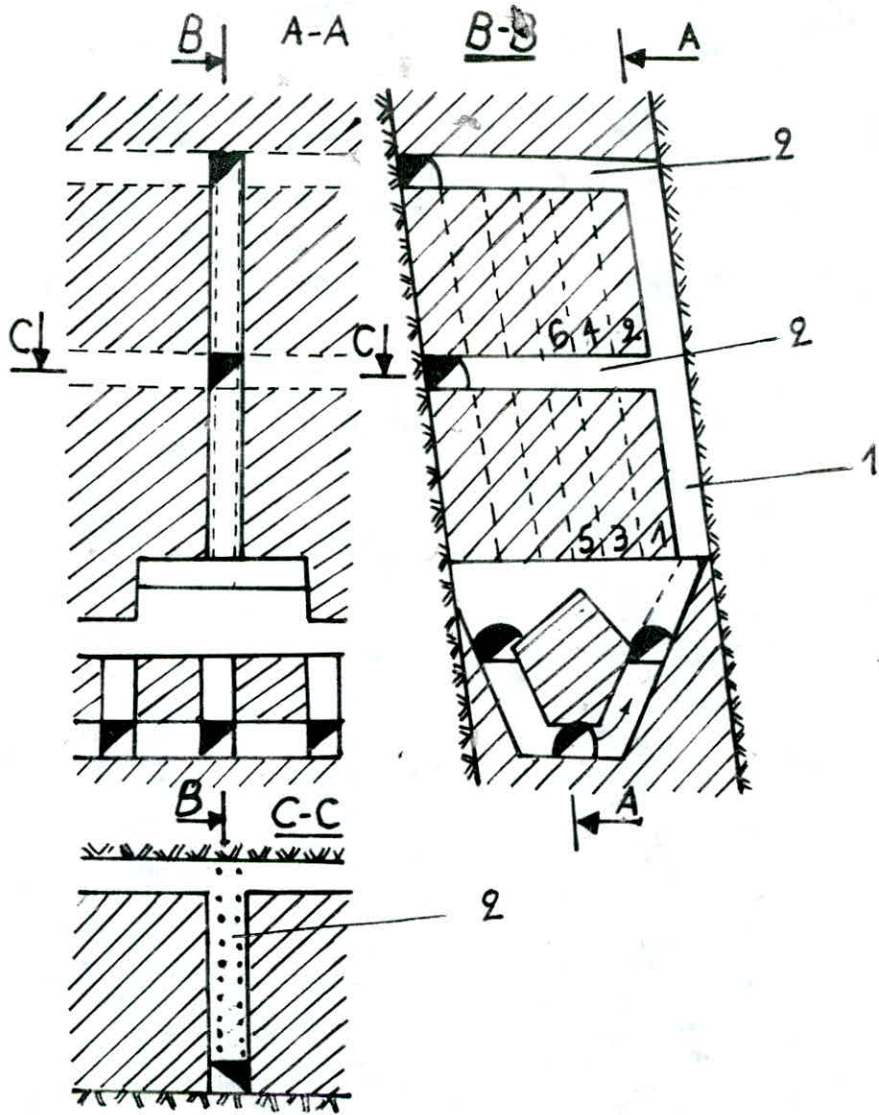


FIG 7 FORMATION DE LA SAIGNEE DE DECOUPAGE

- 1. cheminee initiale
- 2 - recoupes de sous-niveaux
- 1-6 ordre de tir des trous profonds

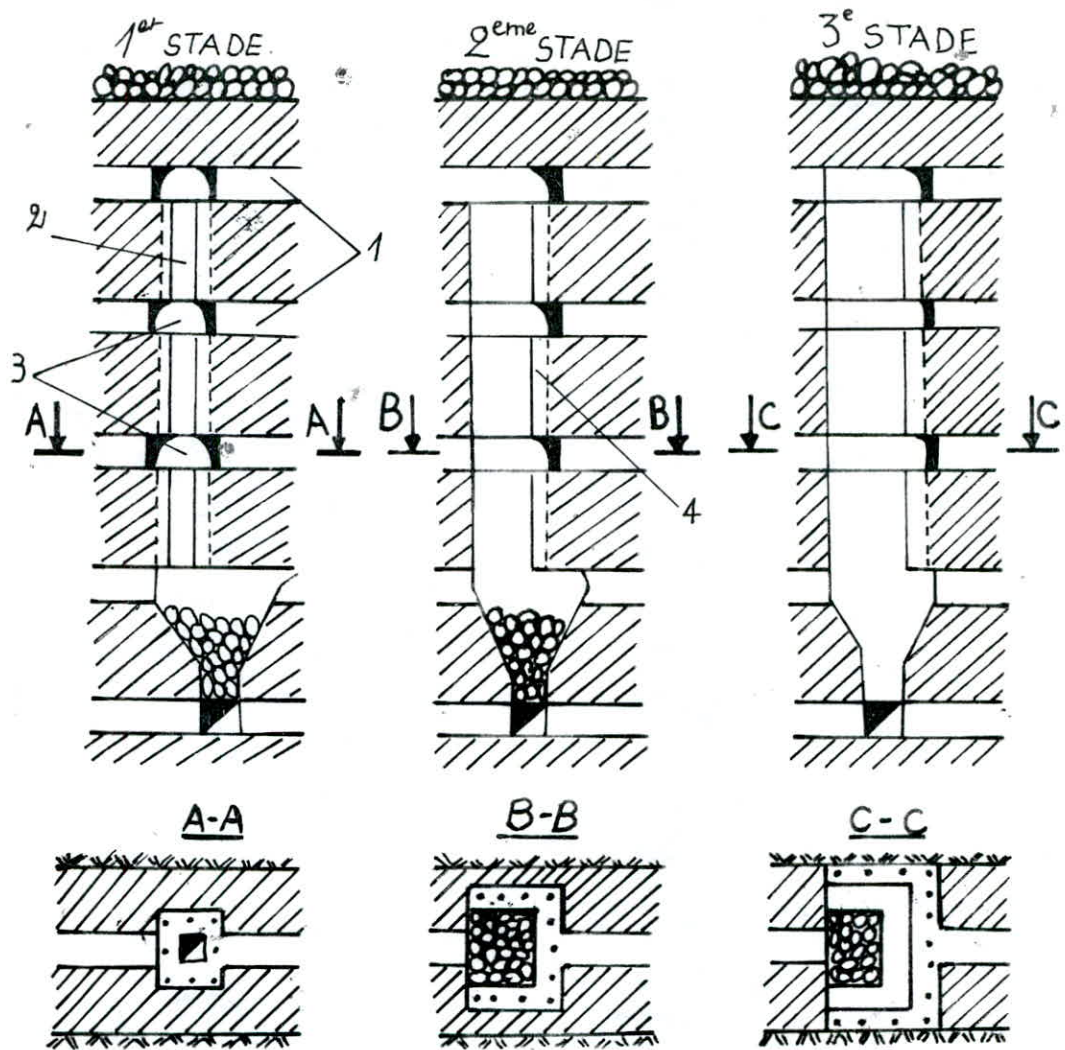


FIG 8. REALISATION DE LA COUPURE VERTICALE

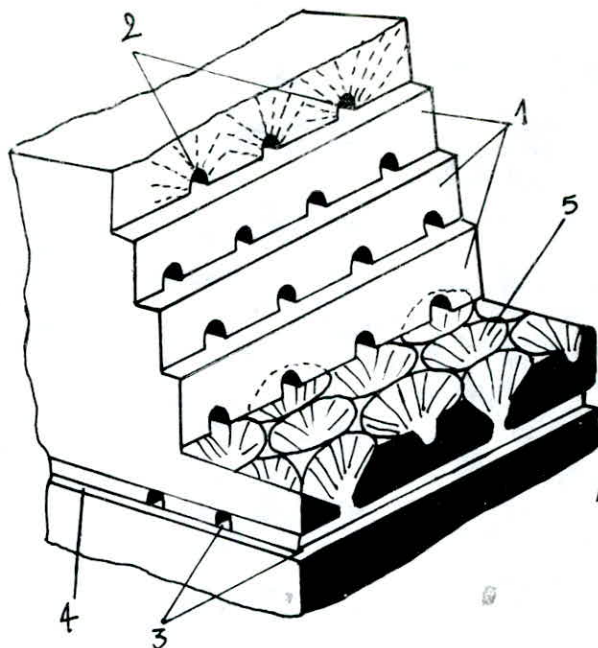
- 1 - galeries de sous-niveaux
- 2 - cheminée initiale
- 3 - première enlèvement
- 4 - enlèvement de la phase successive

V.1.2. ABATTAGE DE LA CHAMBRE

Parallèlement à la formation de la coupure verticale et suivant l'axe horizontal on réalise l'abattage de la chambre. Les sous niveaux sont abattus dans l'ordre descendant pour éviter de sous caver le niveau supérieur et on obtiendra une allure de gradins (fig9). Il est nécessaire d'organiser les travaux d'avancement (abattage des chambres) suivant un ordre bien défini pour assurer la bonne régularité des fronts en tenant compte des exigences techniques de la méthode d'exploitation.

V.1.3. CHARGEMENT ET TRANSPORT

Un des moyens de l'intensification des travaux du soutirage et du transport du minerai sera l'application des machines automotrices (Diesel) de chargement et transport sur pneus qui sont largement utilisés dans les mines étrangères. Ainsi le projet prévoit pour cela l'utilisation des machines de type EIMCO (fig10) qui ont prouvé leur efficacité à la mine d'El Abed et pendant la première phase.



- 1 - gradins droits
- 2 - allongements
- 3 - recoupes
- 4 - galerie de roulage
- 5 - entonnoires

FIG 9 - ABATTAGE DESCRIPTIVE
D'APRES METHODE
D'EXPLOITATION EN VUE
PERSPECTIVE.

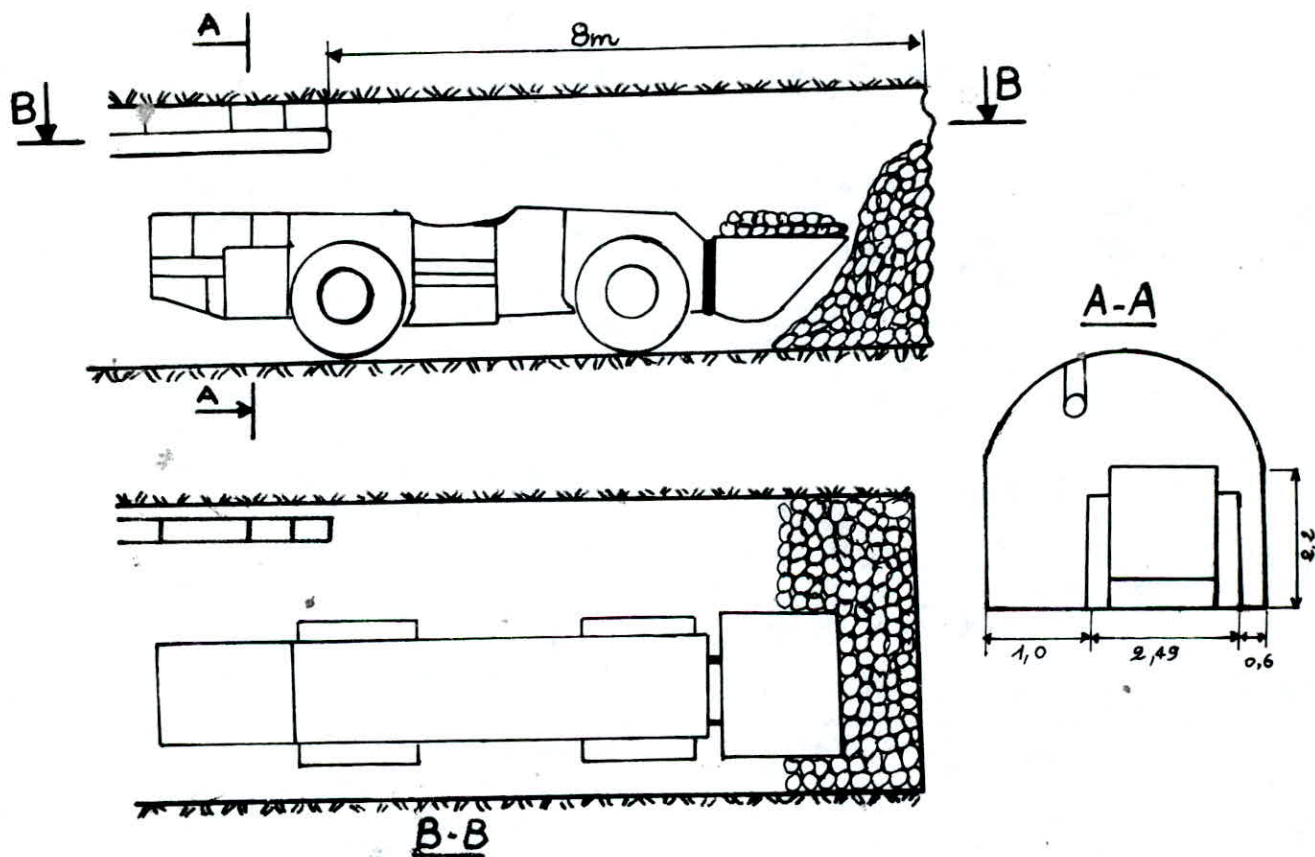


FIG 10 - CHARGEMENT DU MINERAL ABATTEU [Ech 1/100]

V.1.4. RECUPERATION DES PILIERS ET COURONNES

la préparation du niveau de tête est réalisé par galerie au rocher, on procède à la récupération des piliers après abattage des chambres, la récupération des piliers et couronnes doit être effectué en même temps. L'aéragé sera en boucle vu l'exploitation rabattante des blocs.

La récupération des piliers de couronnes, des piliers entre chambres ainsi que du-stot du niveau de base de l'étage ancien se fait par un tir en masse. Pour les piliers on emploie le même mode d'abattage que dans la chambre et on s'efforcera de réduire le nombre de tir en masse pour garantir une meilleure stabilité. Le pilier de couronne et les piliers entre les chambres sont minés et tirés par trous profonds.

Le stot du niveau de basse dans l'ancien étage est détruit par fourneaux de mine. Le foudroyage de la couronne se fait avec retard par rapport au tir des piliers entre les chambres. Le soutirage définitif se fait jusqu'à ce que la dilution atteigne une limite admissible.

En conclusion on peut dire que cette méthode est bien connue des mines métalliques, elle est très employée dans des gisements importants (Rio, Noranda, Suède). Dans notre cas les allongements ou sous niveaux sont creusés parallèlement aux épontes et on abat, à partir de ces galeries des blocs parallélépipédiques, après foration en éventail. L'abattage d'un bloc ne peut se faire que sur une surface de dégagement, égale à la surface de la tranche ce qui conduit au début de l'exploitation à ouvrir des saignées pour créer ces surfaces libres. On le fait par sorte de chambres magasins.

V.2. CLACUL DES PARAMETRES DE CONSTRUCTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION

V.2.1. HAUTEUR D'ETAGE ET DE SOUS ETAGE

La hauteur d'étage est de 60m, elle est admise par analogie avec le système des galeries en sous niveaux. Elle concorde avec la hauteur prise lors de la première phase et les normes techniques d'élaboration des projets.

La hauteur de sous étage est de 25 à 30m, elle est plus apte pour cette variante et permet d'amortir les frais d'ossature sur un tonnage plus élevé et réduit ainsi le coût de la tonne extraite.

V.2.2. LARGEUR DU FRONT DE TAILLE

La largeur du front de taille lors du soutirage au front est calculée d'après les formules empiriques, en tenant compte des propriétés physico-mécaniques du minerai et des roches encaissantes ainsi que de l'angle de pendage du gîte [5].

V.2.2.1. Largeur admissible du front de taille basée sur la rationalité du soutirage

la largeur B_1 est donné par :

$$B_1 = \frac{2 \cdot a \cdot b \cdot (1 + \operatorname{tg}^2 \alpha)^{0.5}}{(b^2 + a^2 \operatorname{tg}^2 \alpha)^{0.5}} ; [m]$$

a : diamètre à la base de l'entonnoir : 3,0m

b : diamètre au sommet de l'entonnoir : 6,0m

α : angle moyen du pendage du corps minier : 60°

$B_1 = 9m$

V.2.2.2. Largeur admissible du front de taille basée sur les propriétés physico-mécaniques du minerai et des roches encaissantes [5].

Vu l'absence des données réelles relative aux caractéristiques physico-mécaniques du minerai et des roches encaissantes dans les différents ouvrages souterrains de la mine, nous avons pris en considération lors des calculs des valeurs orientables.

$$B_2 = \frac{3,58}{n} \cdot \frac{(F_c(h)^{1.5} \cdot K_1)^{0.625}}{(H \cdot d)} ; [5]$$

F_c : résistance à la compression admise : $2000t/m^2$
 B_2 : largeur admissible du front de taille : m
 n : coefficient de réserves à la résistance des roches de fissuration moyenne : 2,5
 h : hauteur du pilier au dessus du front de taille de l'ouvrage (hauteur de sous-étage) : 30m
 K_1 : coefficient de foisonnement des roches lors de l'abattage du minerai dans le milieu serré : 1,3
 H : profondeur maximale des ouvrages miniers : 300m
 d : poids volumique du minerai : $2,8t/m^3$
donc $B_2 = 8,75m$

Selon les conditions de la mine, la largeur maximale du front de taille serait de 10m, étant donnée que l'angle de pendage du corps minier ne dépasse pas 65° .

V.2.3. LONGUEUR DU FRONT DE TAILLE

Cette longueur se détermine selon la productivité de travail du matériel de chargement et de transport. Selon les normes de travail des mines métalliques, la nature de la méthode d'exploitation et les conditions de la mine, la longueur de roulage ne doit pas être supérieure à 150m.

V.2.4. ANGLE DE PENDAGE DE LA TRANCHE A ABATTRE

La valeur de l'angle de pendage de la tranche à abattre est admise en se basant sur la pratique des mines de fer et en utilisant les résultats des essais réalisés sur place lors du soutirage. Théoriquement les pertes du minerai augmentent si l'angle de pendage de la tranche varie de 65° à 70° et c'est la valeur de la salissure qui augmente si le pendage de la tranche est de 90° .

Les conditions favorables de soutirage ne sont atteints que pour un angle d'inclinaison de 80° où l'ellipsoïde de soutirage s'insère dans le contour de la tranche à abattre.

V.2.5. EPAISSEUR DE LA TRANCHE A SOUTIRER

Elle se détermine à partir des conditions d'optimisation du soutirage d'après la formule ; [5]

$$M = 0,1515 h_k + 0,5m \quad ; \quad [m]$$

h_k : hauteur critique de deversement dans l'ellipsoïde de soutirage elle varie en fonction de l'angle de pendage du corps minier : 18 - 20m

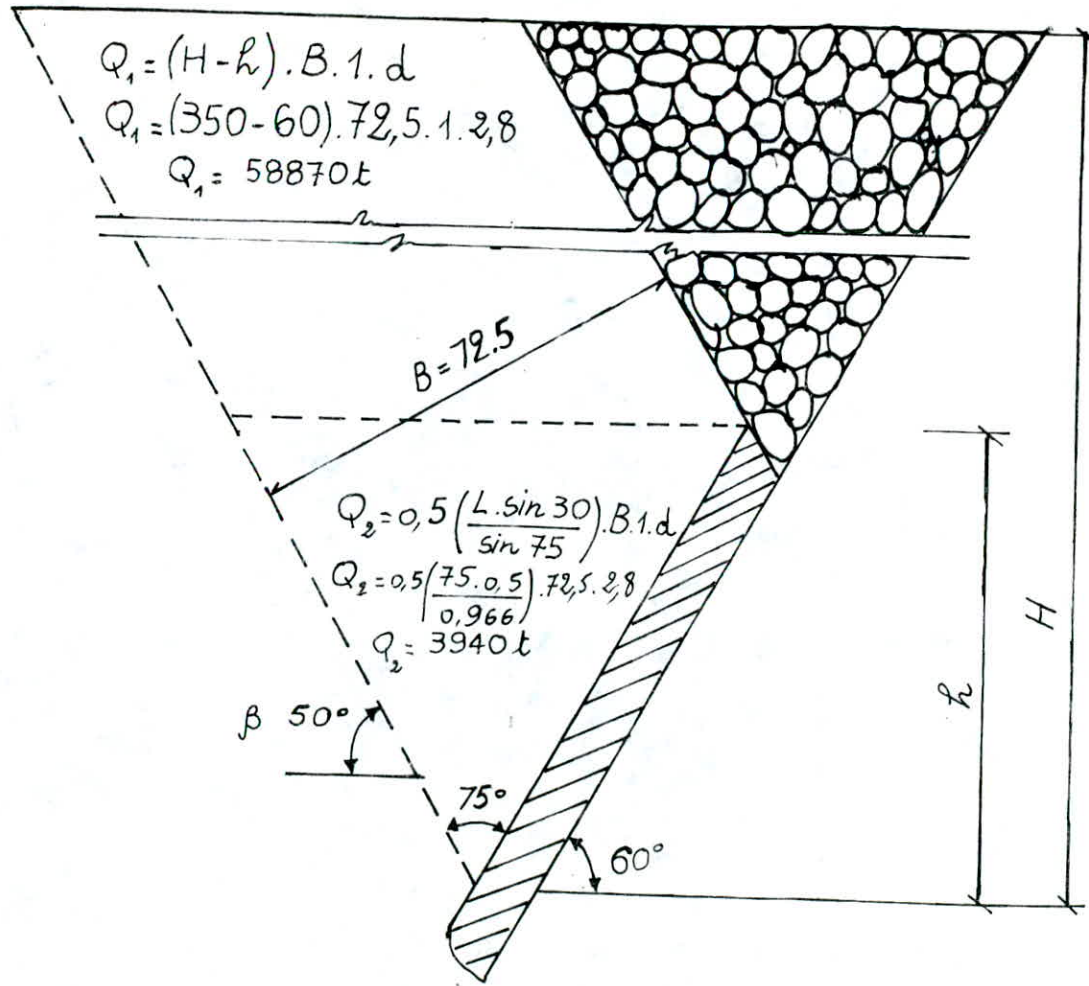
m : Largeur de la zone de fonctionnement de la saignée de soutirage : 0,8m

$$M = 3,53m$$

V.2.6. LARGEUR DU PILIER PROVISOIRE

Le calcul des dimensions des piliers entre chambre est fait d'après la méthode de S.BORICENKO dans le cas des corps dressants et semi-dressants [5].

Les calculs montrent que si la longueur de la chambre est égale à 35m la largeur du pilier doit être égale à 7m et 8m si la longueur de la chambre atteint 40m. (fig11).



CALCUL D'UN PILIER ENTRE CHAMBRES

1. Poids d'un prisme de déplacement référé à 1 mètre carré de la longueur du gîte en direction :
 $Q = Q_1 + Q_2 = 58870 + 3940 = 62810 \text{ t}$
2. Charge du pilier référé à 1 m.c de la longueur du gîte :
 $P = \frac{Q \cdot \sin(90 - \varphi)}{\cos \varphi} = \frac{62810 \sin(90 - 26)}{\cos 26} = 62810 \text{ t}$

$\beta = 50^\circ$ - angle de déplacement des roches

φ : angle de frottement interne

θ : angle d'inclinaison des lignes de Luders pour les calcaires ; $= 58^\circ$

$$\varphi = 2\theta - 90 = 2 \cdot 58 - 90 = 26^\circ$$

3. Largeur du pilier

$$L_p = \frac{P \cdot B'}{S_{cp} \cdot B \cdot p} = \frac{62810 \cdot 40}{5000 \cdot 72,5 \cdot 62810} = 8,34 \text{ m}$$

$B' = 35 + 40$ - largeur d'une chambre ; m

S_{cp} : contrainte admissible de compression du minerai
 $= 5000 \text{ t/m}^2$

$B = 72,5$ - hauteur du prisme de déplacement

FIG.11. SCHEMA DE CALCUL DES PILIERS ENTRE CHAMBRES D'APRES S. BORICENKO

V.2.7. PERTES ET SALISSURES

Les pertes et la salissure d'exploitation sont déterminés généralement au cours des essais d'exploitation des blocs. Tout de même on y admet des valeurs déterminés d'après les formules empiriques et aussi d'après les essais d'exploitation réalisés dans les mines ayant des conditions géominières analogues.

Pour la variante du système d'exploitation élaboré et compte tenu de la géométrie régulière du corps minier ainsi que de la salissure minimale d'exploitation au cours du soutirage qui est de 7%, les pertes se déterminent d'après la formule empirique :

$$P = \frac{575 - 24,5 R}{(B)^{0,5} (R + 7)} ; (\%)$$

R : Salissure donnée : 7%

B : Largeur optimale du front : 10m

$$P = 9,1\%$$

Cette formule ne tient malheureusement pas compte de la puissance variable du corps minier qui influe sur les indices de perte et de salissure lors du soutirage.

On peut prendre les valeurs suivantes qui satisfont les normes techniques pour les calculs technico-économiques.

. Salissures : 6 ÷ 8%

. Pertes d'exploitation : 15 ÷ 18%

V.2.8. PARAMETRES DE LA METHODE D'EXPLOITATION

DESIGNATIONS	UNITE DE MESURE	VOLUME
. Hauteur d'étage	m	60
. Longueur de la chambre	m	40
. Longueur du corps minier en direction	m	500
. Puissance du corps minier (largeur)	m	5 ÷ 35
. Angle de pendage	degré °	50 ÷ 60
. Hauteur maximale de la chambre	m	42 ÷ 43
. Hauteur du fond de bloc	m	10
. Hauteur de la couronne au dessus des galeries	m	8 (7)
. Distance entre les recoupes de chargement	m	40
. Section des galeries de recoupes	m ²	7,5
. Hauteur du sous étage	m	20 ÷ 30
. Largeur de la coupure	m	3,5
. Longueur de la coupure	m	42
. Diamètre des trous profonds	mm	65
. Longueur des trous profonds	m	10 ÷ 25
. Densité de charge des trous profonds	kg/m ³	1000 ÷ 1100
. Ligne de moindre résistance	m	1,8
. Dilution d'exploitation	%	6 ÷ 8
. Pertes d'exploitation	%	15 ÷ 16

CHAPITRE V

PROJET DES TRAVAUX PREPARATOIRES ET DE DECOURAGE

DE L'ETAGE 1165/1225

I. TRAVAUX DE DECOUPAGE

L'ouverture ou découpage est le creusement des ouvrages donnant l'accès au gisement à partir du jour.

Le mode d'ouverture dépend de plusieurs facteurs dont les principaux sont :

- La topographie et la nature du sol.
- La nature du terrain et du corps minier.
- Les conditions de transport au fond et au jour.
- La production de la mine, la hauteur d'étage et la méthode d'exploitation.
- Les conditions économiques.

Ainsi le choix d'un mode rationnel d'ouverture s'effectue plus souvent par la comparaison des variantes aussi nombreuses que possibles qui aident à aboutir à un choix valable. Dans le cas de la mine de BOUKHADRA, l'ouverture se fait par galeries au jour étant donné le relief montagneux et le pendage de l'amas ainsi que la méthode d'exploitation adoptée. Le découpage comprend essentiellement :

- Le creusement de séries de cheminées au rocher
- Le creusement de recoups principales limitant le panneau
- Le creusement d'une galerie de roulage au mur du gîte

Un circuit d'air est aussi réalisé et on peut dès lors réaliser les travaux préparatoires.

Les étages et sous étages successifs se prennent dans l'ordre descendant et on devra creuser la galerie au jour et préparer l'étage suivant avant l'épuisement de l'étage supérieur. Généralement la galerie au jour d'entrée d'air de l'étage ancien est utilisée comme retour pour l'étage suivant.

Le mode d'ouverture est simple à réaliser avec une possibilité d'emploi du transport sur pneus et une absence de construction de station de culbutage, d'extraction, d'exhaure ce qui réduit les coûts de creusement et d'entretien et rend la mise en oeuvre de la mine rapide.

I.1. CREUSEMENT DES CHEMINEES PRINCIPALES

L'exécution de ces séries de cheminées se fait à partir des galeries principales sur toute la profondeur de l'amas. Elles permettent la circulation de l'air, le passage du personnel et du matériel d'entretien et de soutènement. Etant donné qu'elles délimitent le gisement en panneaux de 40m de long, nous aurons donc une série de cheminée tout les 40m. L'utilisation de ces cheminées est diversifiée il est avantageux de leur donner une section carré de 4m².

I.1.1. PERCEMENT DES CHEMINEES

Elles sont exécutées en montant en utilisant l'engin de foration ALIMAK RAISE CLIMBER STH-5L qui est disponible dans la mine. Le chantier pourra être mené à 1 seul cycle par jour reparti sur deux postes.

- 1^{er} poste : FORATION - TIR / MINEUR ET AIDE
- 2^{ème} poste : CHARGEMENT ET TRANSPORT / 01 HOMME

I.1.2. SCHEMA DE TIR

On utilise le bouchon brulé ou "burn cut" (cf.fig 12) qui utilise des trous parallèles de petites sections avec une avance remarquable dans les roches friables et dures et aussi un trou central non chargé. La répartition des charges dans les trous de mine est donnée dans le tableau 5.

I.1.3. PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR DES CHEMINEES (TABLEAU 6)

PARAMETRES	VOLUME
- Section de l'exacavation	04 m ²
- Coefficient de dureté	6 ÷ 8
- Type de machine de forage (ATLAS COPCO)	BBC 16 W
- Diamètre du trou de mine	40 mm
- Type d'explosif	GELANIT I
- Longueur du trou	1,6 m
- Type de connection	EN SERIE
- Charge spécifique de l'explosif	0,656 KG/m ³
- Coefficient d'utilisation du trou	0,94
- Consommation d'explosif pour 1 mètre d'ouvrage.	2,63 KG/m
- Longueur totale des trous	24 m
- Avancement par jour	1,5 m/JOUR
- Rendement	0,25 m/h-p
- Type de chargeuse	925. LHD EIMCO

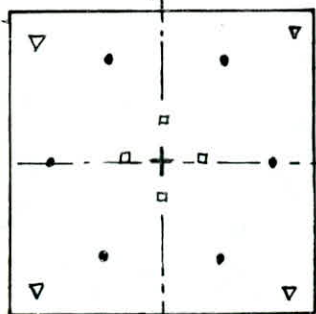
RETARD	SYMBOLE	NOMBRE DE TROUS	NBRE DE CARTOUCHES PAR TROUS	NBRE DE CARTOUCHES PAR SERIE	POIDS DE L'EXPLOSIF (KG)
-	+	01	0	0	0
0	□	04	07	28	1,40
1	.	06	06	36	1,80
2	△	04	05	20	1,0
TOTAL	-	15	-	84	4,2

TABLEAU 5 : REPARTITION DES CHARGES DANS LES TROUS

RETARD	SYMBOLE	NBRE DES TROUS	NBRE DE CARTOUCHES PAR TROUS	NBRE DE CARTOUCHES PAR SERIE	POIDS DE L'EXPLOSIF (KG)
-	.	04	08	32	1,60
1	+	04	06	24	1,20
2	□	04	05	20	1,0
3	△	12	04	48	2,4
TOTAL	-	24	-	124	6,2

TABLEAU 7 : REPARTITION DES CHARGES DANS LES TROUS

vue de face



coupe axiale

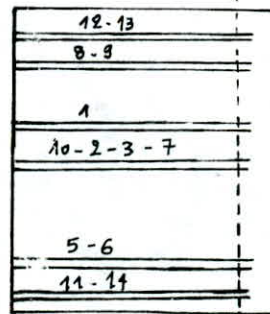


FIG 12 - PLAN DE TIR DE LA CHEMINEE

ECHELLE : 1/50

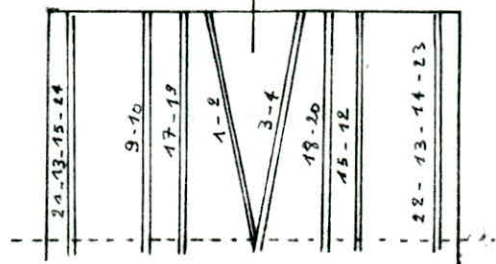
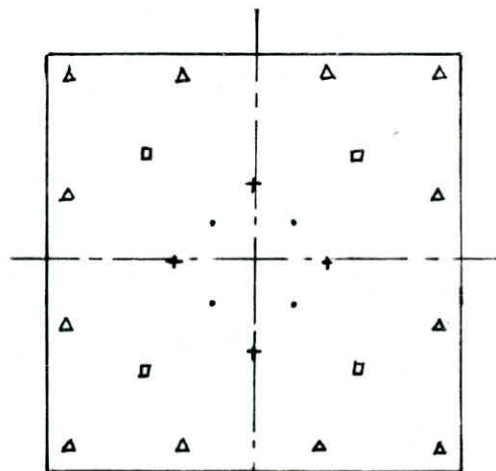
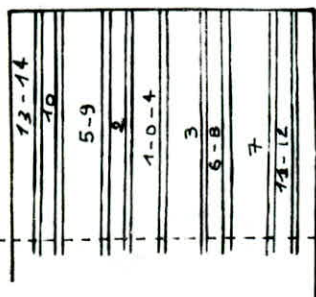
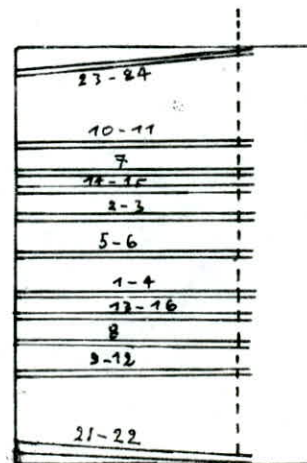


FIG 13 - PLAN DE TIR DES RECOUPES

ECH : 1/50



I.2. CREUSEMENT DES RECOUPES PRINCIPALES

Le creusement des recoupes principales délimitent les panneaux et sont au nombre de 02 par panneaux, chaque chantier d'avancement travaille à 02 cycles identiques par jour et chaque poste comprendra :

- Foration et tir : 3 hommes
- Deb lage : 1 homme

I.2.1. SCHEMA DE TIR

On utilise le bouchon convergent (cf fig 13) à 04 trous qui est généralement exécuté dans les mines. Ces quatre trous convergents constituent une charge concentrée au fond d'un trou et produit l'ouverture d'un cratère en arrachant le matériau existant entre la charge et la surface libre. En ce qui concerne l'inclinaison du bouchon, elle sera plus ouverte lorsque le terrain sera plus dur. La répartition des charges dans les trous de mine est donnée dans le tableau 7.

I.2.2. PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR DES RECOUPES (TABLEAU 8)

PARAMETRES	VOLUME
- Section de l'exacavation	7,5 m ²
- Coefficient de dureté	6 - 8
- Type de machine de forage	BBC 16 W
- Diamètre du trou de mine	40 mm
- Type d'explosif	MARMANIT II
- Longueur du trou	1,6 m
- Type de connection	SERIE
- Charge spécifique de l'explosif	0,52 KG/m ³
- Coefficient d'utilisation du trou	0,94
- Consommation d'explosif pour 1 mètre d'ouvrage.	3,63 KG/m
- Longueur totale des trous	38,4 m
- Longueur d'avancement par jour	1,5 m/JOUR
- Rendement	0,375 m/h-p
- Type de chargeuse	925. LHD EIMCO

I.3. CREUSEMENT DES GALERIES DE ROULAGE

Au niveau 1165 on creuse la galerie de roulage principale au mur du gisement le long du panneau, elle permettra l'évacuation des produits lors de l'abattage et de la récupération de piliers, de même au niveau 1195 on creuse la galerie de roulage du sous niveau supérieur.

I.3.1. DETERMINATION DE LA SECTION TRANSVERSALE NETTE DE L'EXCAVATION DE ROULAGE AU NIVEAU 1165

La détermination de la section nette de l'ouvrage nécessite la connaissance des caractéristiques techniques des machines disponibles dans la mine afin de dimensionner cet ouvrage.

I.3.1.1. Caractéristiques des chargeuses transporteuses utilisées à BOUKHADRA

CARACTERISTIQUES DES MACHINES	DIMENSION	925 L H D EIMCO	913 L H D EIMCO
- Longueur totale	m	8,458	7,24
- Largeur	m	2,490	1,83
- Hauteur au roulage	m	4,826	1,88
- Capacité maximale de transport	kg	8165	4916
- Capacité du godet standard	m ³	3,820	2,3
- Capacité du réservoir hydraulique	l	403	361
- Pression de décharge	1 bar	136	-
- Diamètre de verrin de levage	mm	177	-
- Réservoir gaz-oil	l	341	189
- Puissance	CV	185	(.)
- Rayon de bramage extérieur	m	-	4,98
- Vitesse maximale	km/h	-	16
- Garde au sol	m	-	0,30

I.3.1.2. Détermination de la section transversale nette de l'excavation de roulage 1165 A L'AIDE DE LA 925 L.H.D EIMCO

La section nette de la galerie d'étage est donnée par la formule suivante [11].

$$S_n = B_n (h'_p + 0,26 B_n) ; [m^2]$$

B_n : Largeur nette de l'excavation ; m

h'_p : Hauteur nette de l'excavation ; m

$$B_n = m + A + n ; [m]$$

A : Largeur du matériel roulant ; (A = 2,49)

m : Distance entre le matériel roulant et le soutènement :
(m = 0,6 d'après pratique)

n : Largeur de passage du personnel ; (n = 1 d'après pratique)

$$\text{donc } B_n = 4,10m ;$$

HAUTEUR D'EXCAVATION

$$h_{ex} = h_p + h_v ; [m]$$

h_p : Hauteur prise en fonction de la hauteur du matériel roulant et de la taille des ouvriers = 2,2m

h_v : Hauteur de la voûte ; [m]

Cette hauteur est prise selon les conditions et les propriétés des roches.

Si $f < 3$ alors $h_v = \frac{B_n}{2}$

$f > 3$ alors $h_v = \frac{B_n}{3}$

dans notre cas $h_v = \frac{B_n}{3}$ d'où $h_v = 1,36m$

donc $h_{ex} = 2,2 + 1,36 = 3,56$

RAYON DE L'AXE DE LA VOUTE R

$$R = 0,692 B_n = 0,692 \cdot 4,1 = 2,83m$$

$$\text{Donc } h'_p = h_p + h_B ; \quad [m]$$

h_B : Hauteur du balastre (dans notre cas $h_B = 0$)
et $h'_p = 2,2m$

$$\text{Finalement } S_n = 4,1 (2,2 + 0,26 \cdot 4,1) = 13,39m^2$$

PERIMETRE DE L'EXCAVATION

$$P_{ex} = 2h_p + 2,33 B_n ; \quad [m]$$

$$P_{ex} = 2 \cdot 2,2 + 2,33 \cdot 4,1 = 13,95m$$

DIMENSIONS DE LA SECTION DE L'EXCAVATION A TERRE NUE

La largeur de l'excavation à terre nue B'_t est donnée par :

$$B'_t = B_n + 2T ; \quad [m]$$

T : Epaisseur de la paroi de soutènement

$$T = 1,25 d ; \quad [m]$$

d : Epaisseur du soutènement au niveau de la voûte

$$d = 0,1 \left(1 + \frac{(B_n)^{0,5}}{3} \right) ;$$

$$d = 0,1 \left(1 + \frac{(4,1)^{0,5}}{3} \right) = 0,22m$$

$$\text{ET } T = 1,25 \cdot 0,22 = 0,27m$$

L'épaisseur du soutènement au niveau du pied

$$h = 1,5 T = 1,5 \cdot 0,27 = 0,40m$$

$$\text{donc } B'_t = 4,1 + 2 \cdot 0,27 = 4,64m$$

HAUTEUR D'EXCAVATION A TERRE NUE

$$h_t = h_p + h_v + d \quad ; \quad [m]$$

$$h_t = 2,2 + 1,36 + 0,22 = 3,78m$$

donc la section à terre nue $S_{tn} = B'_t (h_p + 0,26 B'_t)$

$$S_{tn} = 4,64 (2,2 + 0,26 \cdot 4,64) = 15,80m^2$$

I.3.1.3. Paramètres et dimensions de l'excavation

PARAMETRES	DIMENSIONS	GALERIE DE ROULAGE NIV. 1165 AVEC CHARGEUSE 925 L.H.D EIMCO	GALERIE DE ROU- LAGE NIV.1195 AVEC CHARGEUSE 913 L.H.D EIMCO
- Longueur nette de l'excava- tion; B_n	m	4,10	3,40
- Largeur nette de l'excava- tion; h_p	m	2,20	2,20
- Largeur du matériel roulant; A	m	2,49	1,80
- Distance entre matériel roulant et soutènement; m	m	0,60	0,6
- Largeur du passage du personnel	m	1,0	1,0
- Hauteur de la voûte; h_v	m	1,36	1,13
- Rayon de l'axe de la voûte; R	m	2,38	2,35
- Section nette de l'excava- tion; S_n	m ²	13,39	10,49
- Périmètre de l'excavation; P_{ex}	m	13,95	12,36
- Epaisseur du soutènement au niveau de la voûte; d	m	0,22	0,20
- Epaisseur de la parois de soutènement; T	m	0,27	0,25
- Hauteur d'excavation à terre nue, h_t	m	3,78	3,49
- Section à terre nue	m ²	15,80	12,11

I.3.2. PERCEMENT DES GALERIES DE ROULAGE

Etant donné que nous avons seulement un seul traçage parallèlement à la direction du gîte par sous niveaux, on peut donc mener en un seul panneau le traçage de deux galeries. Chaque chantier d'avancement sera effectué à deux cycles identique par jour. Chaque poste comprend :

- FORATION ET TIR : 04 hommes
- EVACUATION DES DEBLAIS : 01 homme

I.3.3. SCHEMA DE TIR

La forme de base du front d'attaque selon les conditions de la mine est l'attaque à pleine section. Elle permet d'avoir une production par homme poste plus élevée, un avancement rapide et moins de temps perdu. Cependant il faut tenir compte de l'efficacité du schéma de tir afin d'éviter les ratés et d'avoir une bonne sécurité des Ouvriers et des installations.

Le bouchon utilisé lors du creusement de ces galeries sera un bouchon convergent VCUT (cf.fig 14) centré dans le tiers inférieur où la roche présente une dureté remarquable ce qui permettra d'avoir une faible consommation d'explosifs et une granulométrie plus grande. La répartition des charges dans les trous de mine est donnée dans le tableau 9.

I.3.4. PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR DES GALERIES DE ROULAGE (TABLEAU 10)

PARAMETRES	VOLUME
- Section de l'exacavation	14 m ²
- Coefficient de dureté	6 - 8
- Type de machine de forage	BBC 16 W
- Diamètre du trou de mine	40 mm
- Type d'explosif	GELANIT I
- Longueur du trou	1,6 m
- Type de connection	EN SERIE
- Charge spécifique de l'explosif	0,80 KG/m ³
- Coefficient d'utilisation du trou	0,94
- Consommation d'explosif pour 1 mètre d'ouvrage.	11,25 KG/m
- Longueur totale des trous	73,6 m
- Longueur d'avancement par jour	1,5 m/JOUR
- Rendement	0,3 m/ h-p
- Type de chargeuse	925. LHD EIMCO

RETARD	SYMBOLE	NBRE DE TROUS	NBRE DE CAR-TOUCHE PAR TROUS	NBRE DE CARTOUCHES PAR SERIE	POIDS DE L'EXPLOSIF (KG)
.	.	06	12	72	3,60
0	+	12	08	96	4,8
1	□	12	08	96	4,8
2	△	16	06	96	4,8
TOTAL	/	46	/	360	18,0

TABLEAU 9: REPARTITION DES CHARGES DANS LES TROUS

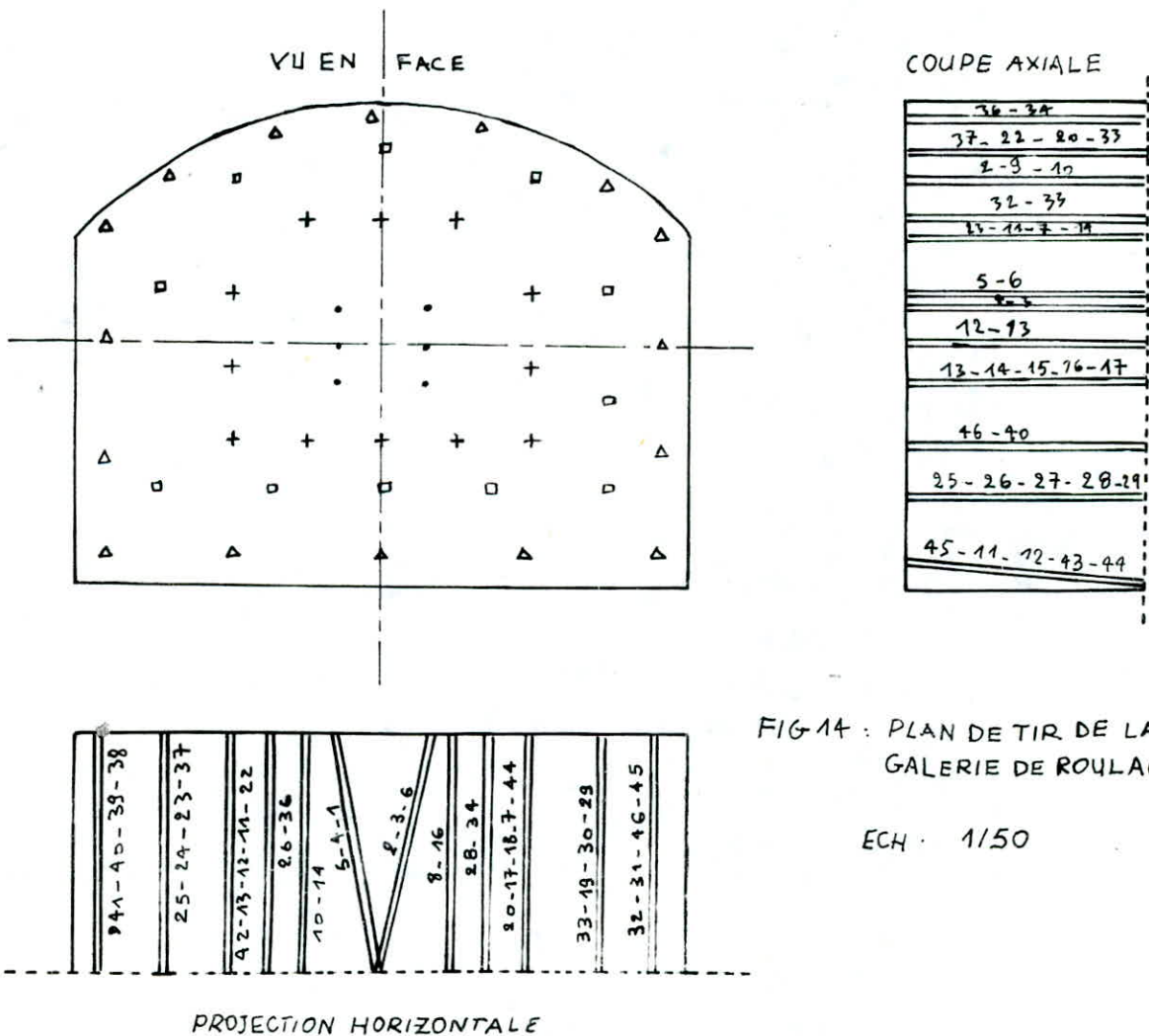


FIG 14 : PLAN DE TIR DE LA GALERIE DE ROULAGE

ECH : 1/50

En ce qui concerne la vérification finale, comme toujours, elle sera faite à l'occasion de l'exécution du plan de tir dans le chantier, où les résultats initiaux des premiers cycles de travail doivent être examinés très soigneusement lorsque des modifications seront nécessaires. Ces modifications s'avèrent nécessaires à cause du manque de pratique des Ouvriers piqueurs et de l'hétérogénéité du terrain afin d'éviter les perturbations dans les travaux. C'est donc l'expérience basée sur l'observation et le raisonnement d'évaluer correctement la charge spécifique et le plan de tir adéquat.

II. TRAVAUX PREPARATOIRES

Après l'ouverture du gisement on creuse des ouvrages préparatoires destinés à partager le champ minier en panneaux et à assurer ainsi l'abattage du minerai, la circulation du personnel, le transport et la ventilation. Comme travaux préparatoires nous aurons des travaux préparatoires d'abattage et des travaux préparatoires de chargement et de roulage.

☛ Dimension des chambres (panneaux) :

- Longueur moyenne 40m
- Hauteur maximale 42m
- Largeur (en fonction de la puissance) 05 - 35m

II.1. TRAVAUX PREPARATOIRES D'ABATTAGE

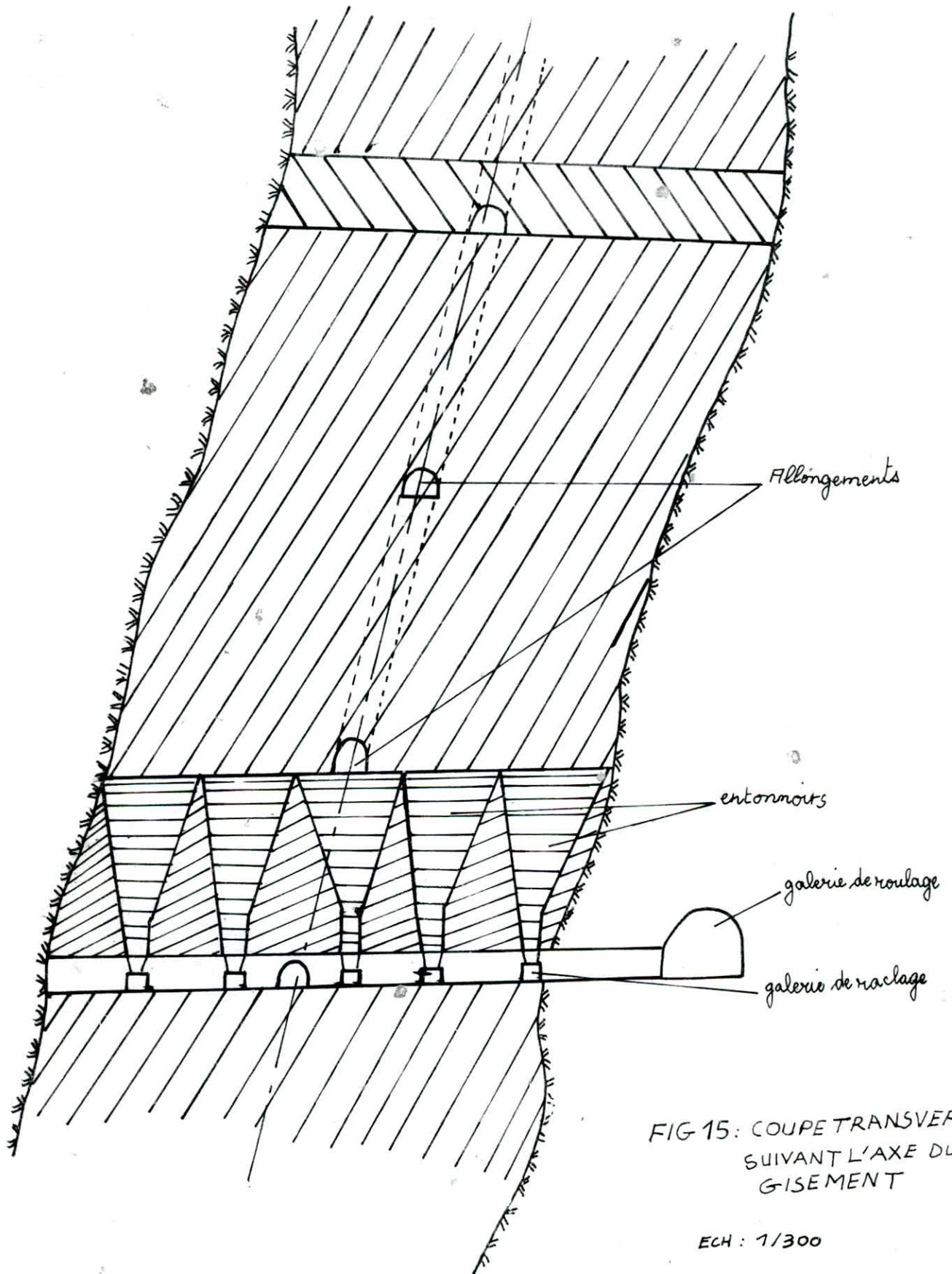
Ce sont les travaux servant à délimiter dans le panneau les sous niveaux et dans lesquels seront tracés les allongements. Suivant la méthode d'exploitation préconisée, on aura un allongement par sous niveau.

II.1.1. CREUSEMENT DES ALLONGEMENTS

Les galeries d'accès au minerai seront tracés parallèlement par sous niveaux donc on aura à creuser allongements par étage (cf.fig.15).

II.1.2. SCHEMA DE TIR

Pour toutes les caractéristiques se rapporter au creusement des galeries de roulage au rocher [1.3.2].



II.2. TRAVAUX PREPARATOIRES DE CHARGEMENT ET DE ROULAGE

Ces travaux comprennent le creusement d'entonnoirs de soutirage et le traçage des galeries de raclage.

II.2.1. CREUSEMENT D'ENTONNOIRS DE SOUTIRAGE

Ces entonnoirs seront édifiés de part et d'autre des galeries de raclage et sont disposés comme l'indique la fig 15.

Les dimensions de ces entonnoirs sont :

- Ouverture au sommet : 6m
- Ouverture à la base : 1,5m
- Pente d'écoulement des produits = 45 à 50°

Pour le creusement d'un entonnoir on procédera comme suit: un montage dans le stot de protection (comme pour une cheminée) dont l'ouverture étroite au départ (d = 1,5m) croit en s'élevant jusqu'à atteindre un diamètre égale à 6m au sommet. Une dalle de 1,50m d'épaisseur sera laissée au sommet (pour la sécurité) qu'on abattra par la suite lors de la mise en activité de l'entonnoir.

Pour une sécurité meilleur ce creusement pourra s'effectuer au fur et à mesure de l'exploitation du panneau.

II.2.2. TRACAGE DES GALERIES DE RACLAGE

Elles sont creusées dans le stot de protection. Chaque galerie permettra le raclage des produits de deux séries d'entonnoirs. Le traçage se fera au rythme d'un avancement par poste soit 2 avancements par jour.

Chaque poste comprendra :

FORATION, TIR ET CHARGEMENT AVEC quatre HOMMES

II.2.3. SCHEMA DE TIR (cf.FIG 16)

La répartition des charges dans les trous de mine est donnée dans le tableau 11.

II.2.4. PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR DES GALERIES DE RACLAGE (TABLEAU 12)

PARAMETRES	VOLUME
- Section de l'exacavation	6,25 m ²
- Coefficient de dureté	6 - 8
- Type de machine de forage	BBC 16 W
- Diamètre du trou de mine	40 mm
- Type d'explosif	MAMRMANITE III
- Longueur du trou	1,6 m
- Type de connection	EN SERIE
- Type de bouchon	CONVERGENT A 4 TROUS
- Charge spécifique de l'explosif	0,6KG/m ³
- Coefficient d'utilisation du trou	0,94
- Consommation d'explosif par 1 mètre d'ouvrage.	3,72kg/m
- Longueur d'avancement par poste	1,5 m/p
- Largeur total du trou	30,4 m
- Rendement	0,375 t/h-p

TABLEAU 11: REPARTITION DES CHARGES DANS LES TROUS.

RETRARD	SYMBOLE	NOMBRE DE TROUS	NBR DE CARTOUCHES PAR TROUS	NBR total de cartouche	Poids d'explosifs (K G)
-	•	04	08	32	1,60
1	+	04	07	28	1,40
2	□	04	06	24	1,20
3	△	07	05	35	1,75
TOTAL	/	19	/	119	5,95

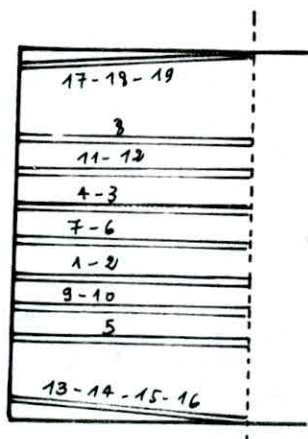
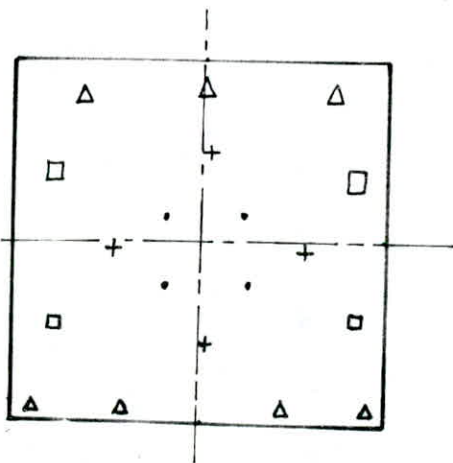
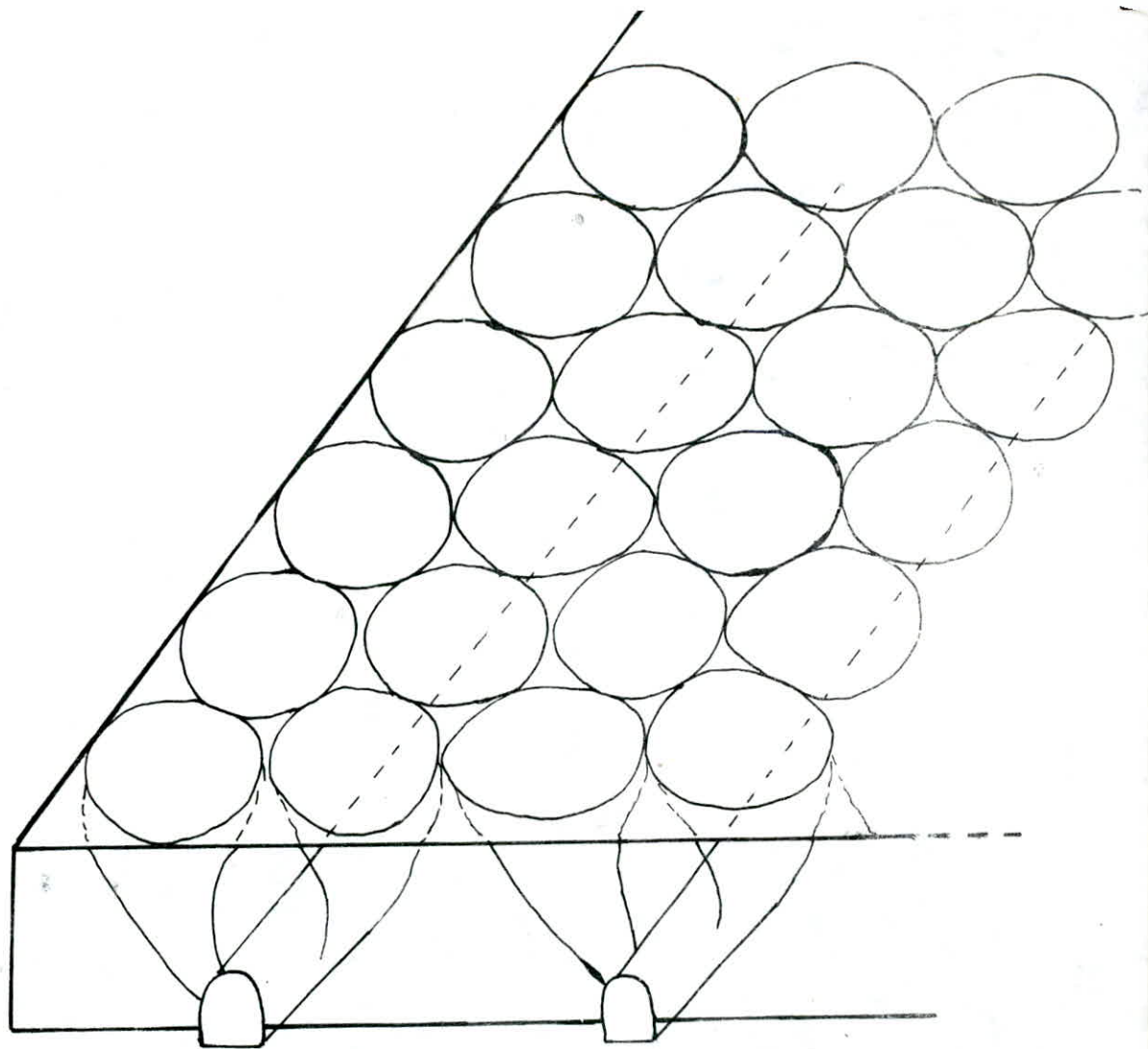
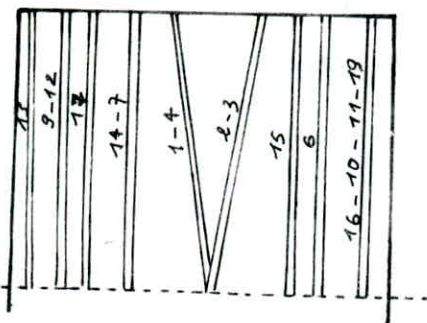


FIG 16 : PLAN DE TIR DES GALERIES DE RACLAGE



DISPOSITION DES SERIES D'ENTONNOIRS DANS LE PANNEAU (SCHEMA DESCRIPTIF)



III. ORGANISATION DES TRAVAUX PREPARATOIRES ET DE DECOUPAGE

Les travaux préparatoires ne se font pas au fur et à mesure de l'exploitation mais avant l'exploitation des panneaux. Durant le découpage de l'amas au niveau d'étage 1165/1225, on définit plusieurs panneaux dont le tonnage varie entre 50.000 et 140.000 tonnes.

Sachant que la production journalière prévu est de l'ordre de 1400T/jour soit par an elle sera de $1400 \cdot 250 = 350.000T/an$.

La durée de vie d'un panneau sera de :

Puisque 350.000t/an vont être produit par 2 panneaux, la production par panneau sera égale à 175.000t/an d'ou la durée d'un panneau = $\frac{140\ 000}{175\ 000} = 0,8$ ans

III.1. ORGANISATION DES DIVERS TRAVAUX EXECUTES DANS CHAQUE OUVRAGE

Le temps de préparation d'un panneau étant le même pour les 2 panneaux, donc les travaux préparatoires pour un panneau seront organisés comme suit :

- Cheminée :

Une cheminée par panneau sera tracée nous avons :

- . Longueur de traçage = 60m
- . Durée effective d'un panneau = 0,8 ans
Où la durée réelle sera = $\frac{360 \times 0,8}{30} = 4,8$ mois
- avec un avancement mensuel = $\frac{60}{4,8} = 12,5m / mois$
- et un avancement journalier = $\frac{12,5}{25} = 0,5m / jour$

Le tonnage de minerai enlevé par panneau durant le creusement de la cheminée de section $4m^2 = 60 \times 4 \times 2,8 = 672T$. Pour 2 panneaux = 1344T.

Tonnage par jour = $4 \times 2,8 \times 0,50 = 5,6T$
Pour 2 panneaux = $2 \times 5,6 = 11,2T$.

- ALLONGEMENTS

Le nombre de sous niveaux est de 2 au 1195 et au 1175 donc on creusera 02 allongements par étage.

longueur totale de traçage = $40 \times 2 = 80\text{m}$

Avancement minimum par mois = $\frac{80}{9,6} = 8,33\text{m/mois}$

Avancement minimum par jour = $\frac{8,33}{25} = 0,33\text{m/jour}$

Tonnage du minerai enlevé par panneau durant le creusement des allongements de section $14\text{m}^2 = 14 \times 2,8 \times 80 = 3136\text{T}$

pour 2 panneaux le tonnage est de 6272T

Tonnage enlevé par jour est de $14 \times 2,8 \times 0,33 = 12,94\text{T/Jour}$

pour 2 panneaux = 25,88T

- ENTONNOIRS

Suivant la largeur du gîte nous aurons $\frac{30}{6} = 5$ entonnoirs

et suivant la longueur $\frac{40}{6} = 7$ entonnoirs

donc le nombre d'entonnoir par panneau = $7 \times 5 = 35$

On peut assimiler un entonnoir à un cône circulaire et utiliser la formule donnant le volume d'un cône circulaire :

$$V = \frac{\pi}{3} h [R^2 + r^2 + (R - r)]$$

R = 3m ; rayon du haut

r = 0,75 ; rayon du bas

h = 7,5 ; hauteur de l'entonnoir

donc le tonnage d'un entonnoir est de 259,7 T

donc le tonnage enlevé par panneau = $260 \times 35 = 9100\text{T}$
pour 2 panneaux = 18200T

Rythme de creusement mensuel = $\frac{35}{9,6} = 3,64$ entonnoir / mois

Rythme journalier = $\frac{3,64}{25} = 0,15$ entonnoir

Tonnage journalier = $260 \times 0,15 = 39\text{T/j.panneau}$
et pour 2 panneaux = 78 T / j.

- GALERIES DE RACLAGE

Nous avons 07 séries d'entonnoirs dans le sens de la longueur donc nous aurons 03 galeries de raclage de 30m de long soit $3 \times 30 = 90\text{m}$ de galerie.

Le tonnage récupéré par panneau durant le creusement = $6,25 \times 2,8 \times 90 = 1575\text{T}$.

soit 3150T par 2 panneaux.

Avancement minimum mensuel = $\frac{90}{9,6} = 9,375\text{m} / \text{mois}$

et avancement journalier = $0,375\text{m} / \text{jour}$

le tonnage récupéré par jour = $6,25 \times 2,8 \times 0,375 = 6,56\text{T} / \text{jour}$

pour les 2 panneaux le tonnage = $13,13\text{T} / \text{jour}$

En conclusion nous pouvons dire que Le tonnage de minerai enlevé durant les travaux préparatoires par panneau sera de :

$672 + 3136 + 9100 + 1575 = 14.483\text{T} / \text{panneau}$.

et le tonnage récupéré par jour durant les travaux préparatoires pour un panneau.

$5,6 + 12,94 + 39 + 6,56 = 64,1\text{T} / \text{jour}$

Pour les deux panneaux : 28966T ET $128,2\text{T} / \text{jour}$.

III.2. BILAN DES TRAVAUX PREPARATOIRES ET DE DECOUPAGE
D'UN PANNEAU (TABLEAU 13)

	NATURE DES TRAVAUX	NBRE	SECTION (m ²)	LONGUEUR UNITAIRE (m)	LONGUEUR TOTALE (m)	TONNAGE DES EPONTES (T)	TONNAGE DU MINERAI ENLEVE (T)	H.P	m/H.P	T/H.P
T V DE DECOUPAGE	Cheminée roché	1	4	60	60	672	-	240	0,25	2,8
	Galerie de roula- ge(rocher)	3	14	40	120	4368	-	400	0,3	10,92
	Recoupes principa- les	2	7,5	25	50	975	-	134	0,375	7,27
	T O T A L	-	-	-	230	5967	-	-	-	-
T V PREPARATOIRES	Cheminée	1	4	60	60	-	672	240	0,25	2,8
	Allonge- ments	2	14	40	80	-	3136	277	0,3	11,76
	Galerie de racla- ge	3	6,25	30	90	-	1575	240	0,375	6,57
	Enton- noirs	35	Diamètre Au sommet à la base et hauteur		6m 1,5m 7,5	-	9100	1866	-	4,875
	Creuse- ment des- niches au rocher	3	6,25	4	12	195	210	-	-	-
	T O T A L	-	-	-	-	242	-	14693	3397	-

II.3. NOMBRE DE CHANTIERS NECESSAIRES A LA PREPARATION D'UN PANNEAU

III.3.1. TRAVAUX DE DECOUPAGE

- . Cheminées creusées en 1 chantier à 2 postes où 1,5m/jour d'avancement.
- . Recoupes principales exécutées en 1 chantier à 2 cycles d'avancement par jour d'ou 3m/ jour.

donc un chantier à 2 postes par jour suffira pour le creusement des ces galeries en éffet la durée théorique sera : $\frac{40}{1,5} + \frac{50}{1,5} + \frac{120}{3} = 100$ jours

III.3.2. TRAVAUX PREPARATOIRES

- . Cheminées découpées en 1 chantier à 2 postes soit 1,5m/Jour.
- . Allongements exécutés dans un chantier à 2 cycles d'avancement soit 3m/jour.
- . Le creusement des entonnoirs se fera avec une cadence de 0,15 entonnoirs en 1 chantier d'avancement à 02 postes par jour.

Donc au total nous aurons 03 chantiers travaillant 02 postes/jour et l'effectif global du pesonnel nécessaire à la préparation d'un panneau s'établit comme suit :

III.3.3. EFFECTIF GLOBAL DU PERSONNEL POUR LES TRAVAUX PREPARATOIRES ET DE DECOUPAGE (TABLEAU 14)

			NOMBRE DE CHANTIER	NOMBRE D'OUVRIER PAR CHANTIER	NOMBRE D'OUVRIER PAR POSTE	NOMBRE DE POSTES	NOMBRE D'OUVRIER PAR JOUR
TRAVAUX D'OUVERTURE	CHANTIER I	Cheminées recoupés galeries et roulage	01	04	04	02	08
		Chef de poste	-	-	01	02	02
TRAVAUX PREPARATOIRES	CHANTIER II	Cheminées Allongements	01	04	04	02	08
		Creusement des entonnoirs	01	04	04	02	08
		Chef de poste	-	-	01	02	02
	CHANTIER III	Creusement des galeries de raclage et riches	01	04	04	02	08
		Chef de poste	-	-	01	02	02
ENTRETIEN ET SECURITE		Entretien des galeries	-	-	04	02	08
		Electromécaniciens réparateur, technicien etc....			03	02	06
		Divers			02	02	04
		Chef de poste principale			01	02	02
		T O T A L			29	02	58

Volume spécifique des travaux de préparation et de découpage =

Volume des travaux préparatoires et de découpage/panneau
tonnage par panneau

$$V = \frac{240 + 1680 + 375}{672 + 3136 + 1575 + 210} = 0,41\text{m}^3 / \text{tonne}$$

Le rendement de travail par panneau sera égale à $\frac{128,2}{29} = 4,42\text{T/h-p}$

CHAPITRE VI

PROCESSUS DU SYSTEME D'EXPLOITATION

PROJETE POUR LA II^{eme} PHASE

I.1. CALCUL DES PARAMETRES DE FORATION, DE TIR ET DE TRANSPORT LORS DE LA REALISATION DE LA COUPURE VERTICALE

Comme nous l'avons décrit dans le chapitre IV au paragraphe V.1.1, la formation de la coupure verticale sera réalisée par des trous profonds parallèles de 65mm de diamètre tirés sur une largeur de 3,5m. Les divers paramètres techniques sont :

- La ligne de moindre résistance :

Elle est la même que pour l'abattage de la chambre
soit $W = 1,8m$ (cf II.1)

- Volume abattu par volée

$$V_{CP} = (S_c - S_{gf}) B_c \quad ; \quad t$$

V_{CP} : Volume abattu par volée

S_c : Section de la coupure $30 \times 3,5 = 105m^2$

S_{gf} : Section de la galerie de forage : $10m^2$

ρ : Poids volumique du minerai = $2,8t/m^3$

B_c : Puissance de la coupure : $04m$

$$V_{CP} = (105 - 10) \cdot 4 \cdot 2,8 = 1064t$$

- Nombre de trous profonds

Le nombre de trous profonds par rangée est

$$N_{TR.F} = \frac{(W_c + 1)}{a} \quad ; \quad \text{trous}$$

W_c : Largeur de la coupure = $3,5m$

a : Distance entre les trous

$$a = m \cdot W \quad ; \quad (m)$$

m : Coefficient de rapprochement des trous = 1

W : Ligne de moindre résistance

$$N_{TR.F} = \frac{3,5}{1,8} + 1 = 03 \text{ trous}$$

Le nombre de rangée

$$n_r = \frac{B_c}{a} \quad \text{où} \quad n_r = \frac{4,0}{1,8} = 2 \text{ rangées}$$

Le nombre totale des trous est ^{de} 06

- Longueur des trous profonds

$$l_{tr} = n_{tr} \cdot L_c \quad ; \quad m$$

L_c : Hauteur de la coupure = 20m

donc $l_{tr} = 6.20 = 80m$

- Volume abattu par mètre de trou

$$V_{A1} = m_1 \cdot W_G^2 \cdot d \cdot u \quad ; \quad t/m$$

m_1 : Distance relative entre les trous : 1m

u : Coefficient tenant compte de la diminution du volume du minerai = 0,85

$$V_{A1} = 1 \cdot (3,5)^2 \cdot 2,8 \cdot 0,85 = 29,16 \quad t/m$$

- Quantité d'explosif pour l'abattage d'une tranche

$$Q_{exp} = q \cdot L_{tr} \cdot B \quad ; \quad (kg/cycle)$$

q : Consommation spécifique : 2,32kg/m

B : Coefficient tenant compte du bourrage : 0,9

$$Q = 2,32 \cdot 120 \cdot 0,9 = 250,56kg/cycle$$

- Consommation spécifique précisée

$$Q' = \frac{Q_{exp}}{V_{cp}} \quad ; \quad kg/t$$

$$\text{d'où } Q' = \frac{250,56}{1064} = 0,24 \quad kg/t$$

- Temps de forage des trous

$$t_f = \frac{L_{tr}}{N_f \cdot N_{pers}} \quad ; \quad (\text{Poste})$$

N_f : Norme de forage = 50m/poste

N_{pers} : Nombre de forreurs : 03

donc $t_f = \frac{120}{50 \cdot 3} = 0,8P.$

- Temps de chargement des trous

$$t_{ch} = \frac{60 \cdot K_{exp} \cdot Q_{exp}}{N_{mcha} \cdot T_{ch} \cdot K_4 \cdot T_p} \quad (\text{poste})$$

K_{exp} : Coefficient tenant compte des dépenses de temps pour la livraison des explosifs dans une machine
= 2,5

N_{mcha} : Nombre de machine de chargement des trous : 01

R_{ch} : Rendement technique de la machine de chargement :
1000kg/h

K_4 : Coefficient tenant compte du temps de poste : $K_4 = 0,6 \div 0,75$

T_p : Temps d'un poste = 480min

$$t_{ch} = \frac{60 \cdot 2,5 \cdot 250,56}{1000 \cdot 0,7 \cdot 480} = 0,11p$$

- Temps de chargement de l'évacuation du minerai du chantier d'abattage

$$t_{ev} = \frac{V_{cp} \cdot n_{ext}}{N_m \cdot (1-d) \cdot n_m} \quad ; \quad (\text{Poste})$$

n_{ext} : Coefficient d'extraction = 0,95

N_m : Rendement de la machine de transport = 485t/poste

d : Coefficient de dilution = 0,08

n_m : Nombre de machine de chargement = 0,3

$$t_{ev} = \frac{1064 \cdot 0,95}{485(1-0,08) \cdot 0,3} = 0,75 P.$$

- Dépense de travail pour le forage

$$D_{for} = t_f \cdot n_f \quad ; \quad (h - p)$$

n_f : Nombre d'ouvrier pour le forage : 03

$$D_f = 0,8 \cdot 3 = 2,4 \quad h-p$$

- Dépense spécifique de travail pour le forage

$$d_f = \frac{D_f}{V_{cp}} \quad ; \quad h - p / t$$

$$d_f = \frac{2,4}{1064} = 22,5 \cdot 10^{-4} \quad h - p / t$$

- Rendement d'un ouvrier lors du forage

$$T_f = 1/d_f \quad ; \quad t/h - p$$
$$T_f = 444,33 \quad t/h - p$$

- Dépense de travail lors du chargement des trous

$$D_{ch} = t_{ch} \cdot n_{ch} \quad (h-p)$$

n_{ch} : Nbre d'ouvrier chargeurs de trous = 1

$$D_{ch} = 0,11 \quad (h-p)$$

- Rendement d'un ouvrier pour le chargement des trous

$$R_{ch} = \frac{V_{cp}}{D_{ch}} \quad t/h-p$$

$$R_{ch} = \frac{1064}{0,11} = 9672,7 \quad t/h-p$$

- Dépense de travail pour l'évacuation du minerai

$$D_t = t_{ch} \cdot n_{ouv} \quad ; \quad h - p$$

$$D_t = 0,75 \cdot 3 = 2,25 \quad h - p$$

- Rendement de travail d'un ouvrier lors de l'évacuation du minerai

$$r_{ch} = \frac{V_{cp}}{D_t} \quad t/h-p$$

$$r_{ch} = \frac{1064}{2,25} = 472,89 \quad t/h - p$$

- Consommation d'air comprimé lors du chargement des trous

$$Q_{air} = \frac{60 \cdot n_{mch} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot T_{ch}}{V_{cp}} \quad ; \quad m^3/t.$$

K_1 : Coefficient tenant compte de l'augmentation de la consommation d'air due à l'usure = 1,1

K_2 : Coefficient tenant compte des fuites d'air = 1,2

$$Q_{air} = \frac{60 \cdot 1 \cdot 1,1 \cdot 1,2 \cdot 0,11}{1064} = 8,18 \cdot 10^{-3} \quad m^3/t$$

- Consommation d'air comprimé pour les machines de forage

$$Q_{air} = 60 \cdot \frac{n_{mf} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot T_f}{V_{cp}} \quad ; \quad m^3/t$$

$$Q_{air} = 60 \cdot \frac{1.1, 1.1, 2.0, 8}{1064} = 59,5 \cdot 10^{-3} m^3/t$$

- Consommation de la mèche de sécurité pour le cordeau

$$C_{cord} = K_{cor} \cdot \frac{L_{tr}}{V_{cp}}$$

$$K_{cor} : \text{Coef.} = 1,1 \quad \text{donc} \quad C_{cord} = 1,1 \cdot \frac{120}{1064} = 0,12 m/t$$

II.1. CALCUL DES PARAMETRES DES TRAVAUX D'ABATTAGE PAR LONG TROUS EN ENVENTAIL

Sur la base des normes technologiques d'élaboration des projets de mine de fer nous avons choisi d'utiliser les trous profonds en éventail lors de l'abattage (cf. fig 17) ceci nous permet d'avoir une bonne fragmentation, une distribution régulière de la charge et une réduction des travaux d'abattage. Les paramètres des travaux de tir et de forage des trous en éventail sont les suivants :

- Consommation spécifique en explosif [12]

$$Q = 0,01 f \cdot \frac{Z (1 - 0,01 K_H \cdot C)}{E (P - R \cdot C)} \quad \text{kg/m}^3$$

f : Coefficient de dureté d'après PROTODIAKONOV : 6÷8
 Z : Coefficient de la granulométrie du minerai abattu=11
 E : Coefficient de l'effet de l'explosif : 3,4
 K_H: Coefficient de chargement du minerai % = 4
 C : Dimension maximale du minerai abattu : 0,3m
 P : Coefficient = 0,39
 R : Coefficient = 0,3

d'après ce tableau on tire les valeurs de K_H et Z [12]

KH	0	4	5	10
Z	25	11	9,3	7,6

Sachant que la dureté du minerai varie entre 6 et 8 nous aurons les consommations spécifiques suivantes en appliquant la formule ci-dessus.

f	CONSOMMATION SPECIFIQUE q [kg / m ³]
6	0,634
7	0,74
8	0,84

- Détermination de la distance entre les bouts des trous de mine

$$q = 0,75 d \cdot \frac{(d_E)^{0,5}}{(q)}$$

d : diamètre des trous en mètre : 0,065m
 d_E : densité d'explosif : 1000kg/m³

donc nous aurons :

f	a (m)
6	1,94
7	1,79
8	1,68

- Ligne de moindre résistance

$$W = 0,75 d \frac{(dE)^{0,5}}{(m.9)}$$

m : Coefficient de rapprochement ($m = \frac{a}{W}$)

$$\text{donc } W = (0,75)^2 \cdot d^2 \cdot \frac{dE}{a \cdot q}$$

Le tableau suivant résume tout les caractéristiques du schéma de tir suivant la dureté de la roche minéralisée.

f	W (m)	a (m)	m	q (kg/m ³)	d (m)
6	1,937	1,94	1	0,634	0,065
7	1,78	1,79	1	0,74	0,065
8	1,68	1,68	1	0,84	0,065

- Longueur des trous pour abattre le volume de minerai dans la chambre

$$l_{\text{tr}} = n_{\text{tr}} \cdot l_{\text{tr1}} ; \quad [m]$$

l_{tr1} = Longueur d'un trou

n_{tr} = Nombre de trous

Puisque l'abattage sera réalisé par tranche de 3,6m de puissance sur toute la largeur du gîte, le nombre de trous sera : $n_{\text{tr}} = \frac{l}{W} = \frac{30}{1,8} = 17$ trous

à deux rangés $l_{\text{tr}} = 2 \cdot 17 \cdot 20 = 680m$

- Quantité d'explosif à l'abattage du volume de minerai dans la chambre

$$Q = q_t \cdot l_{\text{tr}} ; \quad [KG]$$

q_t : Consommation d'explosif par mètre de trou ; [KG/m]

$$q_t = 0,785 \cdot d^2 \cdot K_{\text{CH}} \cdot d_E$$

K_{CH} : Coef de chargement des trous profonds = 0,7 - 0,75

$$q_t = 0,785 \cdot (0,065)^2 \cdot 0,7 \cdot 1000 = 2,32KG/m$$

d'où $Q = 2,32 \cdot 680 = 1577,6 \text{ KG}$ (cf. Tableau 15)

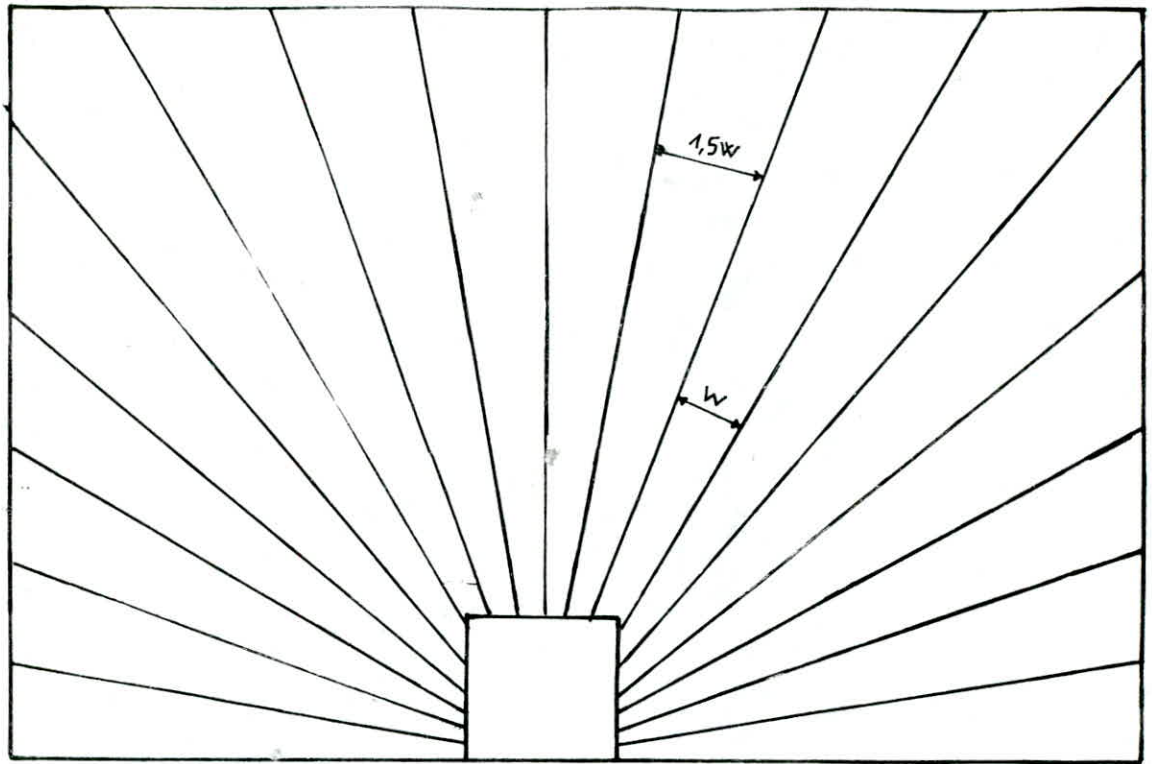


FIG 17 SCHEMA DE TIR EN EVENTAIL LORS DE L'ABATTAGE

ECH : 1/2

NOMBRE DE TROUS	LONGUEUR UNITAIRE [m]	LONGUEUR TOTALE [m]	INCLINAISON AL' HORIZONTAL	DISTANCE ENTRE ORIFICES	q ₀ DEXPLOSIF PAR TROU	q ₀ DEXPLOSIF PAR SERIE	LONGUEUR DE CHARGE [m]
02	14	28	10	0,4	36,5	73	13
02	14,8	29,6	20	0,4	39	78	14
02	15,8	31,6	30	0,4	41,5	83	14,5
02	20	40	40	0,4	51,5	103	17,5
01	21,6	43,2	50	0,8	54,0	108	18
02	21,2	42,4	60	1,0	54,0	108	18
02	19,2	38,4	70	0,9	54,0	108	18
02	16,2	32,4	80	0,7	44,0	88	15
01	16,5	33	90	0,7	43,0	48	15

TABEAU 15 : REPARTITION DES CHARGES DANS LES TROUS DE MINE

- Norme de forage de trous profonds

La productivité de travail par poste lors de la foration des trous de diamètre 65mm dans le front d'abattage est établi par la formule suivante : [5]

$$N_f = \frac{T_D - T_{Df} - T_S - T_{Pers}}{(t_o + t_b) \left(1 + \frac{a}{100}\right)} \cdot \frac{N}{K_c} \quad [m]$$

T_D : Durée d'un poste = 480min

T_{Df} : Durée des opérations préparatoires pour une équipe de 02 personnes = 30min

T_S : Durée de préparation du lieu de travail = 30min

T_{Pers} : Durée des interruptions réglementaires du personnel = 10min

a : Durée de repos = 7 - 10% de la durée de l'opération (dans notre cas $a = 0$)

N : Nombre d'engins de foration = 2

K_c : Coef de coincidence du temps d'occupation d'un ouvrier sur un engin = 1 - 1,03

t_o : Norme de la durée générale de la foration de 1 mètre de trous de 65mm de diamètre de la machine de foration = 1,31min/m

t_b : Norme de la durée des travaux auxiliaires (allongements des boulons, passage à la foration du trou suivant) = 2,39min/m

donc
$$N_f = \frac{480 - 30 - 30 - 10}{(1,31 + 2,39) \left(1 + \frac{0}{100}\right)} \cdot \frac{2}{1,03} = 214 \text{ m}$$

Pour 1 ouvrier la norme de travail est $N_f = 100\text{m/poste}$

- Temps de forage

$$t_f = \frac{l_{tr}}{N_f \cdot N_{mf}}$$

N_{mf} : Nombre de machine de forage = 1

$$t_f = \frac{680}{100 \cdot 1} = 6,8P$$

- Dépense des travaux de forage

$$D_f = t_f \cdot n_{of}$$

n_{of} : Nombre d'ouvrier forreur = 2

$$D_f = 6,8 \cdot 2 = 13,6 \text{ h - p}$$

- Productivité d'un ouvrier

$$P_{ouv} = \frac{V_{mc}}{D_f}$$

$V_{m.c}$: Volume du minerai abattu dans la chambre

$$V_{m.c} = (20 \cdot 30 - 14) \cdot 3,6 \cdot 2,8 = 5907 \text{ t}$$

$$\text{donc } P_{ouv} = \frac{5907}{13,6} = 434,39 \text{ t/h - p}$$

- Rendement d'un poste de la chargeuse transporteuse
EIMCO 925 L H D et 913 L h D

Sachant les caractéristiques techniques de ces machines. Leurs rendements est déterminé selon l'expression suivante:

$$R_p = \frac{n \cdot Q_{ch} [T_p - (T_{op} + T_{or} + T_{at} + T_{at} + T_{np})]}{T_c}$$

n : Nombre de machine = 01

Q_{ch} : Capacité de charge de la machine (t)

T_p : Durée d'un poste = 480min

T_{op} : Temps des opérations préparatoires = 20min

T_{or} : Temps des opérations réglementaires = 15min

T_a : Temps des opérations auxiliaires n'ayant pas de lieu avec le cycle de chargement et de transport = 30min

T_{at} : Temps d'arrêt technique = 20min

t_{np} : Arrêt non prévu = 15min

T_c : Durée d'un cycle d'une chargeuse = 5min

$$Q_{ch} = \frac{Q_g \cdot K_r \cdot d}{K_f} \quad (t)$$

Q_g : Capacité du godet de la chargeuse
 925 = 3,8 m³
 913 = 2,3 m³

K_f : Coefficient de foisonnement = 1,5
 K_r : Coefficient de remplissage = 0,9
 d : Masse volumique du minerai = 2,8 t/m³

$$\frac{Q_{ch}}{925} = \frac{3,8 \cdot 0,9 \cdot 2,8}{1,5} = 6,384 \text{ t.}$$

$$\frac{Q_{ch}}{913} = \frac{2,3 \cdot 0,9 \cdot 2,8}{1,5} = 3,864 \text{ t.}$$

donc

$$R_{925P} = \frac{1 \cdot 6,384 [480 - (20+15+30+20+15)]}{5} = 485,18 \text{ t/p}$$

$$R_{913P} = \frac{3,864 [480 - 120 + 15 + 30 + 120 + 15]}{5} = 293,66 \text{ t/p}$$

- Temps de chargement des trous

$$t_{ch} = \frac{60 \cdot K_{exp} \cdot Q_{exp}}{N_{mexp} \cdot \Gamma_{ch} \cdot K_u \cdot T_p} \quad ; \quad [P]$$

$$t_{ch} = \frac{60 \cdot 2,5 \cdot 1577,6}{1 \cdot 0,7 \cdot 480 \cdot 1000} = 0,7 \text{ P}$$

- Dépenses de travaux de chargement des trous

$$D_{ch} = t_{ch} \cdot n_{ch} \quad ; \quad (h - p)$$

n_{ch} : Nombre de travailleurs

$$D_{ch} = 0,7 \cdot 2 = 1,4 \text{ h-p}$$

- Rendement de travail d'un ouvrier

$$R_{ch} = \frac{1}{d_{ch}}$$

d_{ch} : Dépenses spécifique de travail de chargement des trous.

$$d_{ch} = \frac{D_{ch}}{Q_{exp}} \cdot \frac{1,4}{1577,6} = 8,8 \cdot 10^{-4} \text{ h - p/t}$$

d'où $R_{ch} = 1126,85 \text{ t/h - p}$

- Consommation de la mèche de sécurité du cordeau

$$C_m = \frac{K_m \cdot l_{tr}}{V_{m.c}} = \frac{1.680}{5906,9} = 0,115 \text{ m/t}$$

$$K_m = 1$$

- Consommation en energie pneumatique

$$Q_{air} = \frac{n_{tr} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot 60 \cdot T_r}{V_{m.c}} ; \quad [m^3/t]$$

$$Q_{air} = \frac{1.1.1.1.2.60}{5906,9} = 0,092 \text{ m}^3/t$$

- Consommation des fleurets

Elle est déterminée suivant la pratique sur le terrain

$$Q_{f1} = 53,04 \text{ kg}$$

d'où la consommation en fleurets est :

$$C_{f1} = \frac{53,04}{5906,9} = 0,009 \text{ kg/t}$$

- Consommation des détonateurs

$$C_{det} = \frac{1,1 \cdot n_{tr} \cdot n_d}{V_{m.c}} ; \quad [\text{pièce/tonne}]$$

n_d : Nombre de détonateurs par trous = 02

$$C_{det} = \frac{1,1.34.2}{5906,9} = 0,013 \text{ pièce}$$

II.2. CYCLOGRAMME DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR DE LA
DE LA FORMATION DE LA COUPURE VERTICALE (cf TABLEAU 16)

II.3. CYCLOGRAMME DES TRAVAUX D'ABATTAGE (cf TABLEAU 17)

II.4. EVACUATION DU MINERAI DANS LE QUARTIER D'EXPLOITATION

Le minerai abattu est collecté dans les entonnoirs et déversé dans les galeries de raclage où il est repris par scraper vers la galerie de roulage où il sera acheminé vers le lieu d'évacuation; sachant que la production journalière est de 1400T/jour, calculons ainsi le temps de raclage nécessaire.

Etant donné que dans la *plupart* du temps nous aurons *deux* galeries de raclage en activité, notre calcul portera donc sur l'utilisation de *deux* scrapes ayant la possibilité de racler tout le minerai.

$$\text{Volume à racler} = \frac{1400 \cdot 1,7 \cdot 1,2}{2 \cdot 2,8} = 510 \text{m}^3$$

1,7 : Coefficient de foisonnement
1,2 : Coefficient d'irrégularité
2,8 : Densité du minerai
2 : Deux galeries de raclage

soit Q le débit horraire en m³

$$Q = \frac{K \cdot C \cdot V \cdot 3600}{2 \cdot L}$$

K : Rendement de l'exploitation minerai tendre; K= 0,6-0,65
C : Capacité du scraper ; C = 0,8m³
V : Vitesse = 1m/s
L : Distance moyenne = 20m

$$Q = \frac{0,6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 3600}{2 \cdot 20} = 43,2 \text{m}^3/\text{h}$$

NATURE DES TRAVAUX	1 ^{er} POSTE								2 ^{ème} POSTE							
	1	2	3	4	5	6	7	8	1	2	3	4	5	6	7	8
PREPARATION DU CHANTIER																
FORATION DU PLAN DE TIR																
CHARGEMENT DES TROUS																
EVAQUATION DU MATERIEL																
TIR ET VENTILATION																
CONTROL DU CHANTIER																
CHARGEMENT ET TRANSPORT																

TABLEAU 16 CYCLOGRAMME DES TRAVAUX DE TIR ET DE FORAGE LORS DE LA FORMATION DE LA COUPURE VERTICALE

NATURE DES TRAVAUX	DUREE	CHANTIER I							CHANTIER II							
		1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7	8
FORATION DU PLAN DE TIR	6,8 P															
EVAQUATION DU MATERIEL	0,0625 P															
CHARGEMENT DES TROUS	0,7 P															
TIR ET VENTILATION	0,125 P															
PURGEIGE	0,25 P															
CONTROLE DES CHANTIERS	0,125 P															
SOUTIRAGE ET RACLAGE	6,3 P															

TABLEAU 17 CYCLOGRAMME DES TRAVAUX D'ABATTAGE

Temps de raclage d'une volée

$$t_r = \frac{510.60}{43,2} = 708,33 \text{min} = 12 \text{heures}$$

donc nous aurons à prévoir 2 Postes/jour pour le scrapage

Puissance du scraper

$$\text{Nous avons } N_{(cv)} = (P_v + P_u) \cdot \frac{f \cdot v}{75K}$$

P_v : Poids vide du scraper = 700kg

P_u : Poids util

$$P_u = \frac{0,8.2,8}{1,7} = 1,32 \text{ tonne} = 1320 \text{kg}$$

f : Coefficient de frottement = 1

V : Vitesse du scraper = 1m/s

K : Rendement de l'exploitation = 0,6

$$\text{donc } N = \frac{(700 + 1320) \cdot 1 \cdot 1}{75 \cdot 0,6} = 44,88 \text{ CV}$$

Sachant que le rendement = 0,7

$$\text{d'où la puissance du moteur du scraper} = \frac{44,88}{0,7} = 64,12 \text{ CV}$$

II.5. ORGANISATION DES TRAVAUX D'ABATTAGE

L'abattage d'une tranche correspond à une tranche de 5907t de minerai ce qui correspond à une production à réaliser en 8,43 postes. Pour garantir une bonne organisation des chantiers, on divise les travaux d'abattage entre deux chantiers; le déroulement des opérations pour le 1^{er} chantier est donné dans le tableau 17. Alors que le déroulement des opérations pour le deuxième chantier consistera au débléage et le raclage du minerai abattu jusqu'à la galerie de roulage princiale (cf tableau 16 - 17).

II.6. MAIN D'OEUVRE AU FRONT D'ABATTAGE POUR 01 PANNEAU

L'effectif global d'un panneau en cours d'exploitation est donné par le tableau suivant:

	P R O C E S S U S	OUVRIER PAR POSTE	NOMBRE DE POSTE PAR JOUR	OUVRIER PAR JOUR
CHANTIER I	- FORATION DU PLAN DE TIR	02	02	04
	- CHARGEMENTS DES TROUS	01	02	02
	- BOUT DE FEU	01	02	02
	- ENTRETIEN DES GALERIES ET DU MATERIEL	04	02	08
	- CHEF DE POSTE	01	02	02
	- DIVERS	01	02	02
CHANTIER II	- PURGAGE ET CONTROLE DU CHANTIER	02	02	04
	- DEBLEAGE (SCUTI- RAGE ET SCRAPAGE)	06	02	12
	- CHEF DE POSTE PRINCIPAL	01	02	02
	T O T A L	19	02	38

Le rendement au panneau en cours d'exploitation .

$$\frac{5907}{7.38} = 22,20t/ h - p$$

CHAPITRE VII

TRANSPORT - AERAGE

A - T R A N S P O R T

I. SITUATION ACTUELLE DES MOYENS DE TRANSPORT UTILISES DANS LA MINE DE BOUKHADRA

L'évacuation est le transport du minerai après abattage se fait par les pelles chargeuse transporteuses EIMCO; le minerai est déversé dans deux cheminées de transport qui assurent la communication entre les niveaux 1225-1265, il est après stocké à la base de la cheminée au niveau 1225 et sera transporté jusqu'au jour à la tranchée de stockage située au niveau 1195. Le minerai sera ensuite achevé au niveau du concasseur à l'aide de chargeuse et de camions de carrière.

I.1. ANALYSE DU MODE DE TRANSPORT UTILISE LORS DE L'EXPLOITATION DE LA 1^{ère} TRANCHE

Actuellement les chargeuses transporteuses à déversement frontal sont connus pour leur large application comme moyen de transport dans les mines souterraines à cause de leur caractéristiques de puissance et de rapidité de déplacement. L'utilisation de ce type de chargeuse transporteuse pendant la 1^{ère} phase a donné de bons résultats à cause de la bonne organisation des travaux ainsi que du choix optimum de l'emplacement des cheminées de transport. On a ainsi réduit les pertes de temps et assurer une productivité régulière. Il faut remarquer que la distance de roulage ne dépassait pas les 150m.

I.2. ANALYSE DES MOYENS TRANSPORT EXISTANTS

I.2.1. INSTALLATION MOBILE

Engins de chargement et de transport

3 pelles EIMCO 925 L.H.D

Elles sont acquises depuis 1986, elles sont en état de marche avec un taux d'utilisation de 75% pour l'année 1990

3 pelles EIMCO sur chenilles

- . Pelle N°1 - en marche
- . Pelle N°2 - à l'OUENZA depuis 29/10/90
- . Pelle N°3 - accidentée

3 pelles EIMCO 21 sur Rails

Les 3 pelles sont en état de marche

I.2.2. LOCOTRACTEURS

04 JENBACHER WERKE DM 20G

Trois de ces machines sont en état de marche, alors que le quatrième est en arrêt.

05 AGENE D.H.L 15 - 30

Les cinq engins sont en arrêt à cause du manque des pièces de rechange.

II. CHOIX DU MODE DE TRANSPORT POUR LA DEUXIEME PHASE

Lors du soutirage du minerai au front d'abattage, le minerai sera évacué par scrapèr des galeries de raclage vers la galerie de roulage principal où il sera acheminé vers le jour par des chargeuses transporteuses. Ensuite le minerai sera acheminé vers le concasseur à l'aide de pelle et de camions de carrière. On utilisera les cheminés de déversement pour diminuer la longueur du trajet des chargeuses qui est limité suivant la pratique mondiale.

II.1. ROULAGE PAR CHARGEUSES TRANSPORTANSES

II.1.1. NOMBRE EFFECTIF DE CYCLE PAR POSTE DE LA CHARGEUSE

$$N_c = \frac{t_p}{t_c} \quad ; \quad [\text{cycles}]$$

t_p : Durée d'un poste = 480min

t_c : Durée d'un cycle de chargement = 5min[chronométrage]

donc
$$N_c = \frac{480}{5} = 96 \text{ cycles}$$

II.1.2. NOMBRE DE CHARGEUSES PAR POSTE

$$N_{ch} = \frac{A_p}{R_p} \quad ;$$

R_p : Rendement d'une chargeuse

A_p : Productivité de la mine par poste = 700 t/p

d'ou
$$N_{ch} = \frac{700}{485} = 1,44 = 2 \text{ chargeuses}$$

On aura donc 2 chargeuses + une troisième en réserve

donc
$$N_{ch} = 3$$

L'utilisation de ce mode de transport présente les avantages suivants :

- Inexistence d'infrastructures supplémentaires lors de l'utilisation de ces engins.
- Grande puissance de transport avec un minimum d'engins dans le chantier.
- Possibilité de séparation par gravité entre le minerai et la calcite lors du chargement et déchargement et au niveau de la tranchée de stockage.
- L'existence permanente d'un stock de minerai.
- L'utilisation jusqu'au jour de ces engins, cependant le long trajet d'aller et retour diminuera considérablement le rendement de la machine d'ou l'inconvenient majeur de ce type de transport.

III. TRANSPORT DU MINERAI AU JOUR JUSQU'AU CONCASSEUR

Le minerai abattu est transporté par chargeuses ou par bande transporteuse est ensuite déchargé dans une tranchée de stockage situé au niveau 1195 d'un hauteur de 90m ensuite des camions de carrières vont reprendre le minerai jusqu'au concasseur après avoir parcouru 3km de piste.

REMARQUE

Etant donné que l'Entreprise possède un convoyeur à bande acquis en 1990. Il serait souhaitable d'étudier le choix d'une méthode de transport.

B - A E R A G E

L'aérage dans une mine a pour but d'assurer la quantité d'air nécessaire à la respiration du personnel au fond de la mine de diluer les fumées de tir et les gaz toxiques pour éviter tout danger d'explosion ou d'intoxication et d'abaisser la température des chantiers pour que le travail puisse s'y faire dans des conditions acceptables.

I. ETAT ACTUEL DE L'AERAGE DANS LA MINE DE BOUKHADRA

A BOUKHADRA on utilise l'aérage naturel, ainsi que la ventilation secondaire pour l'évacuation des gaz dégagés pendant les travaux de tir et d'abattage, cependant ce type d'aérage présente plusieurs défauts qui sont :

- Variation des débits et du sens des courants d'air dans le même point d'une façon continue.
- Stagnation des gaz dégagés après le tir
- Influence de la température au jour sur la valeur de la depression
- Stagnation de l'air dans la mine ceci dans le cas où la température au jour et celle à l'intérieur de la mine sont égales.
- Impossibilité de diriger l'aérage naturel.

II.1. AERAGE PRINCIPAL

II.1.1. CIRCUIT GENERAL

L'air est acheminé par la galerie de base, passe par les 2 cheminées se répartit ensuite dans les différents allongements. Le retour d'air s'effectue par la galerie supérieure.

II.1.2. AERAGE NATUREL

Dans le cas de l'aéragé primaire, il faut tenir compte de la différence de pression causée par l'aéragé naturel. Cette différence de pression h est de :

$$h = 0,45 \cdot \frac{H}{100} \cdot DT.$$

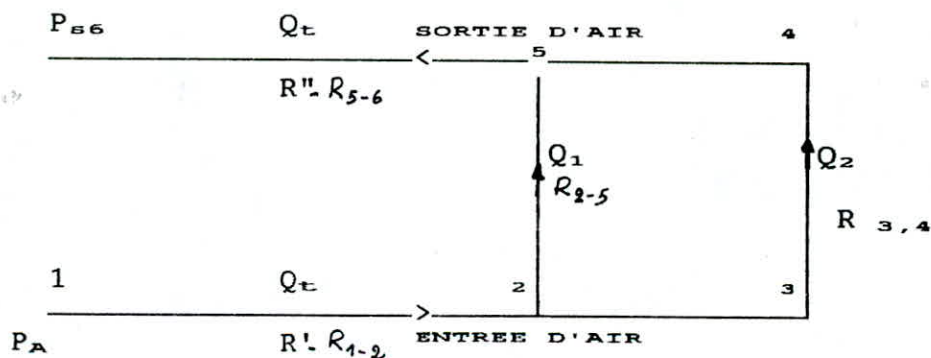
H : Différence de côté (en m) entre la galerie la plus basse et le retour d'air au jour = 300

Dt : Différence de température entre fond et jour ($^{\circ}C$).

L'aéragé naturel va du chaud vers le froid, il peut donc changer de sens selon les saisons.

$$h = 0,45 \cdot \frac{300}{100} \cdot 6 = 8,1 \text{ kg/m}^2$$

II.1.3. SCHEMA CANONIQUE



Les equations aux mailles sont :

$$\begin{aligned} (P_A - P_B) W &= 10^{-3} RQ^2 - h \\ (P_A - P_B) W + h &= H = (Z_B - Z_A) (W_A - W_B) . \quad (1) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{d'ou } (P_A - P_B) W + h &= (R_{1,2} + R_{5,6})(Q_1 + Q_2)^2 + R_{2,5} Q_1^2 \\ R_{2,5} Q_1^2 - h_1 - R_{3,4} Q_2^2 + h_2 &= 0 \quad (2) \\ Q_t &= Q_1 + Q_2 \end{aligned}$$

de (1) calculons W_A et W_S

$$W_A = \frac{0,462 \cdot P_A}{273 + T_A}$$

$$\text{et } P_A = P_{atm} - \frac{W_{at} \cdot d_z}{13,6} = 760 - \frac{1,266 \cdot 1000}{13,6} = 670 \text{ mm H}_2\text{O}$$

$$\text{donc } W_A = \frac{0,462 \cdot 670}{273 + 20} = 1,06 \text{ kg/m}^3$$

$$W_S = \frac{0,462 \cdot 670}{273 + 26} = 1,04 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{d'où } (P_A - P_S) W = (Z_S - Z_A)(W_S - W_A) = 60 \cdot 0,02 = 1,2 \text{ mm H}_2\text{O}$$

$$\text{puisque } R_{1,2} + R_{5,6} = 4,6 + 3,2 = 7,8$$

$$1,2 \cdot 10^{-3} = [7,8 (Q_1 + Q_2)^2 + 108 Q_1^2] \cdot 10^{-3}$$

(2) Calcul de h_z

$$W_A = 1,06 \text{ kg/m}^3 \quad \text{donc } W_S = \frac{0,462 \cdot 670}{273 + 36,7} = 1 \text{ kg/m}^3$$

$$h_z = (P_A - P_S) W + h = (Z_S - Z_A)(W_A - W_S) = 60 \cdot 0,06 = 3,6 \text{ mm H}_2\text{O}$$

donc

$$10^{-3} \cdot 108 Q_1^2 - 1,2 - 10^{-3} \cdot 108 Q_2^2 + 3,6 = 0$$

donc on aura le système suivant :

$$\begin{array}{rcl} 1200 & = & 115,5 Q_1^2 + 7,80 Q_2^2 \\ -2400 & = & 108 Q_1^2 - 108 Q_2^2 \quad \text{-----} \rightarrow \quad 2400 = 108 Q_2^2 + 108 Q_1^2 \\ 0 & = & Q_1 + Q_2 + Q_t \quad \quad \quad 0 = Q_1 + Q_2 + Q_t \end{array}$$

$$\text{d'où } Q_1 = 2,88 \text{ m}^3/\text{s} \quad Q_2 = 5,52 \text{ m}^3/\text{s} \quad \text{et } Q_t = 8,4 \text{ m}^3/\text{s}$$

II.1.4. CARACTERISTIQUES DES VOIES DE PASSAGE DE L'AIR

Le coefficient de proportionnalité R appelé résistance aéraulique du circuit est donné par le tableau ci-dessous:

GALERIE	k [kg ^{s2} /m ³]	L [m]	S ³ [m ³]	P [m ³]	R=K . $\frac{L P}{S^3}$
1165 (1-2) roulage	0,0018	500	2744	14	4,6 . 10 ⁻³
1195 roulage	0,0018	400	2744	14	3,7 . 10 ⁻³
1225 (1-2) roulage	0,0018	350	2744	14	3,2 . 10 ⁻³
1255 roulage	0,0018	300	2744	14	2,8 . 10 ⁻³
Cheminée(2-5) 1165 / 1255	0,0018	60	08	08	0,108
Cheminée(3-4) 1165 / 1225	0,0018	60	08	08	0,108

II.2. BESOIN EN AIR DE LA MINE

II.2.1. QUANTITE D'AIR NECESSAIRE SUIVANT L'EFFECTIF

Elle est déterminé par la formule suivante :

$$Q_{ef} = Z \cdot N_E \cdot n ; \quad (m^3/s)$$

Z : Coefficient tenant compte des fuites de réserves = 1,4

N_E : Norme nécessaire pour une personne = 6,3m³/ min

n : Effectif présent en même temps qu'au soutirage = 30

$$Q_{ef} = 1,4 \cdot 6,3 \cdot 30 = 2,64 \cdot 10^2 m^3/min = 4,41 m^3/s$$

II.2.2. QUANTITE D'AIR SUIVANT LES GAZS D'ECHAPPEMENT DES MOTEURS DIESEL

$$Q_m = 6,8 \cdot N_m \quad ; \quad (m^3/S)$$

N_m : Puissance totale des moteurs de tous les engins (KW)

Sachant que la puissance des moteurs des chargeuses transporteuses

$$N_{ch} = n_1 \cdot N_{ef}$$

n_1 : Nombre de chargeuse transporteuse = 3

N_{ef} : Puissance effectif du moteur d'une chargeuse

$$N_{ef} = K_u \cdot K_p \cdot N_i$$

K_u : Coef qui tiend compte du travail du moteur = 0,50

K_p : Coef de poste de travail de la machine = 0,5

N_i : Puissance du moteur de la chargeuse = 185 CV

$$N_{ef} = 185 \cdot 0,5 \cdot 0,5 = 46,75 \text{ CV}$$

$$\text{et } N_{ch} = 3 \cdot 46,25 = 138,75 \text{ CV}$$

$$\text{donc } Q_m = 6,8 \cdot 138,75 = 943,5 \text{ m}^3/\text{min} = 15,725 \text{ m}^3/\text{s}$$

II.2.3. QUANTITE D'AIR NECESSAIRE SELON LE TIR

$$Q_t = \frac{12,5 \cdot B \cdot C \cdot r}{T} \quad ; \quad (m^3/s)$$

B : Quantité d'explosif lors du tir en masse = 1576kg

C : Concentration admissible des gazs nocifs = 0,04

T : Temps d'aéragé = 20min

r : Coef de réserve = 1,4

$$Q_t = \frac{12,5 \cdot 1576 \cdot 0,04 \cdot 1,4}{20} = 55,16 \text{ m}^3/\text{min} = 0,91 \text{ m}^3/\text{s}$$

II.2.4. QUANTITE D'AIR CALCULE SUIVANT LA DILUTION DES GAZS

$$Q_D = 4.0,3 \text{ m} \cdot (A_{\text{ex}} \cdot W_B)^{1/2}; \quad (\text{m}^3/\text{S})$$

W_B : Volume total des ouvrages à aérer pendant le soutirage (m^3)

m : Nombre des excavations de soutirage en activité = 2

A_{ex} : Charge d'explosif conditionnelle

$$A_{\text{ex}} = A_1 \cdot A_2$$

A_1 : Charge réelle d'explosifs tirés chaque fois hors du débitage secondaire $A_1 = 0,5 \div 01\text{kg}$

A_2 : Charge conditionnelle correspondant au dégagement des gazs du minerai $A_2 = \frac{2,7 W_{\text{CB}} \cdot P_j \cdot t}{d_f \cdot t_s \cdot B_a}$; kg

W_{CB} : Volume relatif du vide dans le minerai abattu = 0,3-0,4

P_j : Quantité de minerai chargé dans un ouvrage pendant 01 journée (t) = 1400 t

t : Temps d'aéragé = 10min

d_f : masse volumique du minerai foisonnée = 2,2 t/ m^3

t_s : Temps de soutirage pendant une journée = 12h

B_a : Dégagement des gazs à la suite du tir de 1kg d'explosif = 0,04 m^3/kg

$$A_2 = \frac{2,7 \cdot 0,4 \cdot 1400 \cdot 10}{2,2 \cdot 12 \cdot 0,04 \cdot 60} = 239 \text{ kg}$$

$$A = 240 \text{ kg}$$

et $W_B = L \cdot S$

L : Longueur de la partie à aérer = 30

S : Section de l'ouvrage à aérer = 6,25

$$W_B = 187,5 \text{ m}^3$$

$$Q_D = \frac{40,3}{10} \cdot (187,5 \cdot 240)^{0,5} = 1709,78 \text{ m}^3/\text{min} = 28,5 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$Q_D = 28,5 \text{ m}^3/\text{s}$$

II.3. CALCUL DE VENTILATEUR

Déterminons la hauteur manométrique H du ventilateur
 principiapl : $H + h = R_T Q^2$

$$H = R_T Q^2 - h$$

$$H = 223,8 \cdot 10^{-3} \cdot (28,5)^2 - 8,1 = 173,7 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Puissance du ventilateur :

$$P_v = \frac{H.O_T}{75.N} = \frac{173,7.28,5}{75.0,7} = 94,3 \text{ CV} = 70 \text{ KW}$$

N : Rendement du ventilateur = 0,7

Le ventilateur prévu pour l'aéragé de la mine est de type BERY DAVIDSON 1700 HDM.G2 son débit est de $60 \text{ m}^3/\text{s}$ et une puissance de 194 KW. Ce ventilateur est efficace car il travaillera seulement à 50% de son régime.

II.4. AERAGE SECONDAIRE

Nous avons un chantier aux allongements et un autre aux galeries de raclage, le débit d'air nécessaire est :

$$Q = \frac{b' \cdot S (L O - d_{CA})}{t}$$

b' : Coef de dilution du CO dans l'air = 3

S : Section de la galerie : 14 m^2

L : Longueur de la galerie : 80

d : Distance entre le front et le bout de canar = 10m

t : Temps d'aéragé = 20min

$$Q = \frac{3.14 (80 - 10)}{20 \cdot 60} = 2,45 \text{ m}^3/\text{S}$$

Le diamètre des canards est donné par :

$$D_s = 0,1 \cdot C_p$$

C_p : Coef de perte de charge = 0,0205

donc D = 300mm

d'ou la depression correspond à Q et D est :

$$h'_s = 3,17 \text{ mm H}_2\text{O}/\text{m de canard}$$

La longueur de canard nécessaire = 150m

donc la puissance du ventilateur

$$P = \frac{Q \cdot h_s}{75.N} = \frac{2,45 \cdot 3,17 \cdot 150}{75 \cdot 0,7} = 22,2 \text{ CV} = 16,3 \text{ KW}$$

Les caractéristiques des ventilateurs existants sont de type BERRY DAVIDSON 64 HM de $6 \text{ m}^3/\text{S}$ de débit et de 20KW de puissance ce qui correspond au calcul.

CHAPITRE VIII

ANALYSE ECONOMIQUE

PRIX DE REVIENT PREVISIONNEL

Lors de notre analyse économique on considère un des critères d'efficacité économique qui est de revient de la tonne de minerai extraite. ^{Le prix}

On suit ce plan pour le calcul du prix de revient, on calcule :

- Les dépenses à la tonne occasionnées par les travaux préparatoires.
- Les dépenses à la tonne occasionnées par les travaux d'exploitation et transport.
- Les dépenses à la tonne occasionnées par l'amortissement des engins et leur entretien.

Ces dépenses comprennent chacune :

- . Les frais pour la main d'oeuvre
- . Les frais pour les matériaux consommables
- . Les frais administratives et frais généraux

I. Dépenses à la tonne occasionnées par les travaux préparatoires on se base sur les travaux qui sont effectués dans un panneau normal de 140.000 tonnes de réserves.

I.1. MAIN D'OEUVRE

Le nombre de postes ouvriers au front des chantiers de préparation s'élève à 3397 postes (c.f tableau 13), avec un effectif de 29 Ouvriers par poste-jour-panneau, la durée théorique du panneau sera : $\frac{3397}{29} = 118$ jours

Le salaire des ouvriers au front donnée selon la fonction :

- . Chef de poste principal : 409 DA/Poste
- . Chef de poste : 332 DA/P
- . Ouvrier mineur : 288 DA/P
- . Mécaniciens réparateurs etc... : 254 DA/P
- . Ouvrier d'entretien et aide mineur : 208 DA/P

Les dépenses journalières occasionnées par la main d'oeuvre sont :

O U V R I E R S	SALAIRE DA/P	OUVRIER PAR POSTE	NOMBRE DE POSTE PAR JOUR	TOTAL EN DA
OUVRIER AU FRONT	288	16	2	4608
CHEF DE POSTE	332	03	2	996
CHEF DE POSTE PRINCIPAL	409	01	2	409
MECANICIENS REPARATEURS	254	03	2	762
ENTRETIEN	208	04	2	832
TRAVAUX DIVERS	208	02	2	416
T O T A L	-	29	-	16046

Les dépenses pour la sécurité sociale du personnel représentent 20% des salaires soit 3209,2 DA

d'ou les frais à la tonne occasionnées par la main d'oeuvre à la préparation sera :

$$\frac{(16046 + 3209,2) \cdot 118}{140.000} = 16,2294 \text{ DA / t}$$

I.2. MATERIAUX CONSOMMABLES :

I.2.1. DEPENSES POUR LES EXPLOSIFS

OUVRAGES	LONGUEUR TOTAL EN (m)	CONSOM- MATION AU METRE (KG/m)	TOTAL EN CHARGE (KG)	NATURE DE L'EXPLO- SIF	PRIX DU KG (DA)	COUT TOTAL [DA]
CHEMINEES	120	2,63	315,6	GELANIT I	24	7574,4
ALLONGEMENTS	80	11,25	900	MARMANIT III	37	333000
ENTONNOIRS	35	10	350	MARMANIT II	37	12950
GALERIES DE ROULAGE	120	11,25	1350	GELANIT I	24	32400
GALERIES DE RACLAGE	90	3,72	334,8	MARMANIT III	37	12387,6
Niches	12	3,72	44,64	MARMANIT III	37	1651,68
Recoupes	50	3,63	181,6	MARMANIT II	37	6715,5
T O T A L	507		3476,54			106979,18

d'ou les frais s'élèvent à $\frac{106979,18}{140.000} = 0,7641$ DA/t

I.2.2. DEPENSES POUR LES ACCESSOIRES DE TIR

D'après l'expérience les dépenses pour les accessoires du tir (cordeau détonant, mèches lentes, micro retard, détonateur...) sont égales à 45% des dépenses soit les frais à la tonne s'élevont à :

$$\frac{106979,18 \cdot 0,45}{140.000} = 0,3438 \text{ DA/t}$$

I.2.3. DEPENSES POUR LES CARBURANTS

La consommation des engins en carburant est déterminée par la formule suivante :

$$A_c = P \cdot q \cdot K_u \cdot T_p \cdot N_j \quad (1)$$

P : Puissance effective du moteur (chargeuse = 136KW)

q : Consommation pour les carburants

essence q = 0,33 (l/KWh)

diesel q = 0,22 (l/KWh)

K_u : Coefficient d'utilisation de l'engin durant un poste = 0,75

N_p : Nombre de poste par jour = 2

N_j : Nombre de jours ouvrables par an = 118

$$A_c = 136 \cdot 0,22 \cdot 0,75 \cdot 8 \cdot 2 \cdot 118 = 42366,72$$

Les frais occasionnés à la tonne par les carburants sont :

$$\frac{42366,72 \cdot 3 \cdot 3}{140.000} = 2,7235 \text{ DA/t}$$

I.2.4. DEPENSES POUR LES LUBRIFIANTS

La consommation des engins en lubrifiants est déterminée comme suit :

$$A_1 = \left(p \cdot q \cdot K_u \cdot \frac{C}{t} \right) \cdot T_p \cdot N_p \cdot N_j \quad ; \quad (2)$$

C : Capacité du cratère = 20l

t : Durée entre les vidanges = 400h

q : Consommation = 0,11/KW

$$A_1 = \left(136 \cdot 0,11 \cdot 0,75 \cdot \frac{20}{400} \right) \cdot 8 \cdot 2 \cdot 118 = 962,881$$

Les frais occasionnés à la tonne sont de

$$\frac{962,88 \cdot 3 \cdot 32,25}{140.000} = 0,6654 \text{ DA/t}$$

donc les frais à la tonne occasionnés par les matériaux consommables sont de :

$$0,7644 + 0,3488 + 2,7235 + 0,6654 = 4,4968 \text{ DA/t}$$

I.2.5. DEPENSES ADMINISTRATIVES ET FRAIS GENERAUX

Elles sont évaluées à 40% du salaire de la main d'oeuvre d'après l'expérience.

$$D_{ad} = 16046 \cdot 0,4 \cdot 118 = 757371,2 \text{ DA}$$

d'ou les frais à la tonne occasionnés par ces dépenses est de $\frac{378\ 685,6}{140.000} = 5,4097 \text{ DA/t}$

II. DEPENSES PRODUCTIVES OCCASIONNEES PAR LES TRAVAUX D'EXPLOITATION

II.1. MAIN D'OEUVRE

	OUVRIERS PAR POSTE	OUVRIERS PAR JOUR	SALAIRE UNITAIRE PAR POSTE (DA/P)	DEPENSE TOTALE
OUVRIER AU FRONT D'ABATTAGE	04	08	288	2304
RACLAGE ET SOUTIRAGE	06	12	288	3456
CHEF DE POSTE	01	02	332	664
ENTRETIEN, REPARA- TION ET PURGEAGE	06	12	254	3048
DIVERS TRAVAUX	01	02	208	416
CHEF DE POSTE PRINCIPAL	01	02	409	818
T O T A L	19	38	-	10706

Les dépenses pour la sécurité sociale du personnel représente 20% du fond des salaires, soit 2141,2 DA

d'ou les frais occasionnés par la main d'oeuvre sont de :

$$\frac{10706 + 2141,2}{1400} = 9,1765 \text{ DA/t}$$

II 2. MATERIAUX CONSOMMABLES

II.2.1. DEPENSES POUR LES EXPLOSIFS

Le coût à la tonne occasionné par les explosifs est :

$$C_{exp} = q \cdot C_{exp}$$

q : Consommation d'explosif = 0,26 kg/t

C : Prix unitaire de l'explosif = 24 DA

d'ou le cout s'évalue à : $24 \cdot 0,26 = 6,24$ DA/t

II.2.2. DEPENSES POUR LES ACCESSOIRES DU TIR

Les frais à la tonne s'élèvent à $6,24 \cdot 0,45 = 2,808$ DA/t

II.2.3. DEPENSES POUR LES CARBURANTS

D'après la formule (1)

d'ou les frais à la tonne occasionnés par les carburants s'élèvent à :

$$\frac{359,04 \cdot 3 \cdot 3}{1400} = 2,3081 \text{ DA/t}$$

II.2.4. DEPENSES POUR LES LUBRIFIANTS

D'après la formule (2)

$$\frac{136 \cdot 0,1 \cdot 0,75 \cdot 20 \cdot 8 \cdot 2}{400} = 8,16 \text{ l}$$

d'ou les frais occasionnés sont :

$$\frac{8,16 \cdot 3 \cdot 32,25}{1400} = 0,5639 \text{ DA/t}$$

donc les frais à la tonne occasionnés par les matériaux consommables : $6,24 + 2,808 + 2,3081 + 0,5639 = 11,92$ DA/t

II.3. DEPENSES ADMINISTRATIVES ET FRAIS GENERAUX

Les frais occasionnés par les dépenses administratives et frais généraux sont de :

$$\frac{10706.0,4}{1400} = 3,0588 \text{ DA/t}$$

II.4. DEPENSES A LA TONNE OCCASIONNES PAR LE TRANSPORT SOUTERRAIN

Nous avons deux variantes de transport souterrain

II.4.1. I^{ère} VARIANTE : Transport par chargeuse transporteuse et par cheminées.

MAIN D'OEUVRE

	OUVRIERS PAR POSTE	OUVRIERS PAR JOUR	SALAIRE PA UNITAIRE (DA)	DEPENSE TOTALE (DA)
CONDUCTEURS DE CHARGEUSE	02	04	288	1152
TETE DE CHEMINEE	02	04	288	1152
BASE DE LA CHEMINEE	02	04	332	1152
ENTRETIEN	02	04	208	832
CHEF DE POSTE	01	02	332	664
T O T A L	09	18	-	4952

Avec les dépenses pour la sécurité sociale du personnel nous aurons ainsi les frais occasionnés suivant :

$$\frac{4952 + 990,4}{1400} = 4,2445 \text{ DA/t}$$

ENERGIE (CARBURANT)

Les frais s'élèvent à 1.5387 DA/t, donc d'après le mode de transport par chargeuse les frais à la tonne occasionnés sont de 5.7832 DA/t.

III. DEPENCES OCCASIONNEES PAR L'AMORTISSEMENT DES ENGINs ET LEUR ENTRETIEN

ENGINs	Nbr	année	Prix total DA	Norme d'amortissement %	Amortissement annuelle DA/an
Chargeuses EIMCO L. H. D	03	1986	2761090	20	144760.6354
Machine de forage promec et chariot de boullonnage	01	1987	2678160	10	142328.4028
Perforateur + poussoir DAM	12	1990	337996	10	27377.676
Ventilateur principal + accessoires	01	1990	1779730	10	144158.13
Compresseurs Atelier François	01	1986	4211912	10	223838.2725
Pelle RB 71	01	1990	800 000	10	64800
Camion EUCLID 35	02	1988	2344595	20	192069.0944
TOTAL	-	-	-	-	939332.2111

d'où les frais à la tonne occasionnés par les amortissements des équipements est de :

$$939332.2111/350000=2.6838 \text{ DA/tonne}$$

Les dépenses liées à la réparation et l'entretien des équipements représentent 7% de leur prix d'acquisition, soit :

$$14913453 \times 0.07 = 1043941.71 \text{ DA}$$

Les frais occasionnés par l'entretien est de :

$$1043941.71/350000 = 2.9826 \text{ DA/t}$$

En somme le prix de revient prévisionnel de la tonne extraite selon la méthode d'exploitation projetée pour la 2ème phase est de :

$$64.7408 \text{ DA/tonne}$$

C O N C L U S I O N

En abordant ce travail, on a essayé de toucher aux principales phases de la vie d'une mine souterraine, il est donc assez difficile de le mener sans rencontrer de problèmes. L'analyse de la plupart des problèmes d'exploitation révèle des éléments qui ne sont pas quantifiables et leurs solutions impliquent des hypothèses et des extrapolations qui prennent quelquefois des proportions considérables. Il se pose inévitablement des questions d'incertitude et de risque.

Les contraintes imposées lors de l'étude sont d'ordre technique comme on en rencontre toujours lors de la mise à jour des informations concernant l'environnement physico-géologique. Cependant c'est surtout les problèmes d'exploitation incluant ceux de mécanique des roches qui nécessitent des solutions (cas de la mine de BOUKHADRA) car une mine est une structure dans les roches dont la conception n'est pas complète avant que la mine ne soit complètement exploitée et c'est la raison pour laquelle on n'a pas réalisé la partie concernant la récupération des piliers qui présentent un tonnage remarquable.

Toutefois, on a dans la mesure du possible essayé de traiter quelques chapitres principaux à savoir les travaux de découpage, les différents processus d'exploitation, le transport et l'aérage et une estimation du prix de revient de la tonne de minerai extraite.

Nous sommes arrivés à un rendement de 22,2 t/h-p à un prix de revient évalué à 64,74 da la tonne ce qui est très satisfaisant comparé avec la productivité actuelle de la mine.

Cette étude pourrait faire l'objet d'autres études complémentaires ou détaillées, en outre on est ouvert à toute remarque qui la ferait enrichir et améliorer.

B I B L I O G R A P H I E

- [1] - RAPPORT GEOLOGIQUE DE LA MINE DE BOUKHADRA
- [2] - V.VIDAL.EXPLOITATION DES MINES. TOME 1,2 ET 3 DUNOD 1961
- [3] - P.STASSEN. COURS D'EXPLOITATION DES MINES
. EXPLOITATION SOUTERRAINE DES GISEMENTS SEDIMENTAIRES
. CREUSEMENT DES GALERIES
. LES EXPLOSIFS
- [4] - N.CHIBKA. EXPLOITATION DES GISEMENTS METALLIFERES OPU 1980
- [5] - SONAREM - DED. PROJET D'EXPLOITATION DU GISEMENT FERREUX DE LA MINE DE BOUKHADRA SYSTEME D'EXPLOITATION D'ESSAI EN SOUTERRAIN, 1ère TRANCHE DE LA CONSTRUCTION DE LA MINE AOUT 1983.
- [6] - M.BOKY. EXPLOITATION DES MINES MIR 1968
- [7] - A. MEKREBI P.F.E : EXPLOITATION DE LA PARTIE SOUTERRAINE DU GISEMENT DE BOUKHADRA . ENP 1970
- [8] - E. TINCELIN. LE CHOIX DES METHODES D'EXPLOITATION DANS LES COUCHES EN PLATEURE. R.I.M AVRIL 1983
- [9] - M.K HERRMANN. PRECIS DE FORAGE DES ROCHES DUNOD 1971
- [10]- BACH-TOBJI. P.F.E. : CONTRIBUTION A L'ETUDE GEOTECHNIQUE SUR LA STABILITE DES TALUS DANS LA MINE A CIEL OUVERT DE BOUKHADRA E.N.P 1990.
- [11]- S.E. MENAH - A BOUGUessa. P.F.E : ANALYSE DE L'EXPERIENCE APPLIQUEE LORS DE L'EXPLOITATION DE LA PREMIERE PHASE ET CHOIX DEFINITIF DE LA METHODE D'EXPLOITATION POUR LA II PHASE DANS LES CONDITIONS DE LA MINE DE BOUKHADRA JUIN 92 UNIVERSITE DE TEBESSA.
- [12]- E.P.E FERPHOS.BUREAU DES ETUDES MINIERES PROGRAMME D'EXPLOITATION 1991

- [13]- O.CROMBRUGGHT. COURS D'EXPLOITATION DES MINES 1992
- [14]- J.A TALOBRE. LA MECANIQUE DES ROCHES. DUNOD 1972
- [15]- K.WARDELL. SUR LA FACON DE CONCEVOIR UN PROJET DE MINE.
RECHERCHE D'UN SYSTEME R.I.M MAI 1980
- [16]- J.TALBI. CALCUL D'AERAGE PAR ORDINATEUR.
INSTITUT D'HYGIENE DES MINES HASSELT BELGIQUE 1991.
- [17]- X L'ANGEVIN.FORMULES ET COEFFICIENTS POUR LES CALCULS
PRATIQUES D'AERAGE DANS UNE MINE R.I.M Aout-Septembre 1987
- [18]- S.BAROUKA. P.F.E : CALCUL DE CONCEPTION DE L'EXCAVATION DE
ROULAGE DU NIVEAU 1105m DANS LES CONDITIONS DE LA MINE DE
BOUKHADRA UNIVERSITE D'ANNABA 1991.
- [19]- F.CALLOT. LES MINES DE FER DE LAPONIE SUEDOISE
(KIRUNA - MALMBERGET - SVAPPAVAARA)
ANNALES DES MINES SEPT. 1965
- [20]- P.CHRISTIAENS. COURS D'EXPLOITATION DES MINES : (1992)
- . L'EXPLOITATION DES GISEMENTS SEDIMENTAIRES
 - . LE TRANSPORT PAR CONVOYEURS A BANDE
 - . LE COMPORTEMENT DE LA ROCHE LORS DE LA RUPTURE DANS LES
TRAVAUX SOUTERRAINS.
- [21]- MR. HAZBELLAOUI - COURS MACHINES MINIERES - 1992
- [22]- ROCK DRILLING MANUAL (ATLAS COPCO)
- [23]- GUIDE TO UNDERGROUND MINING METHODS AND APPLICATIONS
- ATLAS COPCO -
- [24]- A. PEELE. MINING ENGINEERS HAND BOOK TOME I 1964
- [25]- BENECH. LES EVOLUTIONS RECENTES DANS LE DOMAINE DU
SOUTIRAGE R.I.M LES TECHNIQUES MAI 1980
- [26]- BIGOURDJ - MICHOTC. LA RECHERCHE SUR LES EXPLOSIFS AU
CERHMAR. ANNALES DES MINES N° 1 - 2 1986

