

UNIVERSITE D'ALGER  
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT MINES ET GEOLOGIE

# THESE DE FIN D'ETUDES

ANNÉE 1969 - 70

\* 210  
2x sans  
planches

EXPLOITATION DE LA PARTIE

SOUTERRAINE DU GISEMENT DE BOUKHADRA

المدرسة الوطنية للعلوم الهندسية  
المكننة  
1969  
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE  
BIBLIOTHÈQUE

PROPOSÉE PAR :  
LA SONAREM

DIRIGÉE PAR :  
M. MARCHAL

ETUDIÉE PAR :  
A. MEKREBI



AVANT PROPOS

Mes remerciements vont à Monsieur WOLSKI  
à Monsieur IDDIR et à Monsieur MARCHAL qui par leurs conseils et par l'intérêt  
qu'ils ont porté à mon travail m'ont si bien guidé dans cette étude !

Que tous les professeurs de l'Ecole Nationale Polytechnique trouvent  
ici l'expression de mon entière reconnaissance !

Mes remerciements vont aussi à la Direction de la SONAREM et au Service  
des Mines qui ont organisé tous mes stages tant en ALGERIE qu'à l'Etranger !

Ma pensée va aussi à tout le personnel de la mine de BOUKHADRA qui  
m'a si bien accueilli lors de mes stages et mis à ma disposition tous les  
moyens nécessaires !

A. MEKREBI

- SOMMAIRE -

I - INTRODUCTION

( Explication générale concernant le sujet) ..... 1

2 - DESCRIPTION GEOLOGIQUE DU GISEMENT DE BOUKHADRA ..... 3

3 6 ETUDE GENERALE DE L'EXPLOITATION DE BOUKHADRA .....7

3.1 Géologie du gisement..... 8

3.2 Détermination des limites entre l'exploitation à ciel ouvert et exploitation souterraine .....11

3.3 Exploitation souterraine ( travaux de recherches et d'aménagements ) .....13

A/ REconnaissance

B/ Evaluation du prix de revient de quelques elements des travaux de recherches et de la desserte.

C/ Organigramme

4 - PROJET D'EXPLOITATION SOUTERRAINE ..... 21

4.1 Explication de choix de cet amas..... 22

4.2 Paramètres géométriques et géologiques du gisement sud de Boukhadra ..... 23

4.3 Détermination de la PROduction à réaliser par le souterrain ..... 26

4.4 Principe de la méthode d'exploitayion par sous- niveaux abattus .....30

4.5 Principe de la méthode d'exploitation par chambres - magasins ..... 31

4.6 Travaux de découpage .....32

4.7 Etude générale de la méthode d'exploitation par sous- niveaux abattus .....	37
4.7.1 Travaux préparatoires .....	39
4.7.2 Travaux d'exploitation .....	50
4.7.3 Transport souterrain .....	52
4.7.4 Transport au jour .....	69
4.7.5 Aérage .....	71
4.7.6 Indices techniques .....	78
4.7.7 Analyse économique .....	80
4.8 Etude générale de la méthode d'exploitation par chambres- magasins .....	97
4.8.1 Travaux préparatoires .....	98
4.8.2 Travaux d'exploitation .....	106
4.8.3 Transport souterrain .....	117
4.8.4 Aérage .....	118
4.8.5 Indices techniques .....	122
4.8.6 Analyse économique .....	124
4.9 Comparaison des deux méthodes entre elles.	138
4.10 CONCLUSION. ....	141

1/ INTRODUCTION : Boukhadra fait partie du même district minéralisé que l'ouenza , c'est à dire que les minéralisations en fer sont partie intégrante d'une province de fer s'étendant de khanguet (région de tebessa) au gisement tunisien de djérissa.

Cette province de fer s'inscrit elle-même dans une province métallojénique allant du tell constantinois à la R. de bizerte .

Le gisement de fer de boukhadra se divise en 2 branches principales, appelées gisement Principal et gisement secondaire.

L'exploitation actuelle se fait à ciel ouvert dans le gisement principal, mais d'après les prévisions environ 10 millions de tonnes peuvent encore être extraites de ce gisement par cette méthode. Si dans les années à venir , la production se maintient à 650.000/750.000 T/an; cela signifie une durée de vie pour le ciel ouvert de 10 à 13 ans environ.

Ensuite le rapport stérile minéral devanant trop fort, une exploitation souterraine devra être envisagée pour extraire le reste du minéral .

D'autres part le gisement secondaire partiellement reconnu constitue une réserve très importante de minéral de très bonne teneur. Ce gisement se trouvant sous une masse trop importante de stérile explique la raison d'être du ~~souterrain~~ de boukhadra.

Le souterrain possède donc des réserves suffisamment importantes pour assurer la continuité de l'exploitation de boukhadra après la fin de l'exploitation en ciel ouvert.

Les travaux qui se déroulent actuellement à B.K sont des travaux préparatoires et d'aménagement concernant le ciel ouvert et de recherche (galeries) pour la reconnaissance du gisement .

C'est en vue justement d'assurer l'avenir de la mine de boukhadra qu'il nous a été proposé d'envisager une méthode permettant l'exploitation de ce gisement .

Ainsi notre étude comprendra en gros 3 parties.

une description géologique de l'ensemble du gisement de boukhadra.

Une étude générale du ciel ouvert.

Enfin l'étude proprement dite des méthodes que nous avons proposées en vue de l'exploitation souterraine .

II. DESCRIPTION GEOLOGIQUE DU GISEMENT  
DE BOUKHADRA

### SITUATION GEOGRAPHIQUE :

Le djebel boukhadra, se trouve en territoire Algérien, non loin de la frontière Tunisienne, il est situé un peu au S.S.W. de l'ouenza. Il s'agit d'un anticlinal de direction S.W.-N.E., comportant les mêmes assises (crétacées que l'ouenza avec notamment les calcaires massifs de l'aptien - ( voir fig 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 et synclinaux d'axe N.E. - S.W. Boukhadra est situé sur l'un de ces axes anticlinaux qui passe également par le milieu des collines du def .

Ces anticlinaux et synclinaux alternes sont des plis de couverture dus aux plissements alpins. Ces plis ont été affectés par de grandes fosses d'effondrement ayant abaissé en blocs les terrains intéressés .

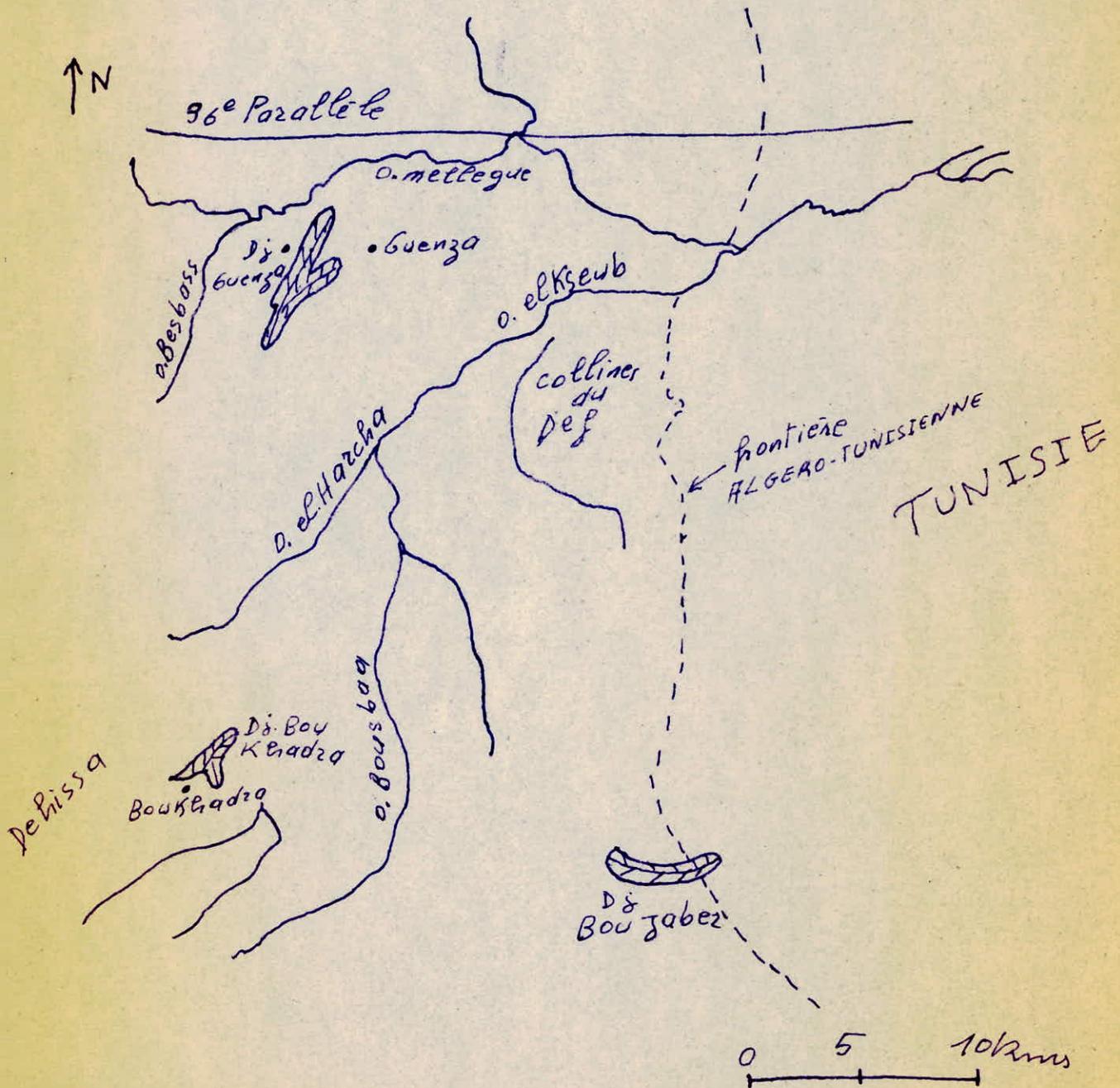
L'axe anticlinal de boukhadra est ainsi coupé du N.E. du def et surtout du S.W. immédiat du djebel boukhadra par un effondrement coupant net les terrains aptiens de cette montagne. Cet effondrement se relie lui-même à un autre fossé d'effondrement plus important et ayant formé la vallée de tebessa - Marsott.

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 alluviales concentriques. Par contre, dans sa partie S.W. les 2 branches de l'anticlinal sont ouvertes, la voûte a disparu, les branches ont des pendages à peu près verticaux à leurs extrémités S.G.W. Ces branches sont sectionnées au Sud W par une faible limite N.G.-S.E. 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 ce nomariennes ou turoniennes du trias gypseux .

- Fig. 1 -

Situation géographique de Bou Khadra-



La mine , qui comprends 2 gites d'importance inégale , 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 a une épigenie de sidérose au dessus du niveau hydrostatique .

#### CADRE GEOLOGIQUE :

La serie sedimentaire comprends :

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

#### STRUCTURE A L'ECHELLE LOCALE :

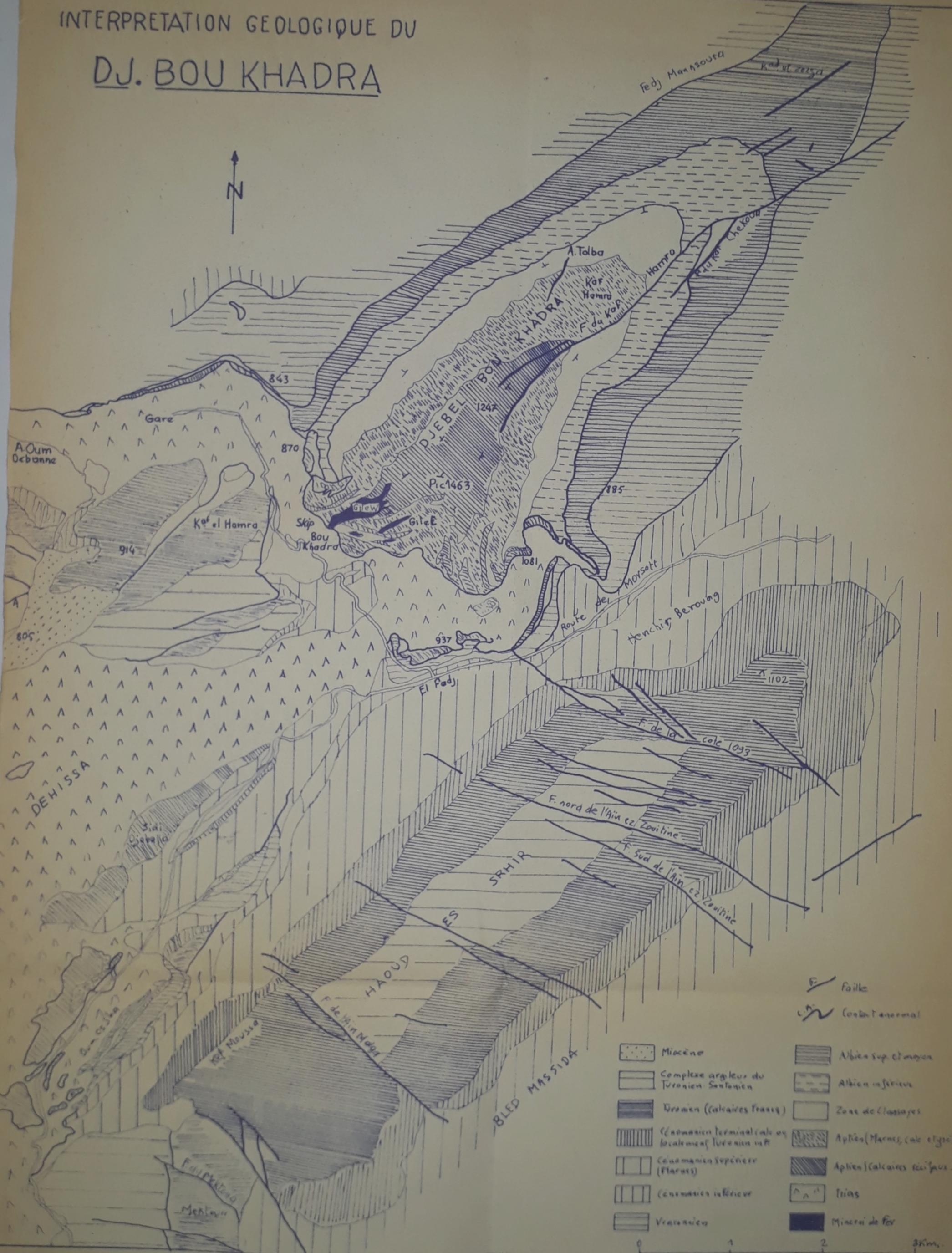
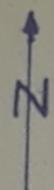
La partie centrale du djebel , comprise entre la terminaison periclinale au N.E. et les parages de la mine de fer au S.W. s'étend sur environ 2kms avec une largeur de 3 à 3,5 kms . Sa structure est simple .

Les calcaires massifs entrevus au S. du Koudiat El Hamra ( fig ) s'élèvent rapidement en direction du pic ( C . 1463 ) ou il constituent le point culminant de la région .

A la différence de celles de l'ouenza , les formations aptiennes ont été ici ployées sans que l'on puisse déceler de lignes de ruptures notables ( P L . X I , coupe II et III ) .

Les pendages sont plus élevés qu'a la terminaison periclinale ( 50 à 60 ) , et malgré l'importance des recouvrements ( eboulis ou brèche de pentes ) les affleurements sont très suffisants pour demontrer la parfaite régularité de la structure anticlinale ( P L . X I , coupe II ) .

# INTERPRETATION GEOLOGIQUE DU DJ. BOU KHADRA



- |  |  |  |                                   |
|--|--|--|-----------------------------------|
|  | Miocène  |  | Albien sup. et moyen              |
|  | Complexe argileux du Turonien-Santonien                |  | Albien inférieur                  |
|  | Turonien (calcaires frays)                             |  | Zone de claustrages               |
|  | Cénomane terminal calcaire ou localement Turonien inf. |  | Aptien (Marnes, calcaire et gres) |
|  | Cénomane supérieur (Fluvius)                           |  | Aptien (Calcaires résistants)     |
|  | Cénomane inférieur                                     |  | Trias                             |
|  | Versantien   |  | Mincrai de fer                    |

0 1 2 3 Km.

### RELATIONS MINERALISATION - LITHOLOGIE :

A B K, le minerai ne montre pas une préférence très marquée pour un type déterminé, comme c'était le cas à l'ouenza, certes, la principale 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.

### 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 relation entre les fractures et le minerai voisin.

### CARACTERES INTERNES DE LA MINERALISATION :

En dessous du niveau hydrostatique actuel, on trouve une sidérose blonde et bien cristallisée, formée de 2 sortes de cristaux, des gros de 5 mm environ et des petits de 1 mm.

Cette sidérose renferme comme à l'ouenza des petits cristaux de Pyrite disséminés dans la masse.

Au dessus du niveau hydrostatique, le minerai est de l'hématite rouge.

Par place, et à l'état d'échantillons minéralogiques, on trouve divers oxydes hydratés, en particulier de la goethite fréquente dans les géodes des niveaux supérieurs, surtout dans la branche sud du gîte nord.

L'hématite présente divers faciés plus ou moins nets, dont les principaux sont les suivants :

- Petits cristaux brillants, de l'ordre du mm - Serrés les un contre les autres.
- Massifs ternes, avec des auréoles concentriques de teintes différentes.

III). ETUDE GENERALE DE L'EXPLOITATION  
DE BOUKHADRA



3-1- GEOLOGIE DU GISEMENT DE B.K. (proprement dit )  
MINE DE FER ET SES ENVIRONS ( PL. Coupe III )

Les pentes qui descendent au S.W. du pic C. 1463 vers l'effondrement du Bled DEHESSA nous permettent d'examiner les parties profondes de B.K.

Pour mettre en évidence la structure de cette zone , nous cheminerons I à l'axe anticlinal selon un itinéraire rectiligne passant à 750 m du sommet de la montagne.

Point de départ, à 1200 m à l'W du pic , sur une lame de calcaires compactes pouvant atteindre 30 m d'épaisseur , lame qui représente un équivalent lateral des couches terminales du gargasien visible plus au N. Cette formation calcaire, inclinée à 60° C. environ , plonge au N.W. sous les sédiments de la zone de Clansayes .

En nous dirigeant vers l'E.S.E., on rencontre .

- alternances de marne et petits bancs calcaires.
- une seconde lame calcaire au N du SKIP de la mine.

Les pendages sont toujours élevés , leurs directions etant W.S.W- E.N.E.

INTERCALATIONS TENDRES;

-gîte de fer principale (gîte W ) . Le minerai affleure sur environ 800 m du S.W. au N.E. avec une largeur maximum de 200 m .

Il résulte d'une substitution aux calcaires récifaux aptiens qui prolongent au S W la lentille du pic .

Au S.W. du gîte métallique , le minerai qui envahit la totalité de la formation récifale a une puissance a 100 m .

Au N.E. du gisement , le fer ne va plus remplacer qu'une partie des calcaires et dès que l'on dépasse 1200 m d'altitude , on le voit se terminer .

Les rares pendages reperables plongent au N.W. ou à l'W.N.W vers l'E.S.E., nous recoupons sur 15 m environ le fer du gîte oriental. les couches plongent toujours au N.W. mais les pendages décroissent de plus en plus ( 30° environ ) .

-Puis on a une série de calcaire à débris d'organismes , il affleurent sur près de 800 m de l'E à l'W . Ils semblent refoulés au N contre leurs couverture , sous la poussée d'un diapir du Trias qui envahit le coeur de l'anticlinal .

Le substratum est recouvert sur environ 500 m par des éboulis ou brèche de pente. Les pendages plongent maintenant à l'E.N.E. flanc oriental de l'anticlinal.

#### MINERAI :

Par rapport au minerai de l'ouenza, le minerai de B.K est plus riche en fer et en manganèse, mais riche en cuivre, chaux, magnésium. La silice et le soufre sont à peu près les mêmes pour les deux minerais. A l'intérieur même de B.K, la branche du gîte Nord est la plus riche en fer, la silice étant surtout concentrée dans les branches Sud et dans les autres gîtes Sud.

Dans la branche Nord du gîte Nord, la teneur en fer paraît augmenter en descendant, et pour chaque niveau passer par un maximum lorsqu'on se déplace le long de ce gîte suivant son allongement.

Pour le gîte Sud et dans l'état actuel de nos connaissances, nous ne voyons pas de loi bien nette des variations de teneurs.

Ces teneurs en fer étant pratiquement toujours bonnes et supérieures à celles de l'ouenza, l'exploitation ne guère à se soucier pratiquement du fer.

La silice est en moyenne bonne, mais on rencontre des minerais siliceux.

Ainsi dans la branche Sud du gîte Nord, on note 1 titre de 11% de silice au niveau 1060. Le gîte Sud titre parfois 10% de silice comme moyenne d'une recoupe d'épente à épente. Le c.u est pratiquement inexistant.

#### CONSEQUENCES PRATIQUES DES OBSERVATIONS PRECEDENTES :

Comme pour l'ouenza, nous pouvons admettre une origine hydrothermale de substitution des calcaires aptiens à partir de filons carbonatés suivant des fractures.

Mais alors qu'à ouenza les calcaires à grains fins présentaient une réceptivité particulière pour le fer, ici à B.K tous les calcaires aptien sont minéralisables avec des teneurs exploitables. Il en est ainsi en particulier des bancs de calcaires à débris de l'aptien inférieur au calcaire massif. Nous ne devons pas comme à ouenza négliger ces bancs de calcaires.

En ce qui concerne les fractures , nous n'avons pas pu encore mettre en evidence des directions ou positions privilégiées .

Les contacts fer sterile peuvent mordre sur des limites de faciès . Ces teneurs en fer se modifient profondément lorsque l'on change de faciès primitifs. Les calcaires ~~reservés~~ à la metasomatose peuvent être partiellement mineralisés mais ils ne sont jamais remplacés par du minerai marchand .

Contactes reguliers , plus au moins , parallèles

TONNAGES RECONNUS A BOUKHADRA .

LE tableau ci-dessous donne les reserves estimées au 12/2/1969 . en milliers de Tonnes :  $10^3$  T .

Elles sont classées en 3 catégories

Minerai Normal , Barytique , Siliceux .

MINERAI	NORMAL	BARYTIQUES	SILICEUX	TOTAL
Ciel ouvert	10.000	2.000	2.000	14.000
Souterrain	22.000		2.000	24.000
Total	32.000	2.000	4.000	38.000

Soit un total des reserves de : 38.000.000 T

Dont 14.000.000 T à ciel ouvert  
(Normal + Barytiques + Siliceux ) 24.000.000 T en souterrain ).

Siliceux: 11% de SI 60% de fer .

Une exploitation selective meriterait être faite .

ANALYSE :

Fer	Mn	Si	Al	Ca	Mno <sub>2</sub>	P h	G	Cu	As	Z N	Pb
43	2,4	0,2	0,10	0,5	1,3	0,003	0,003	Trace	Trace	TRACE	//
60	3,1	2	1	0,3	1,7	0,020	0,230	//	//	//	//
65	2,4		0,6	0,2	0,4	0,008	0,014	//	//	//	//

REMARQUE

Minerai très inégale pour l'exploitation rationnelle , il faudrait envisagé la mise en place de plusieurs chantiers à fin d'obtenir 1 minerai homogène en granulométrie et en composition chimique pour faciliter le travail des Ht fourneaux.

3-2/ DETERMINATION DES LIMITES ENTRE L'EXPLOITATION A CIEL OUVERT ET L'EXPLOITATION SOUTERRAINE

Les limites d'exploitabilité entre le ciel ouvert et le souterrain à boukhadra sont déterminées par l'exploitant qui en plus de ses possibilités matérielles est contrain par certains facteurs qui seront déterminants dans le choix d'une solution des problèmes que posent le ciel ouvert et le souterrain. Parmi ces facteurs citons le facteur topographique , le facteur morphologique, reserves naturelles etc .

Tous ces facteurs seront resumes dans la justification de la découverte définitive (niveau 878 ) et non pas au 818 comme il a été prévu par l'ancienne société française.

NIVEAU 818 (Société française )INCONVENIENTS :

Si la découverte définitive va jusqu'au (818 ) il sera nécessaire de déplacer toutes les installations existantes et en particulier :

Le concasseur ; la descendrie servant pour le pompage de l'eau pour le village.

Pour la descente une grande distance sera à envisagée vu qu'on atteindra une profondeur d'environ 100 m . (voir plan ). En tenant en place toutes les installations nous aurons des distances = 250 m entre niveau , pente 6%.

Comme nous aurons 7 parcours ce qui fait  $7 \times 250 = 1750$  m de routes à construire aux quelles il faudrait ajouter  $\approx 2000$  m virages etc °.

#### AVANTAGES :

Plus grand tonnage à recueillir :

Minerais marchand : 15.789883 T

Stérile + déchets : 37022824 T

D'ou S/M = 2,34 (Bon) .

#### NIVEAU 878 PROJET ACTUEL :

##### AVANTAGES :

Tous les problèmes posés par le (818) . Déplacement de toutes les installations, decendries, ~~deces etc~~, ne se posent plus ici .

##### INCONVENIENTS :

Tonnage à extraire sera diminué .

Minerai : 9.500.000 T .

Stérile : 25 172 501 T .

$\frac{S}{M} = 1,940$  .

##### DUREE DE VIE :

$15.789.883 - 9.500.000 = 6.289.883$  T .

PRODUCTION ANNUELLE : 0,75 Mt T /An

= 10 ANS

#### EXPLOITATION EN CARRIERE DE BOUKHADRA ( ETAT ACTUEL ) !

Cette exploitation est faite principalement sur le gisement principal formé par 4 branches .

La 1ère branche commence à la coupe 24, atteint sa largeur maximum a la coupe 120 puis à partir de la coupe 119 - 118 se divise en 2 branches d'égales distances Les 2 autres branches beaucoup moins larges commencent a la coupe 122 .

DESSEIN DE MINERAI :

Le déblocage du minerai des différents niveaux entre le 878 et le 1105 se fait uniquement par routes sur camions . jusqu'au concasseur ( niveau 900 ) .

METHODE D'EXPLOITATION :

L'exploitation a ciel ouvert est du type classique , avec la seule différence qu'a B K , elle est faite sur le flanc du massif .

Les gradins sont variables , hauteur de 12 à 15 m . L'a battage se fait par trous de mine verticaux chargés d'explosifs ( N 31, 1 C etc . ) .

Le chargement et le roulage se fait par pelles sur camions .

3-3 EXPLOITATION SOUTERRAINE(TRAVAUX DE RECHERCHES ET D'AMENAGEMENT )A (RECONNAISSANCE DE BOUKHADRA ( GISEMENT SECONDAIRE )

En raison de l'allure filonienne du gisement secondaire , de ses sensibles changements de direction révélés sur les niveaux ou sa reconnaissance à été effectuée et du manque d'eau sur les chantiers , les recherches par sondages semble assez malaisée.

Il en résulte que la meilleure méthode est celle des galeries dans le minerai/ ou dans les environs immédiats des filons/ et les recoupes de part et d'autre de la galerie à chaque 50 mètres -

De cette façon nous pouvons établir:

- La continuité du gisement:
- Sa largeur:
- Sa teneur en fer:

TRAVAUX EFFECTUES :

NIVEAU 945	<ul style="list-style-type: none"> <li>-galerie 845 Sud c'est la plus basse qui ait reconnue le gisement Sud .</li> <li>-Recoupes tous les 50 m et de part et d'autres de la galerie.</li> </ul>
NIVEAU 926	<ul style="list-style-type: none"> <li>-galerie 1045 Sud</li> <li>-Recoupes 50 m</li> </ul>

NIVEAU 1105	-galerie 1105 Sud cette galerie semble avoir suivie le gisement secondaire sur toute sa longueur. -Recoupes tous les 50 m
NIVEAU 1165	-galerie 1165 Sud -Recoupes tout les 50 m
NIVEAU 1195	-galerie 1195 Sud -Recoupes tous 50 m
NIVEAU 1255	-galerie 1255 Sud c'est la plus haute -Recoupes tous les 50 m

GALERIES RECOUPES A EFFECTUER :

NIVEAU 1135	-galerie principale ---_;;;;,..... 1070 m -Recoupes tous..... 1050 m
NIVEAU 1165	-galerie principale ..... 830 m -Recoupes..... 850 m
NIVEAU 1255	-galerie principale..... 200 m -Recoupes ..... 250 m
NIVEAU 1105	-galerie Principale ..... -Recoupes
NIVEAU 1045	-galerie principale -Recoupes
NIVEAU 1000	-galerie principale ..... 750 m -Recoupes ..... 700 m

NIVEAU 950	-galerie principale .....	650 m
	-Recoupes .....	600 m
NIVEAU 902	-galerie principale .....	800
	-Recoupes .....	750 m

TOTAL :

8700 m

N.B. Il faut noter que les travaux souterrains aux niveaux 1000,950,902 et 845 ne pourront être commencés qu'après arrêt de l'exploitation à ciel ouvert.

C'est pourquoi, il faut actuellement reporter tous nos efforts sur les travaux souterrains en amont du niveau 1045 .

En effet ces niveaux seront appelés à être les premiers mis en exploitation pour remplacer la production du ciel ouvert.

#### B / EVALUATION DU PRIX DE REVIENT DE QUELQUES ELEMENTS

(galerie , cheminée , desserte principale )

Cette evaluation a été faite d'après le coût de la main d'oeuvre , de l'explosif energie , boisage etc ..... et d'après des travaux,avancement , elargissement qui ont été réalisés au cour du mois de septembre 1969.

Ainsi nous avons obtenu le prix de revient (moyen ) du mètre d'avancement et de celui d'élargissement des galeries de recherches ou évacuation .

Nous avons aussi essayer de donner un prix de revient à la desserte principale y compris les cheminées d'évacuation du minerai .

NIVEAU	AVANCEMENT AU ELARGISSEMENT m	SOUTÈnement	chargement	nature des TERRAINS	CONSOMATION TOTALE D'EXPLOSIFS	CONSOMATION SPECIFIQUE kg/M
1255SUD	24,20 ANVIRON	RIEN	MECANIQUE	CALEAIRES	425 kg	17,4
1165.SUD	38,10 ANV	1 TH	MECANIQUE	MARNE JAU- -NES	250 kg	5,8
1135	17,90 ANV	6 TH	MECANIQUE	MARNES	300 kg	13

RECHERCHES PAR SONDAGES - GALERIE 1105 SUD - EST

Mètre sondés . 21 m .

Main d'œuvre :

Prix du mètre d'avancement : 65.00 DA

Prix du mètre d'élargissement : 35.00 DA .

DONNEES POUR LE CALCUL DU PRIX DE REVIENT DU METRE D'AVANCEMENT ET D'ELARGISSEMENT.

PRIX DE REVIENT DU METRE D'AVANCEMENT BASE SUR LES TRAVAUX DU MOIS DE SEPTEMBRE 1969

1) Main d'oeuvre :

1255 (Sud )	24,20 m	-	6500	-	1570.00
1165 (Sud )	38,10 m	-	//	-	2470.00
1135	17,90 m	-	//	-	1160.00
TOTAL	-----				-----
	80,20 m				5.200.00

Coût du m d'avancement ( main d'oeuvre ) ..... 64,90

2) EXPLOSIFS :

1255 Sud : 425 kg	}	975 kg pour 80,20 m !
1165 Sud : 250 kg		
1135 Sud : 300 kg		

Soit consommation au mètre = 12,15

Coût d'explosif par mètre d'avancement

600 X 12,15 ..... 72,90

3) SOUTÈNEMENT

(Recupération et pose de cadre T.H )

2 ouvriers à raison de 5 cadres / poste.

10,00 pour 1 cadre / 1 ouvrier .

70,00 + 70,00 = 140,00

a mètre d'avancement ..... 1,74

4) ENERGIE :

a) Air comprimé: pour la foration/2 à 3 m<sup>3</sup> d'air /mn ) Travail de 3 H en moyenne/poste. 1 m<sup>3</sup> coute 0,0055 Soit 2,45

Pelle Eim CQ/3 à 4 m<sup>3</sup>/mn ) Travail de 1h30 mn en moyenne/poste 2,00

Total par poste= 4,45

b) Consommation , entretien et main d'oeuvre de la loco

12<sup>l</sup> d'huile , 30<sup>l</sup> de mazout , entretien + conducteur et 1 oide = 70,00

Loco ~~tracteur~~ pour 2 avancements == depence de 35.00 D A/poste .

Pour 1 avancement de 1 m 40 /poste en moyenne les frais s'éleveront au mètre

d'avancement .

$\frac{(35,00 + 4,45)}{1,4} \times 1 \dots\dots\dots 28,50$

1,4

PRIX DE REVIENT DE METRE D'AVANCEMENT ..... 168,50 D A

(Septembre 1969 )

PRIX DE REVIENT DU METRE D'ELARGISSEMENT (MOIS DE SEPTEMBRE 1969 )

1/ main d'oeuvre :

1165 (Sud ) 5 m - 35,00 - 175,00

1135 (Sud ) 5 m - 35,00 - 175,00

TOTAL 10 m ..... 350,00

Coût de l'explosif au mètre d'elargissement ..... 35,00

2/- Explosifs :

1165 : 17,5 kg }  
1135 : 17,5 kg } 35 kg Soit une consommation de 3,5 kg / mètre

Coût de l'explosif au mètre : 6,00 X 3,5 ..... 21,00

3/- Energie :

a/ Air comprimé :

Foration 12 à 3 m<sup>3</sup>/mn travail en moyenne. 2<sup>H</sup> / poste ..... 1,80

Pelle Eim Co /3 à 4 m<sup>3</sup>/mn / Travail en moyenne 1<sup>H</sup>30mn/poste..... 2,00

TOTAL 3,80

b). Consommation, entretien et main d'œuvre pour le loco par poste. 35,00  
à en moyenne un avancement de 1 m 50 / postes les frais délargissement seront

par mètre  $\frac{38,80 \times 1}{1,5}$  ..... 25,85 D A

PRIX DE REVIENT DU METRE D'ELARGISSEMENT ..... 81,85 D A

#### CHEMINEES :

Pour l'évacuation du minerai, l'installation de cheminées reliant les différents niveaux s'est avérée nécessaire.

#### CALCUL DU PRIX DE REVIENT DE LA CHEMINEE 1105 -1045

-Le creusement : Durée 10 mois environ.

8 mois ont travaillé 4 ouvriers.

2 mois // 2 ouvriers

Soit en poste ouvriers ( 4 X30 X 8 ) + 2X30X2) = 1080 /postes ouvriers.

A raison de 20 DA le P/OU . on aura : 21.600,00

Béton : A 105 m<sup>3</sup> de béton à 75,00 DA le m<sup>3</sup> : 7.875,00

Pierres : 90 m<sup>3</sup> à 12,00 DA/ m<sup>3</sup> : 1.080,00

Main d'œuvre (maçonnerie) 4 ouvriers durant 45 jours : 3.500,00

Explosifs: 10 kg / m en moyenne : 3.600,00

Récupération et pose de rails : 600,00

Energie : 2.500,00

Boisage pour coffrage : 500,00

Soit prix de revient de :

41.250,00 .

#### CALCUL DU PRIX DE REVIENT DE LA DESSERTE : (Niv : 1045 - 1105 )

Elements de la ~~desserte~~ 2 pts de chargements

2 cheminées

2 tremies

1300 m de galerie + 2 branchements

1 pts de chargement .

IL faut compter en plus environ 2000 m de bois .

4 ouvriers durant 4 mois (25 j ) pour la recuperation des cadres ( niveau 1045 )	
environ 2000 m X 5,00 = .....	10.000,00
Recuperation de cadres : 20,00 DA X25 X 4 X 4 = .....	8.000,00
Pose de <del>soutènement</del> global : .....	1.000,00
Prix de revient de la galerie 1045 Longueur : <del>300</del> X206,00.DA/m.	260.000,00
Branchement ( galerie supplementaire )Longueur:30X2X200 = .....	12.000,00
2 Tremies de déchargement d' <del>une capacité unitaire</del> de 30 T600.000X4=	24.000,00
Prix forfaitaire à la table .....	2.000,00
Partie de la <del>desserte</del> ( niveau 1105 ) .....	4.000,00
2 cheminées : 41.250,00X2 = .....	<u>82.000,00</u>
PRIX GLOBALE DE LA DESERTE .....	563.000,00

On aura 20.000.000 de tonnes de minerai qui seront évacués par cette ~~desserte~~ d'ou les frais d'investissements à la tonne sera de 0,03 DA .

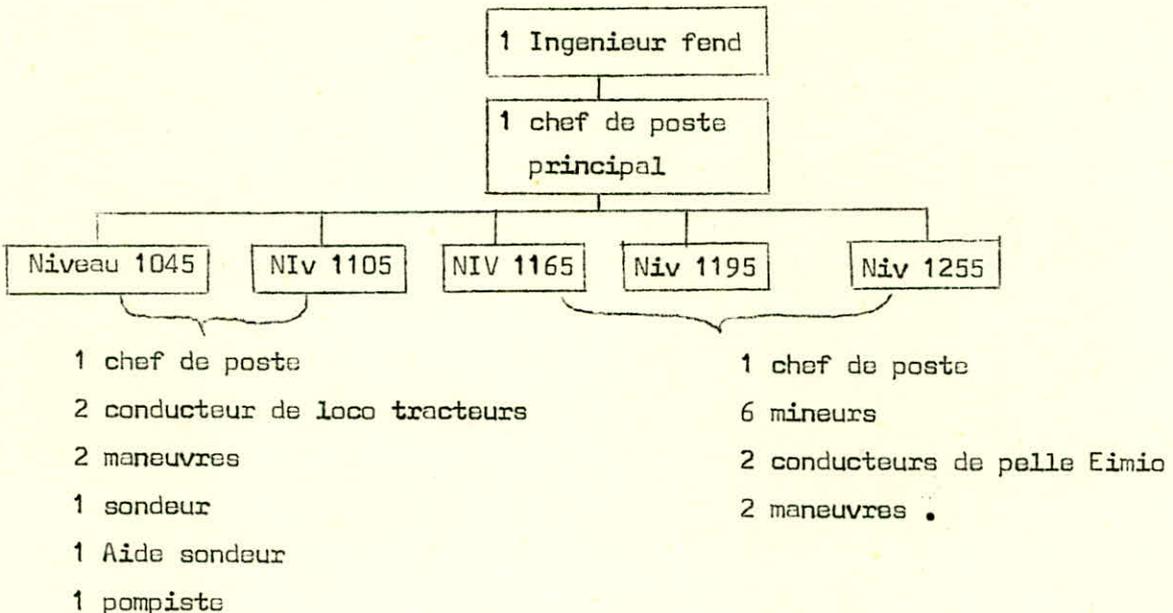
C/ ORGANIGRAMME :

Actuellement , les travaux de recherches et d'amenagement se déroulent en 5 pts .

Avancement : nous aurons 2 equipes . Niveau 1255 et 1165 .

Travaux d'amenagement : Niveau 1105 et 1045 .

en definitive on aura le schema suivant :



IV) PROJET D'EXPLOITATION SOUTERRAINE

#### 4-1 Explication du choix de cet amas de forme filonienne :

Le choix porté sur ce gisement Sud pour l'étude d'ensemble des travaux souterrains du gisement de B.K. à plusieurs raisons :

Cet amas englobe à lui seul plus de la moitié des réserves à exploiter en s souterrain et est du point de vue concentration le plus important de la partie souterraine.

Le gisement Sud est d'âtre parts , le mieux connu:De nombreux sondages ont été effectués ainsi que de nombreuses galeries et recoupes de recherches .

C'est un gisement très difficile .En effet cette masse compacte est répartie sur une profondeur très importante , allant du niveau 845 au niveau 1255 , soit une hauteur d'environ 410 m , par conséquent , il traverse une série assez importante de roches encaissantes du Djebel donc est suceptible de posséder toutes ou du moin la majorité des caractèrâstiques , tout du minerai que des roches encaissantes ( teneur , dureté , alternation , nature des roches encaissantes , etc ....) . que l'on peut rencontrer dans l'ensemble du gisement B.K. Ainsi l'étude envisagée à l'échelle du g.Sud pourra être generalisée pour tout le gisement B.K. En fin , un dernier point , par sa haute teneur en fer et par l'importance de ces réserves , 20 millions ,ce gisement pourra à lui seul suffire sinon contribuer pour une grande part à la production demandée .

Si nous avons aussi pris le gisement Sud pour notre etude c'est que le gisement principal 2iem du pt de vue concentration n'offre pas actuellement la possibilité d'une exploitation souterraine , etant donné son expl . a ciel ouvert bien que les réserves (hors du champ d'action du ciel ouvert,s'elevent à plus de 20 millions de tonnes.

#### 4-2- PARAMETRES GEOMETRIQUES ET GEOLOGIQUES DU GISEMENT SUD DE B.K.

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

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

##### a) PARAMETRES GEOMETRIQUES :

Le gisement secondaire à l'allure d'un ruban qui s'enfonce sous les calcaires et marno du Djebel B.K. puis revient à l'est du pic après avoir contourné celui-ci par le Sud : ( voir fig ) .

##### ALLURE GENERALE DE CE "RUBAN" :

Direction du gisement (galerie 1105) N.E.

- De la coupe 124 à la coupe 113 .

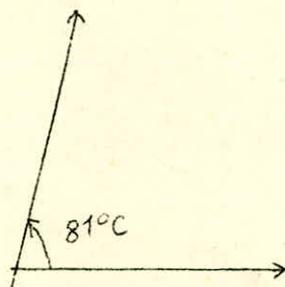
On passe du niveau 845 au niveau 1045 .

Direction : S.E. - N.W .

Largeur : 28 - 30 m .

Pendage : Direction W . S .

Fort pendage :  $81^{\circ}$



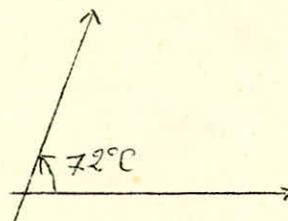
- De la coupe 113 à la coupe 100.

Direction : même S.E - N.W

Largeur : 30 - 40 m .

Pendage : Direction ; N . S.

décroit en montant vers le haut



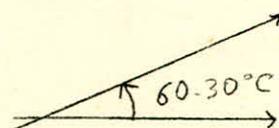
- De la coupe 100 à la coupe 96 .

A la coupe 100 le gisement amorce une courbe.

Direction : changée .

Largeur : 30 m .

Pendage : même direction mais plus faible .

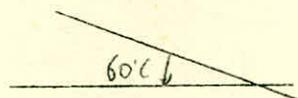


à la coupe 96 passe par l'horizontale .

Niveau 1255 : Direction change : il revient à son -- initial .

Largeur : 28 - 30 m .

Pendage : change de direction



### CONCLUSIONS :

- Sa largeur moyenne sur l'ensemble des niveaux reconnus est de l'ordre de 30 m environ .
- Le pendage moyen entre les niveaux 845 et 1045 est de 81°C environ.  
Au dessus du niveau 1045 , le pendage s'adoucit jusqu'à 72°C et plus dans la partie S . E . du pic .
- Au niveau 1255 on a 1 changement de direction de pendage .
- Longueur est de 1200 mètres environ reconnu au niveau 1105 .
- Hauteur : 400 m ( moyenne )

### PARAMETRES GEOLOGIQUES :

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

Le minerai trouvé dans les recherches a donné dans l'ensemble des niveaux , des 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 **croissances**, cloches et **cornouilles** **colmatées** par des blocs de taille moyenne qui s'éboulent lorsque l'on perce dans la **croissance** ou la cloche .

La tenue du terrain dans le gisement est bonne à quelque rares exceptions (des travaux exécutés dans le minerai et abandonnés depuis plus de 10 ans se conservent intacts). De ce fait le soutènement n'est nécessaire que dans des rares occasions . Dans les calcaires les **troux** se conservent comme dans le minerai . 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 mornes ou même calcaires **rares**.

Les marnes jaunes ont des épaisseurs pouvant varier entre 0,50 m et 3 mètre ( 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 ~~décalent~~ <sup>décalent</sup> très facilement par gros placages ce qui rend leur approche dangereuse .

Les réserves géologiques ont été ~~évaluées~~ <sup>évaluées</sup> en utilisant les coupes horizontales et verticales , le calcul lui - même ayant été fait sur les coupes des niveaux .

Les niveaux ont été pris de 15 m ou dessus du 985 et de 12 m en dessous .

Pour ce gisement Sud , les éléments disponibles sont trop diversifiés pour faire un calcul de tonnage qui ne tiennent pas trop ~~compte~~ <sup>compte</sup> des interprétations,

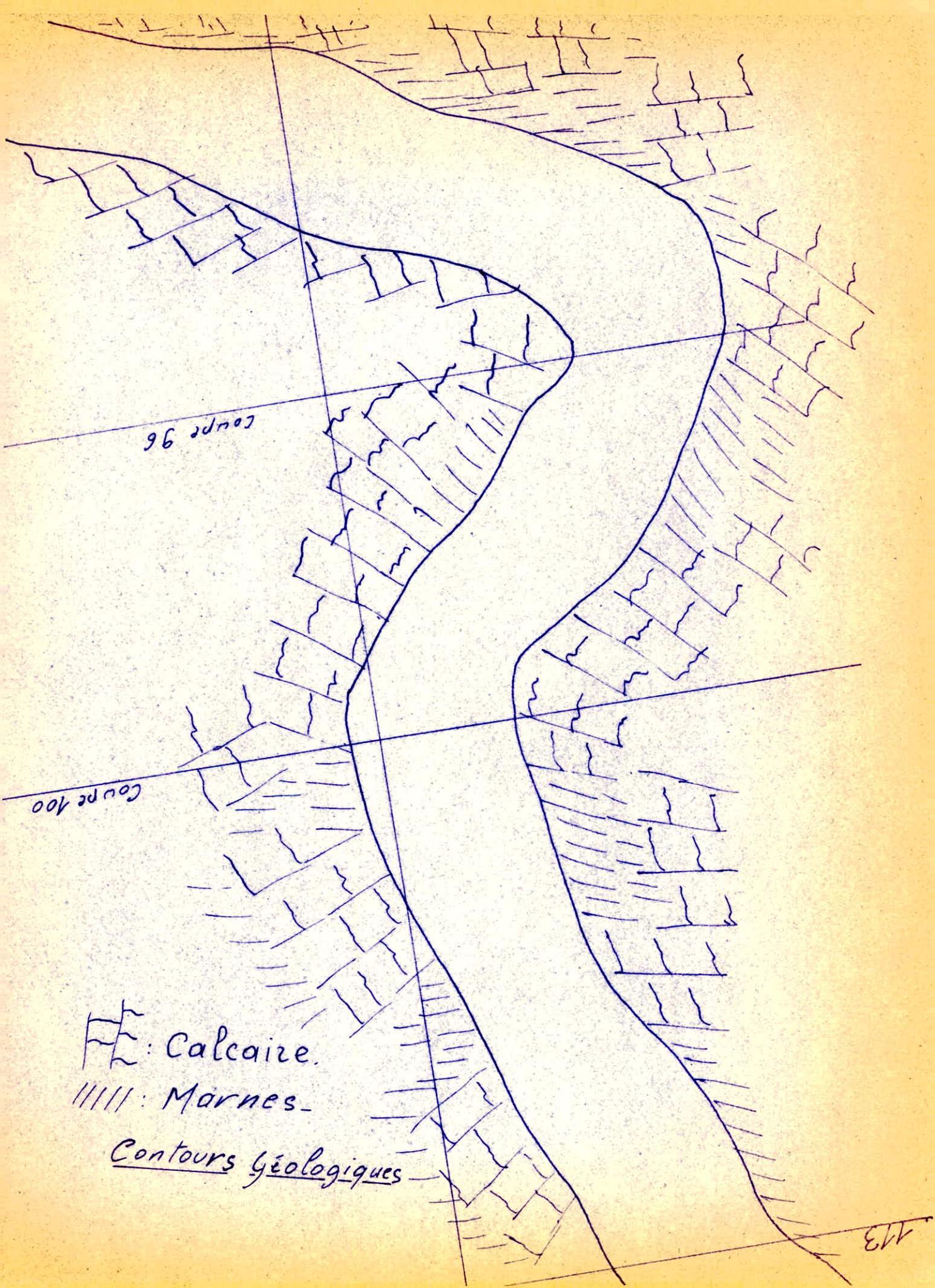
Par suite il a été calculé en dessous du 1045 les éléments du 1045 et du 1105 , en dessous on peut estimer que le gisement est régulier donnant 45.000 tonnes de minerai entre coupes pour le niveau de 15 m et de 35.000 T pour les niveaux de 12 m.

## RESULTATS

Ces réserves du souterrain s'élèvent à 20 millions de tonnes dans la partie du gisement Sud .

Et 28 millions de tonnes dans le gisement principal ( hors du champ ~~d'action~~ <sup>d'action</sup> du ciel ouvert )

Les réserves actuellement connues et inexploitées de façon rentable autrement qu'en souterrain s'élèvent donc à 38 millions de tonnes au total , de plus ce chiffre n'est pas le plafond car dans les limites de la ~~concession~~ <sup>concession</sup> , existent d'a ~~des~~ <sup>des</sup> affleurements susceptibles d'être les débuts d'autres filons exploitables en souterrain



Coupe 96

Coupe 100

Calcaire.

Marnes.

Contours géologiques

### 4-3 DETERMINATION DE LA PRODUCTION A REALISER PAR LE SOUTERRAIN DE B.K

A partir des données du plan QUADRIENAL .

Etant donné que la production d'acier reste constante de 1970 - 1973 le tonnage de minerai de fer extrait des mines de Khanguet Beni-saf , Zaccar , rivet , ouenza, B.K., et aussi constant et égale à 3,7 M Tonnes dont 1 M T est exporté .Le reste c'est à dire 2,7 M T est destiné à la S.N.S.

#### PRODUCTION

Khanguet : 245.000 T .

Benisaf : 200.000 T .

Minerai : 145.000 T .  
*Brun*

Zaccar : 100.000 T.

Rivet : 10.000 T .

700.000 T/an

Vu qu'une mise au 1000 par tonne de ~~fonte~~ étant de 1930 kg de minerai de qualité moyenne , la quantité de fonte produit en 1973 sera de 2,7 M T 1,4 M.T  
1930

de minerai de qualité moyenne ,

Après 1973 sera mis en route le 2iem Ht fourneau qui aura une capacité de :  
1300 T/jours X 1930 = 2,6 M.T / jours de minerai.

et par an 2,6X350 = 910 M.T/an -

Cette consommation debutera au 1er Septembre 1973 -

#### REMARQUES :

C'est d'après l'analyse de toutes ces données que normalement nous aurions due déterminer notre production du S.T. du B.K. , mais vu que ces données nous on été tardivement transmises nous ne pouvons que les noter !

Caracteristiques du minerai pris par la S.N.S. Minerai de qualité moyenne faible teneur , (Minerai Brun) .

RESERVES DE OUENZA :

Minerai normal :	60 M. T.
Minerai brun :	25 M. T.
	<hr/>
	85 M. T.

36 M.T à prendre à ciel ouvert .

24 M.T à prendre en souterrain

PRODUCTION :

Sainte - Barbe .....	0,9 M.T
Chagoura .....	0,81 M.T
Ha llatif .....	<u>0,3 M.T</u>
Total l'ouenza par an	2 M.T

L'exploitation se fait à ciel ouvert et en souterrain

RESERVES DE BOUKHADRA :

Minerai normal	32 M.T.
Autres Minerais :	<u>6 M.T.</u>
Total	38 M.T.

10 M.T. à prendre à ciel ouvert .

20 M.T. à prendre en souterrain .

PRODUCTION : Boukhadra ..... 0,75 M.T.

Cette production est donnée Uniquement par le ciel ouvert .

2<sup>e</sup> METHODE :

A partir des réserves :OUENZA -Boukhadra -

En partant de l'hypothèse que la durée de vie est identique pour les 2 gisements .

OUENZA :

Ciel ouvert :

Reserves : 36 M.T.

Production : 1,2 M.T./AN

$$\left. \begin{array}{l} \text{Reserves : 36 M.T.} \\ \text{Production : 1,2 M.T./AN} \end{array} \right\} \text{Durée de vie } \frac{36}{1,2} = 30 \text{ ANS !}$$

Souterrain :

Reserves : 24 M.T.

Production : 0,8 M.T.

$$\left. \begin{array}{l} \text{Reserves : 24 M.T.} \\ \text{Production : 0,8 M.T.} \end{array} \right\} \text{Durée de vie } \frac{24}{0,8} = 30 \text{ ANS}$$

BOUKHADRA :

Ciel ouvert :

Reserves : 10 M.T.

Production : 0,75 M.T./AN

$$\left. \begin{array}{l} \text{Reserves : 10 M.T.} \\ \text{Production : 0,75 M.T./AN} \end{array} \right\} \text{Durée de vie } \frac{10}{0,75} = 10,3 \text{ ANS}$$

Souterrain :

Reserves : 20 M.T.

Production : X/AN

$$\left. \begin{array}{l} \text{Reserves : 20 M.T.} \\ \text{Production : X/AN} \end{array} \right\} \text{Durée de vie } \frac{20}{X} = 30-10=20 \text{ ANS}$$

DETERMINONS X : Sachant que le but du souterrain de boukhadra est la continuation du ciel ouvert .

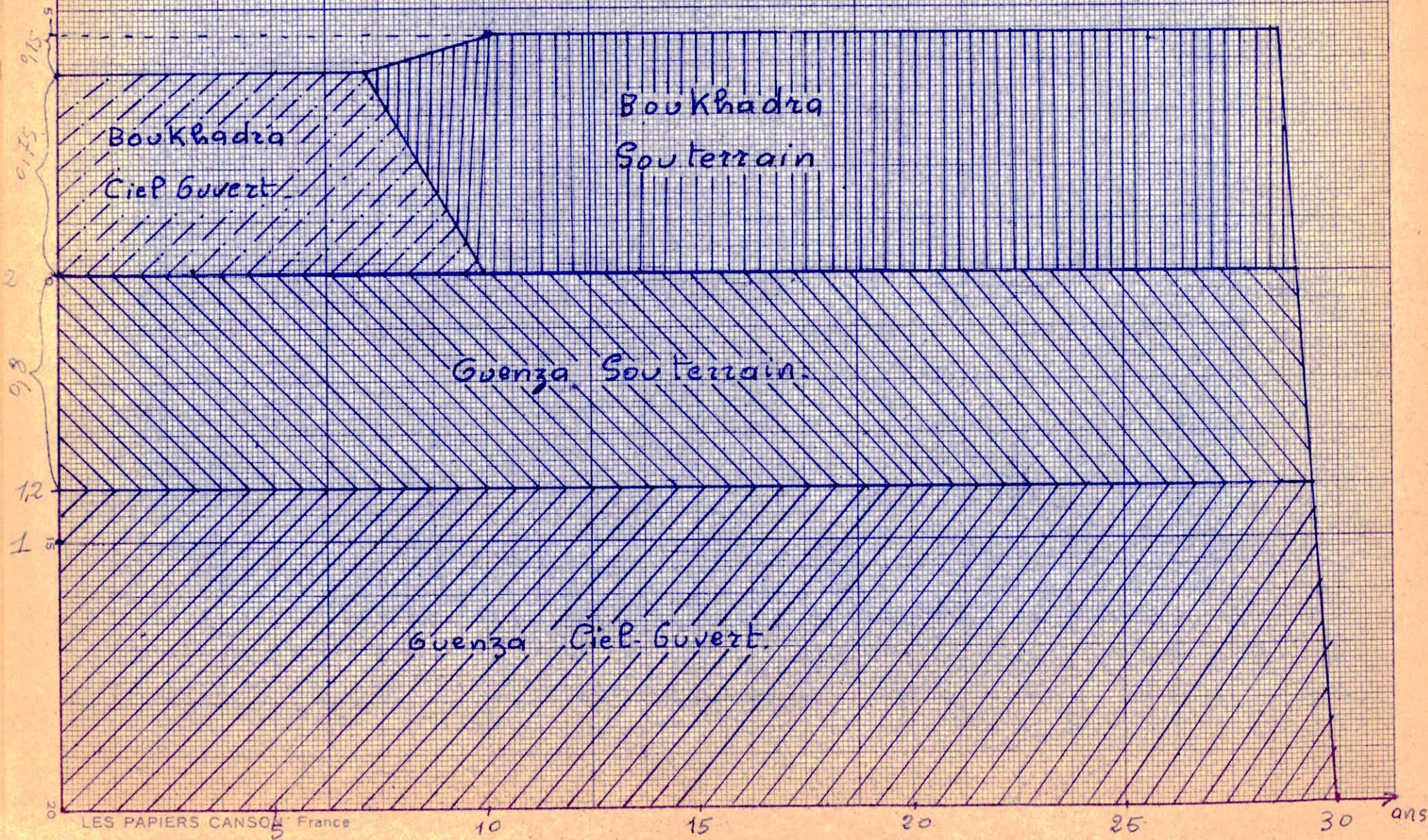
Donc ce n'est plus ~~ceux~~ à ouenza où la durée de vie du ciel ouvert est identique au souterrain soit 30 Ans mais dans le cas de B.K. 30 Ans est la durée de vie du ciel ouvert + souterrain !

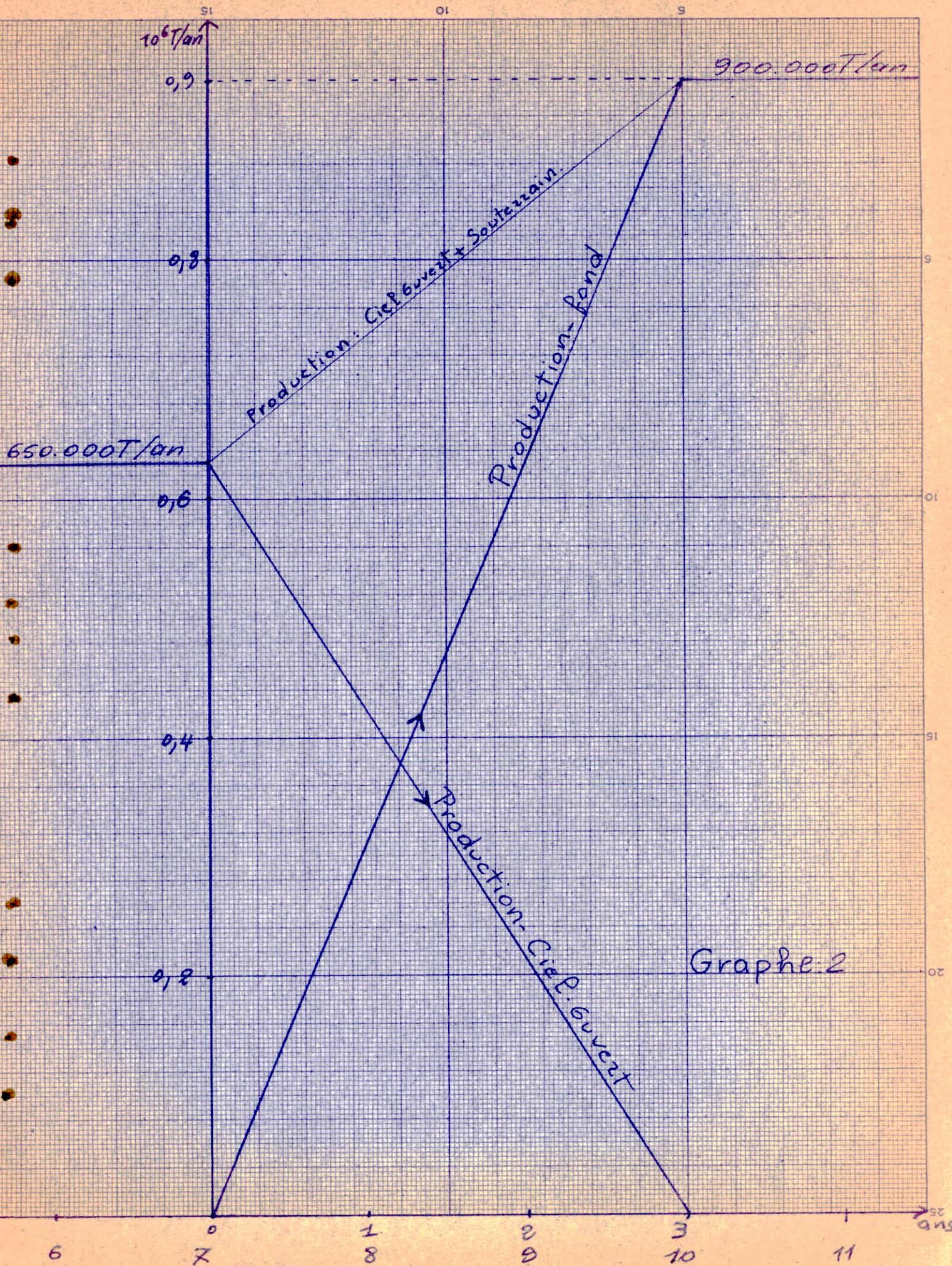
Donc théoriquement la durée de vie du souterrain est de 30-10=20 Ans !

Mais pour les raisons suivantes que nous venons ci dessous , elle sera différente .

En effet il faut un certain <sup>temps</sup> de préparation à cause de l'effectif actuel , du matériel , du nombres de Kms de galeries à tracer etc .....

Graphe: 1





D'autre part le prix de revient et la qualité du minerai doivent être bien connue et ne doivent pas subir des coups. Pour celle-ci il faut que la mise en route du souterrain soit progressive en assurant le tonnage demandé par les acheteurs et la production à ciel ouvert doit être dégressive d'une façon continue et régulière.

En principe le temps de préparation du souterrain ne pourra excéder 3 ans et étant donné que les impératifs du plan quadriennal obligent à la mise à feu du second haut fourneau à la fin de 1er Septembre 1973 !

ON fera démarrer le souterrain 3 Ans avant la fin du ciel ouvert ce qui donne pour le souterrain une durée de vie de  $30-7 = 23$  ans .

D'où une production moyenne de  $\frac{20 \text{ M.T}}{23} = 875.000 \text{ T/AN}$

Soit 3500 T / jours

Voir graphe : 1 et 2 -

#### CHOIX D'UNE METHODE D'EXPLOITATION :

Notre choix sera orienté sur des systèmes d'exploitation qui s'adapteraient le mieux aux particularités, du gisement et qui donneraient le maximum d'avantages tout du point de vue sécurité que du point de vue économique .

D'AUTRE part le minerai de fer de boukhadraetant vendu tel qu'il est , nous chercherons donc à éviter un taux de salissage élevé , une consommation excessive de bois , et à obtenir des rendements élevés .

Le maximum de sécurité doit aussi être observé .

C'est ainsi que nous aurons porté notre choix sur 2 méthodes d'exploitation .

1/ méthode par sous niveaux ~~abattus~~ en chambre vide avec soutirage en masse .

2/ méthode par chambres magasins .

METHODE 1 .4 - 4 SOUS NIVEAUX ~~ABATTS~~ EN CHAMBRE VIDE .PRINCIPE .

C'est une variante de l'exploitation par sous niveaux ~~abattus~~ mais en plus elle fait l'objet d'un soutirage en masse .

Ses avantages sont :  
 grande sécurité ;  
 faible consommation de bois ;  
 production élevée .

inconvenients

investissement de gros capitaux pour l'achat de matériel ~~correct~~

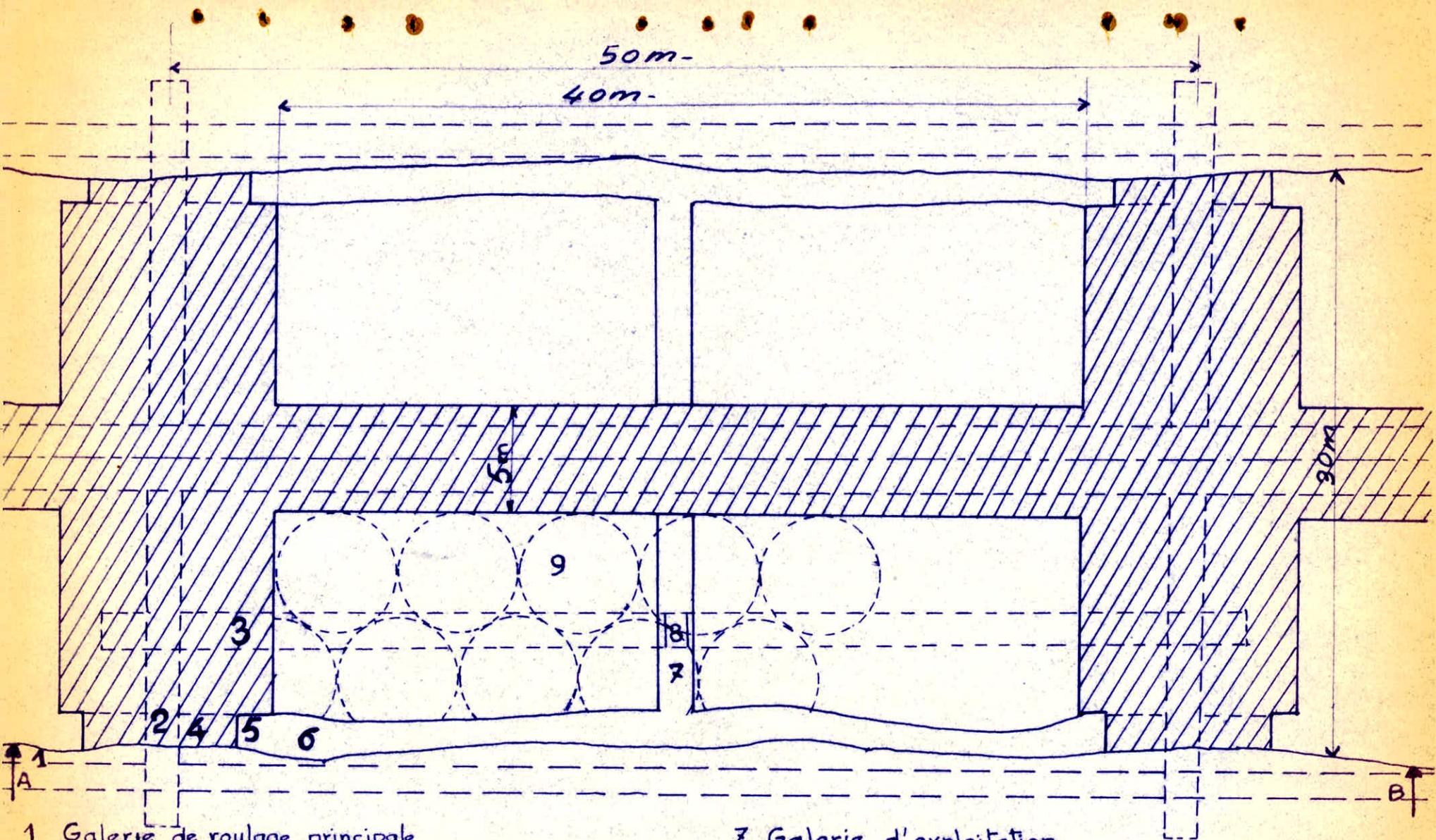
Quatre phases :  
 travaux préparatoires  
 foration  
 tir  
 chargement .

TRAVAUX PREPARATOIRES :

La particularité de ces travaux , c'est que les allongements sont creusés directement à partir des cheminées reliant les panneaux , en s'ouvrant ainsi le traçage des recoupes - la direction de ces allongements sera parallèle au plus grand axe du volume minéralisé et seront distantes entre elles de la longueur d'un coup de mise ( voir schéma 1.2.3. ) .

Comme autres travaux préparatoires nous auront le creusement de séries d'entonnoirs à partir d'un réseau de galeries parallèles (galeries de ~~raclage~~ )

( voir fig 3 et 2 )

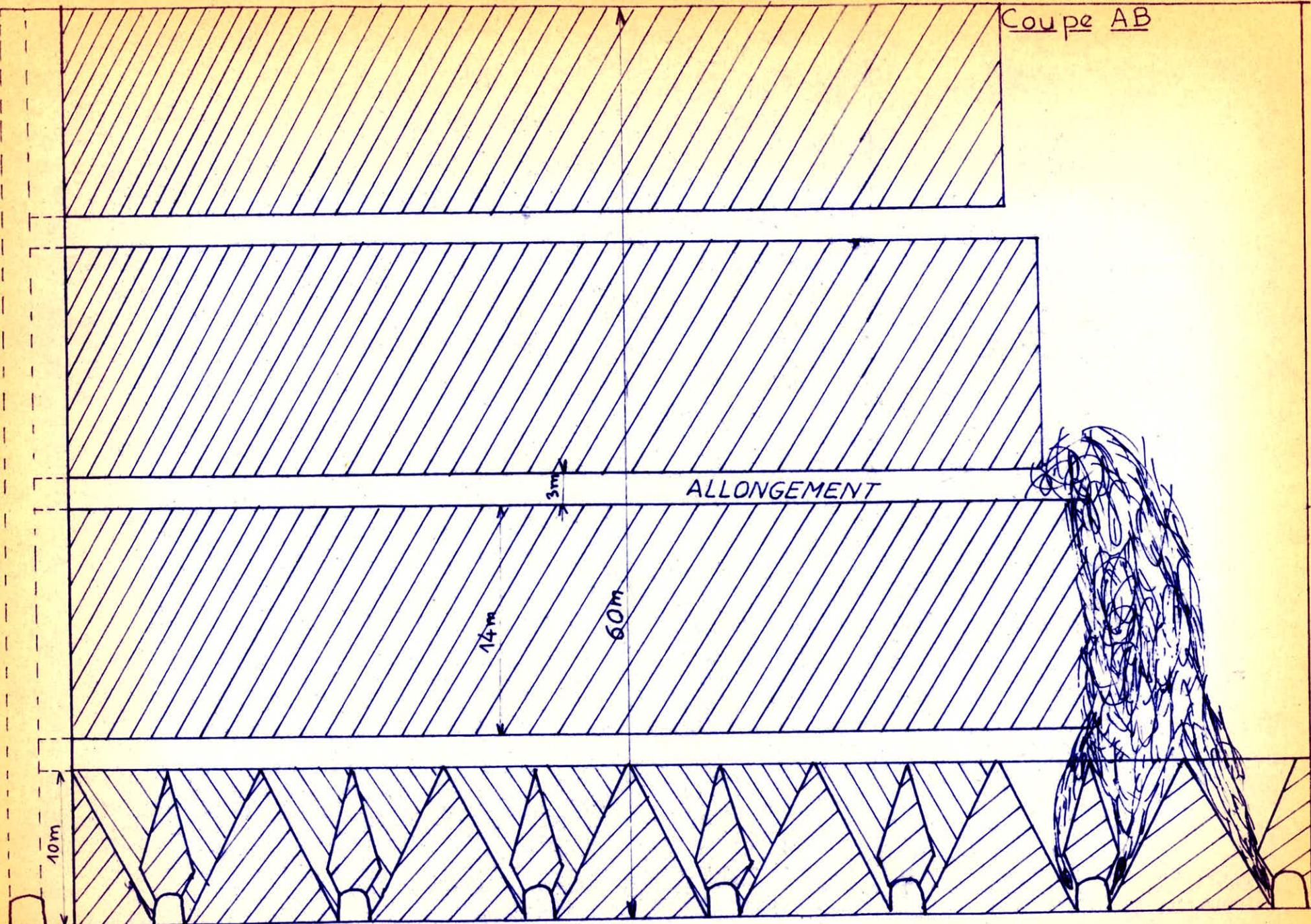


- |   |                          |
|---|--------------------------|
| 1 Galerie de roulage principale                     | 7 Galerie d'exploitation |
| 2 Galerie de roulage (recoupe) produit de scrapage. | 8 Cheminée d'aérage      |
| 3 Galerie de roulage                                | 9 Entonnoirs             |
| 4 Recoupe au mur et toit                            |                          |
| 5 Montage   |                          |
| 6 Galerie au mur et toit                            |                          |

GOUPE HORIZONTALE

Fig:1

Coupe AB



ALLONGEMENT

3m

14m

60m

10m

Coupe AB

Galerie pour roulage par bande 2x2

Fig: 2

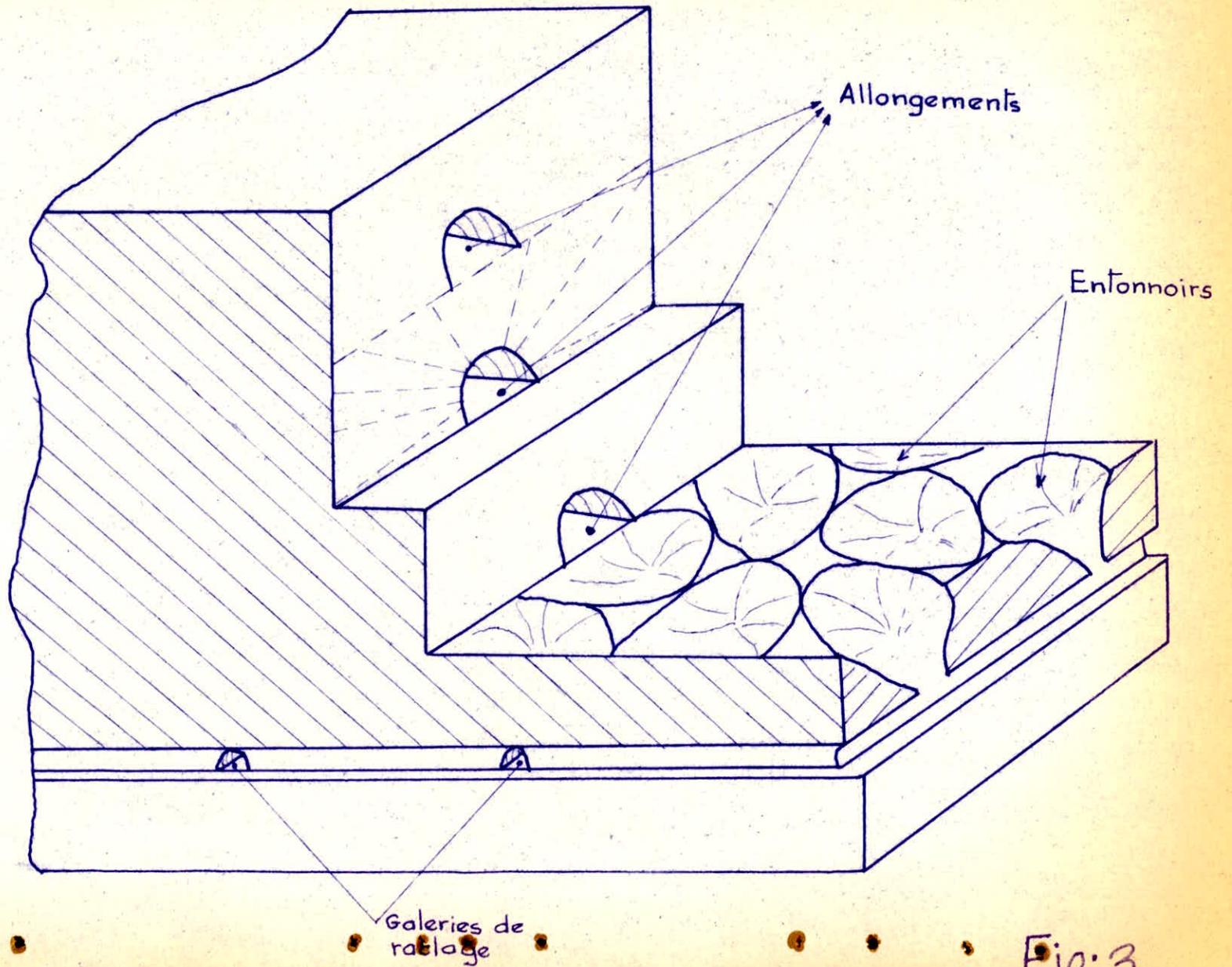
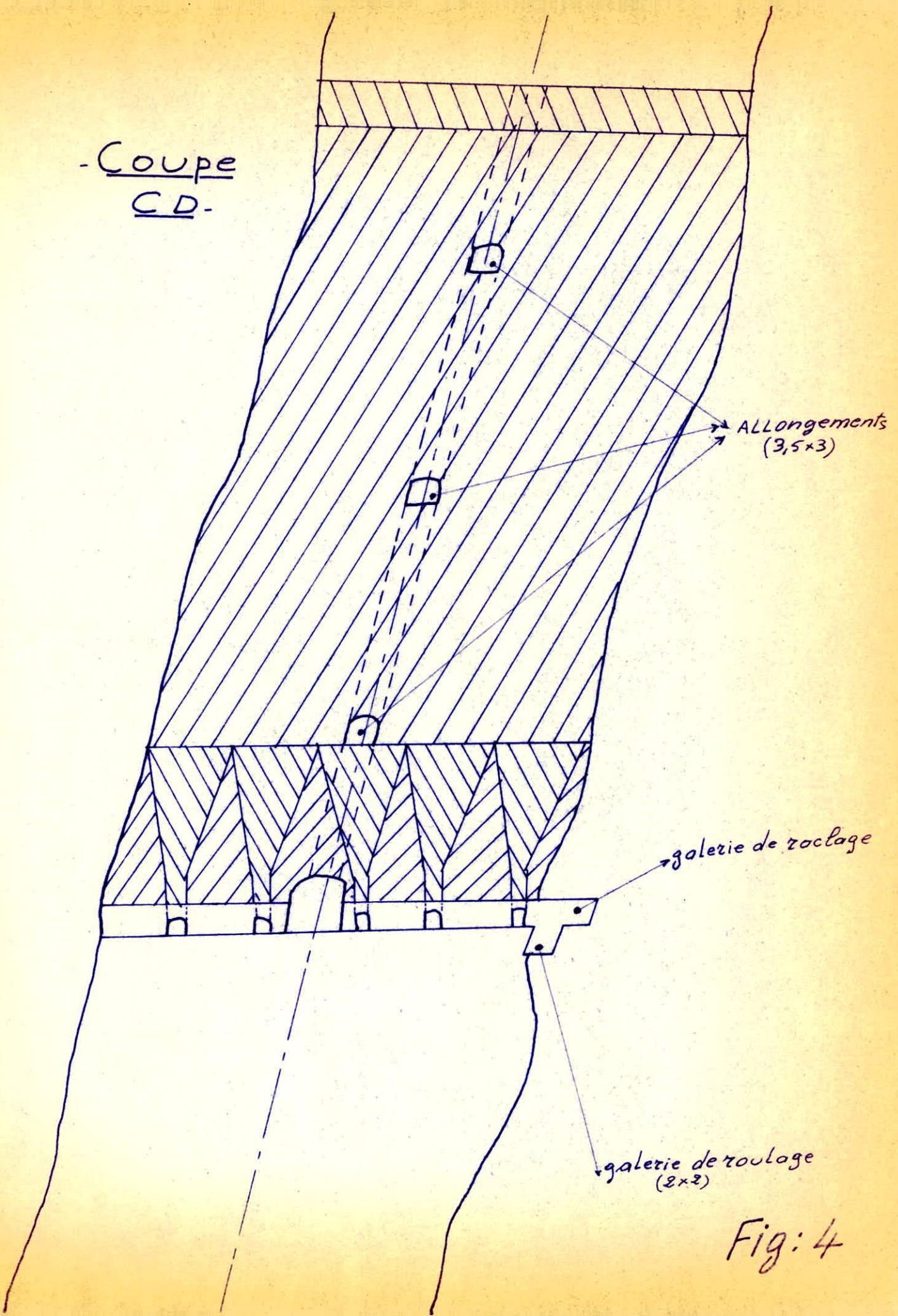


Fig: 3

- Coupe  
C.D.-



→ ALLongements  
(3,5x3)

→ galerie de roclage

→ galerie de roulage  
(2x2)

Fig: 4

FORATION :

Matériel spéciale pour le forage en éventail de longs trous parallèles (fig 3)

TIR :

Se fera à l'explosif. On commencera par le sous - niveau supérieur, et on descend de gradin en gradin en tabattant vers la cheminée !

CHARGEMENT :

Se fera par les entonnoirs dans les galeries de roulage où il seront chargés par scraper sur un convoyeur à bande installé dans la galerie de roulage .

METHODES : CHAMBRES - MAGASINS

4 - 5

Principe : elle a été inspirée des méthodes dites chambre - magasins -

Elle ne représente pas de gros efforts d'adaptation même pour le personnel du ciel ouvert qui devra être convertis en personnel fond .

## Avantages :

Pas de soutènement dans les ~~chambres~~ exploités , vu que la production reste sur place et seul le minerai façonné ~~est~~ soutiré .

Stockage du minerai sur place , <sup>on évite</sup> ainsi des frais de mise en Stok et reprise du Stok.

Chargement simple .

Abattage de minerai avec du matériel léger et peu coûteux !

Augmenter le nombre de chantiers d'exploitation donc avoir une production de teneur plus homogène !

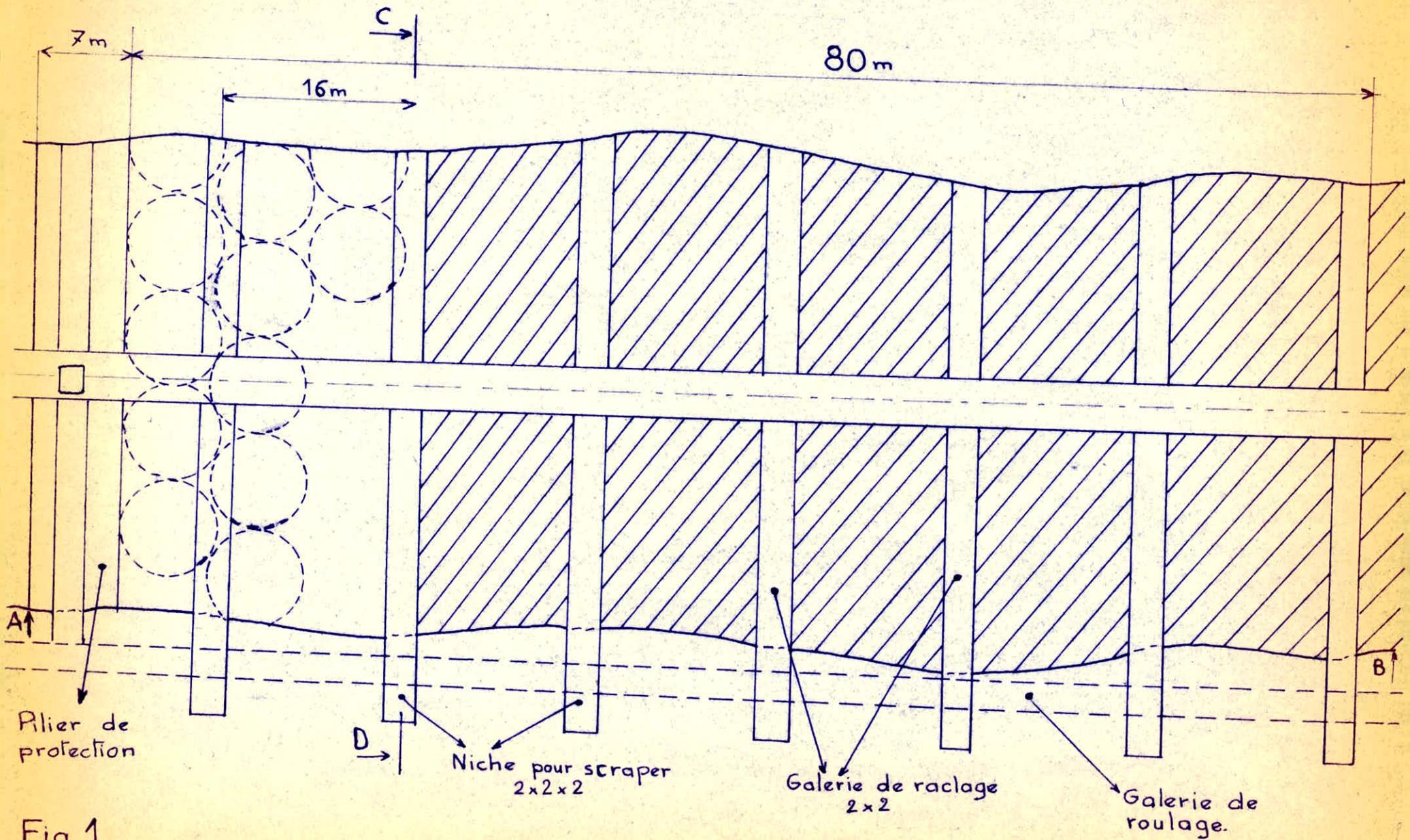
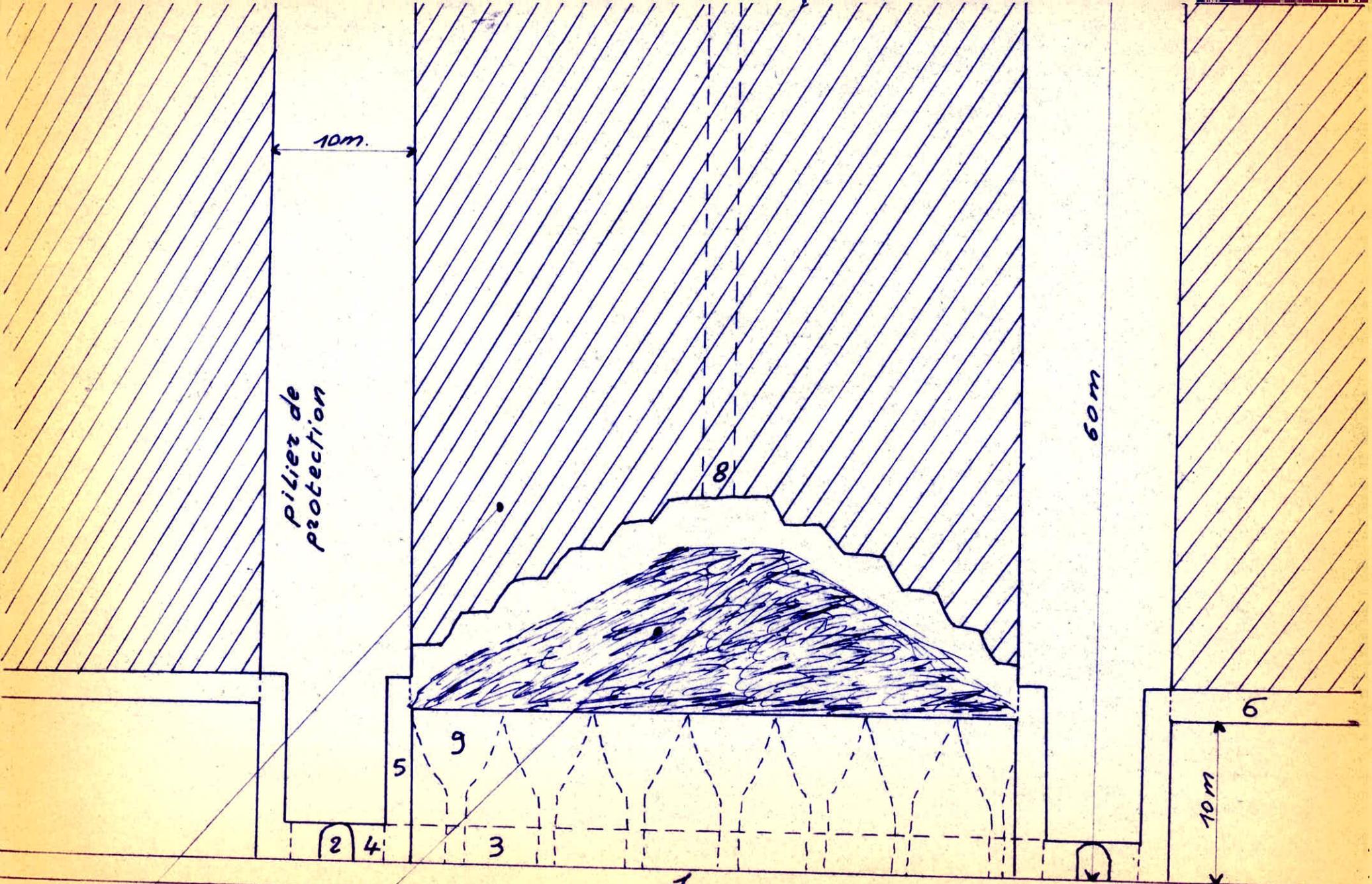


Fig. 1

COUPE HORIZONTALE niveau 1105

Fig:1



*pilier de protection*

60m

10m

10m

chambre en défilage

minéral battu

COUPE AB

Fig:2.

INCONVENIENTS :

Le plus important laisser sur place un assez grand tonnage de minerai sous forme de pilier !

Moindre sécurité pour le travail.

4 phases :

Travaux préparatoires.

Foration !

Tir !

Chargement !

Voir fig (            )

4-6 TRAVAUX DE DECOUPAGES :

Ces travaux seront exécutés à partir des niveaux tracés dans le gisement et qui le délimitent en étages de 60 m de hauteur. Ces niveaux se composent d'un assez grand nombre de galeries et de recoups qui ont permis la reconnaissance du gisement

Ceux sont essentiellement :

- Le niveau 1045 situé à la base de l'amas considéré !
- Le niveau 1105
- Le niveau 1165
- Le niveau 1255 pour la partie amont de l'amas !

REMARQUE :

Les 2 méthodes d'exploitation proposées présentent de nombreux points communs notamment dans les travaux préparatoires qui s'effectueraient dans le minerai !

LE DECOUPAGE COMPRENDRA ESSENTIELLEMENT :

Le creusement de séries de cheminées au rocher !

Le creusement des recoups principales 2/limite de panneaux/

Le creusement d'1 travers banc (roulage principale) !

### 1/ CREUSEMENT DES CHEMINEES :

L'exécution de ces series de cheminées se fera à partir des galeries principales sur toute la profondeur de l'amas !

Elles permettront la circulation de l'air , le passage du personnel et du materiel d'entretien et de consolidation !

Etant donné qu'elles delimitent le gisement en panneaux de 80 m de long , nous aurons donc une serie de cheminée tous les 80 m la hauteur d'une cheminée étant egale à 60 m !

Puisque toutes ces cheminées serviront uniquement à l'aérage , le passage du personnel et le transport du materiel , il est avantageux de donner à ces cheminées une section rectangulaire .

Pour 1 bon aérage des regions les plus éloignés du jour on prévoit à 500 m une cheminée allant jusqu'au jour , ceci en vue d'augmenter la depression naturelle !

### 1/ PERCEMENT DES CHEMINEES :

Elles seront exécutées en montant à partir de la galerie principale de base et déboucheront dans la galerie principale supérieure du niveau suivant !

Section rectangulaire / 2 m X 1,5 / =3 m<sup>2</sup>

Le chantier pourra être mené à 1 seul cycle par jour reparti sur 2 postes :

1er poste : Foration - tir - 1 mineur + 1 aide !

2iem poste : boisage : 1 boiseur + 1 aide

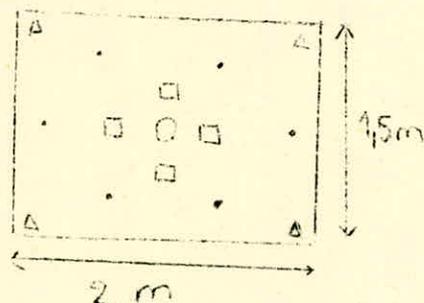
Chargement 2 pelleteurs !

Le travail s'effectuera sur un plancher provisoire de travail !

Le tir sera fait après avoir retiré le plancher de travail en fin de poste !

Boisage : bois horizontaux tous les 0,75 m soit environ 2 par avancement !

SCHEMA DE TIR :



Section 2X1,5 m !

Profondeur des trous 1,6 à 1,65 m !

Trou central non chargé : diamètre 600 mm

Explosif couramment utilisé : N 31

Cartouches de 100 grs !

Retard	Symbole	Nombre de trous	Nombre de cartouches par trous	Nombre de cartouches par serie	Poids D'explosifs
-	0	1	0	0	0
0	□	4	8	32	3,2
1	•	6	6	36	3,6
2	△	4	5	20	2,0
-	-	15	-	38	8,8 kg

Avancement : 1,50 m/ jour

Rendement : 0,25 m/ H P !

Consommation pratique d'explosifs :

$$\frac{8,8}{1,5} = 6 \text{ kg / m d'avancement soit } 2 \text{ kg / m}^3 !$$

RECOUPES - LIMITE DE PANNEAUX :

Nous pourrons memes chaque chantier d'avancement à 2 cycles identiques par jour.

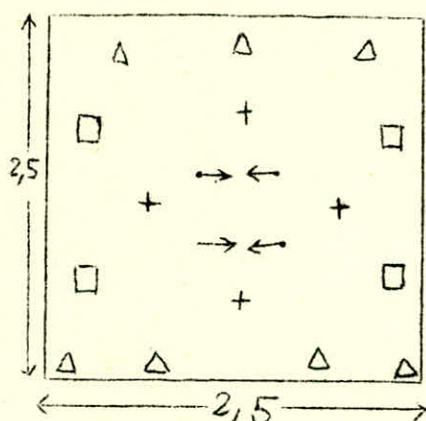
Chaque poste comprendra :

Foration - Tir : 3 hommes

Evacuation des déblais par scrapage : 1 homme

Tir - bouchon convergent à 4 trous .

Schema de tir :



$$S = 6,25 \text{ m}^2$$

Longueur des trous : 39 mm .

Explosifs utilisés : N 1 C.

Cartouches de 125 grs .

Retard	Symbole	Nombre de trous	Nombre de cartouches par trous	Nombre total de cartouches	Poids d'explosifs
-	.	4	8	32	4
1	+	4	7	28	3,5
2	□	4	6	24	3
3	△	7	5	35	4,4
TOTAL		19		119	14,9 kgrs

Avancement 1,5 m/ poste .

Rendement  $\frac{1,5}{4} = 37,5 \text{ c m / H P .}$

Consommation pratique d'explosifs

$$\frac{14,9}{1,5} = 10 \text{ kg / m d'avancement}$$

$$\text{Soit } \frac{10}{6,25} = 1,6 \text{ kg/m}^3 .$$

### 3/ CREUSEMENT D'1 TRAVERS BANC :

creusé a partir de la galerie principale de niveau 1045 et il passe sous la partie E F ( voir schéma transport ) .

En son milieu , ceci dans le but d'éviter de faire de longs détours au minerai abattu dans cette partie .

Longueur : 300 m .

Section :  $3,5 \times 3 \text{ m} = 10,5 \text{ m}^2$

#### Schema de tir :

Pour toutes les caractéristiques se reportés aux creusements des allongements / 1er Methode /

IV/ ETUDE GENERALE DE LA METHODE D'EXPLOITATION  
PAR SOUS\_NIVEAUX ABATTUS

La production que nous nous sommes donnée à atteindre étant de 3600 T/jour nous allons mettre 2 panneaux <sup>en</sup> exploitation et par conséquent 2 autres en préparation ; ce qui fait que la production D<sup>01</sup> panneau sera de 1750 T/jour

Cette valeur étant atteinte en prenant en considération la quantité de minerai donné par le panneau et celui en préparation !

Donc les calculs seront fait pour 1 panneau et les résultats seront multipliés par 2 !

4-7-1

TRAVAUX PREPARATOIRES :

Ces travaux seront effectués à partir des travaux de découpage vus au chapitre précédent. Il permettent la pénétration dans le panneau ,celui-ci étant défini entre 2 niveaux successifs et limité latéralement par les recoupes principales !

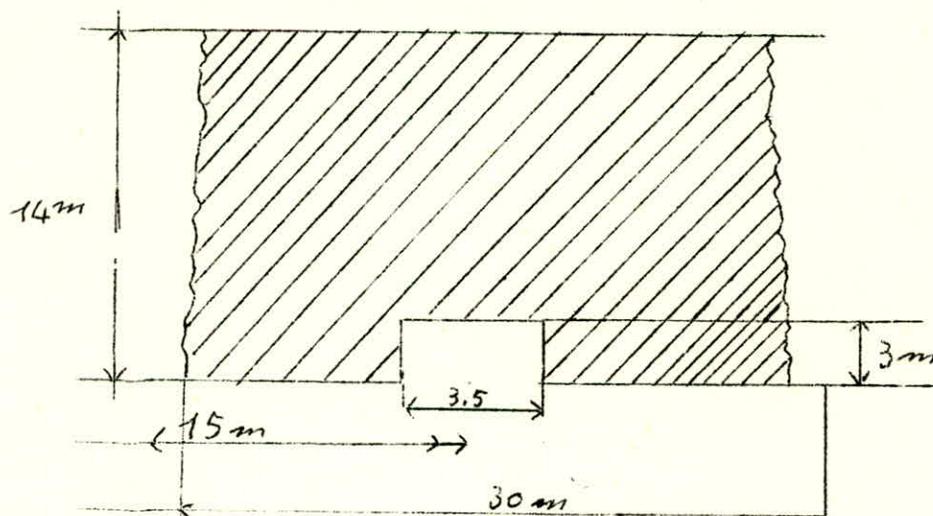
DIMENSIONS DES PANNEAUX : Longueur : 60 à 90 m !  
 Largeur : 20 à 50 m !  
 Hauteur : 60 m !

Comme travaux préparatoires , nous aurons des travaux préparatoires d'abattage et des travaux préparatoires de chargement !

A/ TRAVAUX PREPARATOIRES D'ABATTAGE :

Ceux sont les travaux servant à délimiter dans le panneau des sous niveau dans lesquels seront tracés les allongements !

DIMENSION : Hauteur des sous niveau : 15 m.  
 Section des allongements ( 2X2 ).



Etant donné la méthode préconisée (voir schéma ) nous aurons 1 Allongement par sous niveau et il sera tracé en suivant l'axe des gisement !

Les produits de traçages seront acheminés par scrapage vers la cheminée desservant le panneau !

CREUSEMENT DES ALLONGEMENTS :

Etant donné que nous avons seulement 1 seul Allongement à tracer parallèlement par sous niveau, nous pouvons mener en un même panneau le traçage de 2 ou 3 allongements !

Ce traçage sera effectué directement à partir de la cheminée creusé au cour des travaux de découpages !

Chaque chantier d'avancement sera effectué à 2 cycles identiques par jour !

Chaque porte comprendra :

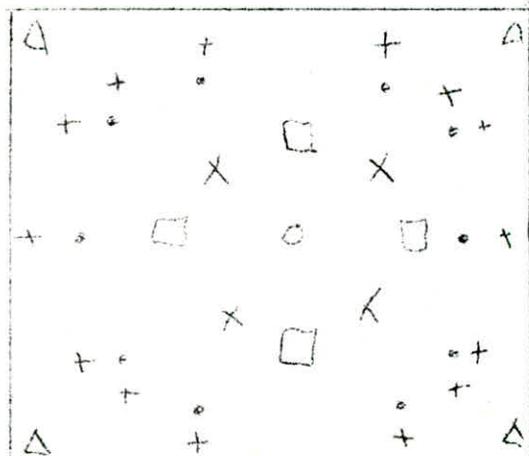
Foration - Tir : 3 hommes .

Evacuation - des déblais par scrapage : 1 homme !

TIR : Bouchon convergent à 4 trous .

Schema de tir en avancement en terrain pas très dur !

Section des allongements ( 3,5 m X 3 m ) = S = 10,5 m<sup>2</sup>



$$S = 10,5 \text{ m}^2$$

Longueur des trous à forer

1,7 m

Diamètre des trous chargés

39 mm

Diamètre des trous non chargés

60 mm

Explosif N 31

Cartouches de 100 grs .

Retard	Symbole	Nombre de trous	Nombre de cartouches par trous	Nombre de cartouches par serie	Poids d'explosifs
.	•	1	0	0	0
0	X	4	11	44	4,4
1	□	4	10	40	4,0
2	•	10	9	90	9
3	+	14	7	98	9,8
4	△	4	6	24	2,4
TOTAL		37		296	29,6

AVANCEMENT : 1,40 m/cycle en 1 poste ==> 2,8 m / jour

RENDEMENT :  $\frac{1,40}{4} = 35 \text{ c m / H P !}$

CONSUMMATION PRATIQUE EN EXPLOSIFS :

$$\frac{29,6}{1,4} = 21,13 \text{ kg / m} \implies \frac{21,13}{10,5} = 2,05 \text{ kg / m}^3$$

B/ - TRAVAUX PREPARATOIRES DE CHARGEMENT ET DE ROULAGE - ( Schema )

COMPRENENT :  $\left\{ \begin{array}{l} \text{Le creusement d'entonnoirs de soutirage -} \\ \text{Le traçage de galerie de roulage -} \\ \text{Le traçage d'une galerie de roulage au rocher !} \end{array} \right.$

1/ - CREUSEMENT D'ENTONNOIRS DE SOUTIRAGE :

DIMENSIONS :  $\left\{ \begin{array}{l} \text{Ouverture au sommet : } \varnothing = 6 \text{ m .} \\ \text{Ouverture à la base : } \varnothing = 1,5 \text{ m .} \\ \text{Pente découlement des produits : } = 45 \text{ à } 50^\circ \end{array} \right.$

Ces entonnoirs seront edifiés à partir et de part et d'autre des galeries de raclage et disposés en quinconce .

Pour le creusement d'1 entonnoir on procédera comme suit :

Montage dans le stot de protection ( comme pour une cheminée ) dont l'ouverture étroite au départ ( d=1,5 m ) croit en s'élevant jusqu'à atteindre un diamètre = 6 m au sommet .

Une dalle de 1,50 m d'épaisseur sera laissée au sommet ( pour la sécurité ) qu'on abattra par la suite lors de la mise en activité de l'entonnoir .

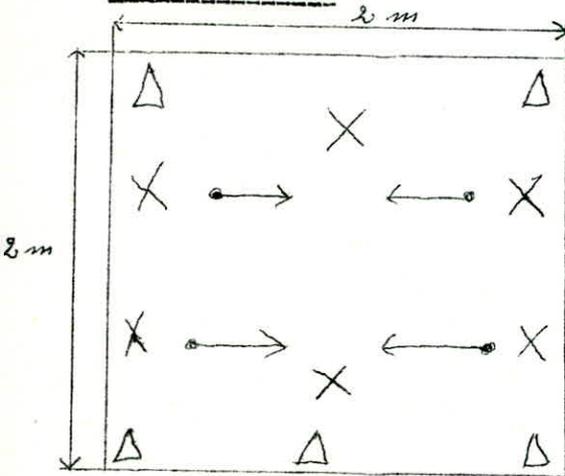
Pour une sécurité meilleur , ce creusement pourra s'effectuér au fur et à mesure de l'exploitation du panneau .

2/ TRABAGE DES GALERIES DE RACLAGE (Section 2X2 ) . Elles seront creusées dans le stot de protection . Chaque galerie permettra le raclage des produits de 2 series d'entonnoirs . Le traçage pourra se faire au rythme d'1 avancement par poste Soit 2 avancements par jour .

Avancement par poste : 1,5 m ==> 3 m/ jour .

Chaque poste comprendra { Foration - Tir . } 4 hommes  
 { Chargement par scraper }

SCHEMA DE TIR :



$$S = 4 \text{ m}^2$$

Longueur des trous à forer 1,70 m .

Diamètre des trous : 39 mm .

Explosifs à utiliser : N 1 C .

Cartouches de 125 grs .

Retard	Symbole	Nombre de trous	Nombre de cartouches par trou	Nombre total de cartouches	Poids en kg d'explosifs
0	•	4	7	28	3,5
1	X	6	6	36	4,5
2	Δ	5	5	25	3,125
TOTAL		15		89	11,125

Rendement  $\frac{1,5}{4} = 37,5 \text{ cm} / \text{H.P.}$  .

Consommation pratique d'explosif :  $\frac{11,125}{1,5} = 7,6 \text{ kg} / \text{m d'avancement} \Rightarrow \frac{7,6}{4} = 1,9 \text{ kg} / \text{m}^3$  .

3/ CREUSEMENT DE LA GALERIE DE ROULAGE : Le tracage de cette galerie se fera au rocher le long du panneau. Elle permettra l'évacuation des produits de raclage par convoyeur vers les niveaux de roulage principaux .

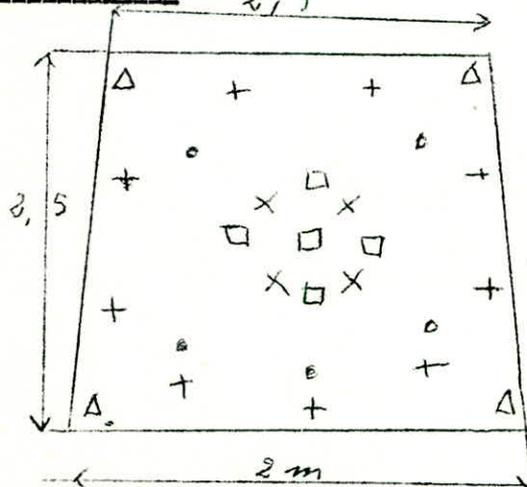
Section trapezoidale :

Grande base : 3 m

Petite base : 2,5 m  $S = 7 \text{ m}^2$

Hauteur : 2,5 m

SCHEMA DE TIR :



$$S = 7 \text{ m}^2 !$$

Longueur des trous à forer 1,70 m .

Diamètre des trous chargés 39 mm .

Diamètre du trou non chargé 60 mm .

Explosif N 31 Cartouches de 100 grs .

Retard	Symbole	Nombre de trous	Nombre de cartouches par trou	Nombre de cartouches par serie	Poids d'explosifs
-	0	1	0	0	0
0	X	4	11	44	4,4
1	□	4	10	40	4,0
2	•	5	9	45	4,5
3	+	9	7	63	6,3
4	Δ	4	6	24	2,4
TOTAL		27		216	21,6

Avancement 1,40 m/ cycle en 1 poste .

Soit 2 avancements par jour  $\Rightarrow$  2,8 m / jour .Rendement :  $\frac{1,40}{4} = 35 \text{ cm} / \text{HP} !$ 

Consommation pratique en explosifs :

$$\frac{21,6}{1,4} = 15,4 \text{ kg par mètre soit } \frac{15,4}{7 \text{ m}^2} = 2,2 \text{ kg} / \text{m}^3 !$$

4/ - REMARQUES :

Comme autres travaux préparatoires , on aura le creusement d'une niche par galerie de raclage ou sera installé le scraper - ces niches seront creusés au rocher dimensions (2X2 m ) .

Ces travaux préparatoires se feront au fur et à mesure de l'exploitation . Parallèlement à l'exploitation de 2 panneaux seront menés les travaux préparatoires des 2 panneaux suivant . Soit :

- Le creusement des allongements dans le minerai .
- Le creusement des galeries de roulages .

Pour ce qui est de la préparation des galeries de raclages et des entonnoirs , elle ne se fera que pour les premières , les suivants seront exécutés au fur et à mesure de leur entrée en phase d'activité .

Durant le découpage de l'amas , nous avons défini plusieurs panneaux dont les tonnages varient entre 200.000 et 350.000 T .

Les réserves exploitables d'un panneau seront en fait de 300.000 T .  
panneaux de dimensions :

{ Longueur : 80 m ,  
 { Hauteur : 60 m .  
 { Largeur : 30 m .

Sachant que la production journalière prévue est de l'ordre de 3500 T/jour , soit par an /250 j . travail effectif / .

$$3500 \times 250 = 8750 \text{ T/an} \approx 880.000 \text{ T/an} .$$

La durée de vie d'1 panneau sera de :

puisque 880.000 T/an vont être donné par 2 panneaux

==> Production pour 1 panneau = 440.000 T/an .

==> Durée de vie  $\frac{300.000}{440.000} = 0,68 \text{ an} .$

Le temps de préparation d'un panneau étant le même pour les 2 panneaux et égale à celui de l'exploitation des 2 précédents , les travaux de préparation seront alors pour 1 panneau .

1°/ CHEMINÉE : Une par panneau ↓

Longueur de traçage = 60 m ↓

Durée de vie effective d'1 panneau étant égale à 0,68 ans ↓

la durée réelle sera de :  $\frac{360 \times 0,68}{30} = 8,2$  mois -

D'où Avancement minimum mensuel :  $\frac{60}{8,2} = 7,3$  m. / mois

Avancement minimum journalier :  $\frac{7,3}{25} = 0,29$  m / jour -

25 , nombre de jour de travail effectif / mois

Tonnage de minerai enlevé par panneau durant le creusement de cette cheminée ↓

Section rectangulaire ( 2 m X 1,5 ) = 3 m<sup>2</sup> ↓

3X2,5X60 = 450 T ↓

Pour 2 panneaux = 450 X 2 = 900 T ↓

Tonnage enlevé par jour : 3X2,5X0,29 = 2,175 T ↓

et pour 2 panneaux = 2,175X2 = 4,350 T ↓

2°/ ALLONGEMENTS :

Nombres de sous niveaux où seront tracés les allongements ↓

60 Hauteur du panneau  $\frac{60 - 10}{17} = 3$

10 Stot de protection

17 Denivelée entre sous - niveau de sole à sole ↓

D'où Nombre d'allongement par panneau 3 ↓

Longueur totale de traçage : 80X3 = 240 m. ;

Avancement minimum par mois :  $\frac{240}{8,2} = 29,3$  m. ↓

Avancement minimum par jour ,  $\frac{29,3}{25} = 1,2$  m. ↓

Tonnage de minerai enlevé par panneau durant le creusement des allongements

$$(3,5 \times 3) \times 2,5 \times 240 = 6300 \text{ T} .$$

$$\text{Tonnage enlevé par jour : } (3,5 \times 3) \times 2,5 \times 1,2 = 31,5 \text{ T} !$$

$$\text{Pour 2 panneaux } 6300 \times 2 = 12600 \text{ T} !$$

$$31,5 \times 2 = 63 \text{ T/ jour} !$$

3°/ ENTONNOIRS :

$$\text{Sur la largeur nous aurons } \frac{30}{6} = 5 \text{ entonnoirs ;}$$

$$\text{Sur la longueur } \frac{80}{6} = 14 \text{ entonnoirs} !$$

$$\text{D'où Nombre d'entonnoirs par panneau : } 14 \times 5 = 70 \text{ entonnoirs} !$$

Tonnage enlevé par panneau :

On peut assimiler 1 entonnoir à 1 cône circulaire et utiliser la formule donnant le volume de ce dernier :

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

$$\text{Avec } R=3\text{m} ; r=0,75 \text{ m}, h = 7,5 \text{ m} .$$

$$\Rightarrow \text{Tonnage} = \frac{3,14}{3} \times 7,5 (9 + 0,562 + 2,25) \times 2,5 = 330 \text{ T} !$$

par entonnoir

$$\text{Tonnage enlevé par panneau : } 330 \times 70 = 23.100 \text{ T} \Rightarrow 46.200 \text{ T/2 panneaux}$$

Rythme de creusement mensuel minimum :

$$\frac{70}{8,2} = 8,53 \text{ entonnoirs} !$$

$$\text{Rythme journalier : } \frac{8,53}{25} = 0,34 \text{ entonnoirs} -$$

$$\text{Tonnage journalier récupéré : } 330 \text{ T} \times 0,34 = 112,2 \text{ T / jour par panneau}$$

$$\text{et } 112,2 \times 2 = 224,4 \text{ T / jour par 2 panneaux} -$$

4°/ GALERIE DE RACLAGE :

Nous avons 14 séries<sup>s</sup> d'entonnoirs dans le sens de la longueur donc nous avons 7 galerie de raclage de 30 m de longueur soit :  $30 \times 7 = 210 \text{ m}$  !

Tonnage récupéré par panneau durant le creusement :

$$(2 \times 2) \times 2,5 \times 210 = 2100 \text{ T / panneau et } 4200 \text{ T / 2 panneaux}$$

Avancement minimum mensuel :

$$\frac{210}{8,2} = 25,6 \text{ m / mois et } \frac{25,6}{25} = 1 \text{ m / jour}$$

Tonnage récupéré / jour :

$$4 \text{ m}^2 \times 2,5 \times 1 = 10 \text{ T / jour / 1 panneau}$$

$$= 20 \text{ T / jour / 2 panneaux}$$

En DEFINITIVE :

Tonnage de minerai enlevé durant les travaux préparatoires par panneau.

$$450 + 6300 + 23100 + 2100 = 31\ 950 \text{ T / panneau}$$

Tonnage récupéré par jour durant les travaux préparatoire pour 1 panneau :

$$2,175 + 31,5 + 112,2 + 10 = 155,875 \text{ T / jour}$$

Pour 2 panneaux : 63.900 T et 311,750 T / jour -

BILAN GLOBAL DES TRAVAUX PREPARATOIRES D'UN PANNEAU -

Nature des Travaux	Nombre	Section (m <sup>2</sup> )	Longueur Unitaire ( m )	Longueur Total	Tonnage de minéral enlevé(T)	H P	m/HP	T/HP
Cheminée	1	3	60	60	450	240	0,25	1,87
Allongements	3	10,5	80	240	6300	686	0,35	9,2
Entonnoirs	70	Diamètre au sommet à la base .Hauteur		6 m 1,5 m 7,5 m	23100	1644		14
Galerie de raclage	7	4	30	210	2100	560	0,375	3,75
Galerie de roulage	1	7	80	80	-	228	0,35	-
Croisement de niches pour Scraper	7	4	2	14	-	40	0,35	-
TOTAL					31.950T	3398	-	-

Détermination du nombre de chantiers nécessaires à la préparation d'un panneau .

1/ a) CREUSEMENT DES CHEMINEES :

Decoupage du gisement : 1 Chantier à 2 postes ==> 1,5 m / jour .

b) - GALERIE DE ROULAGE : 1 Chantier à 2 cycles d'avancement par jour: 2,8m/jour

c) - ALLONGEMENT : Possibilité d'un chantier à 2 cycles d'avancement par jour: 3 m .

CONCLUSION : Un chantier à 2 postes / jour suffira pour le creusement de ces Travaux . En effet la durée théorique sera :

$$\frac{60}{1,5} + \frac{80}{2,8} + \frac{240}{3} = 148,9 \text{ jours } -$$

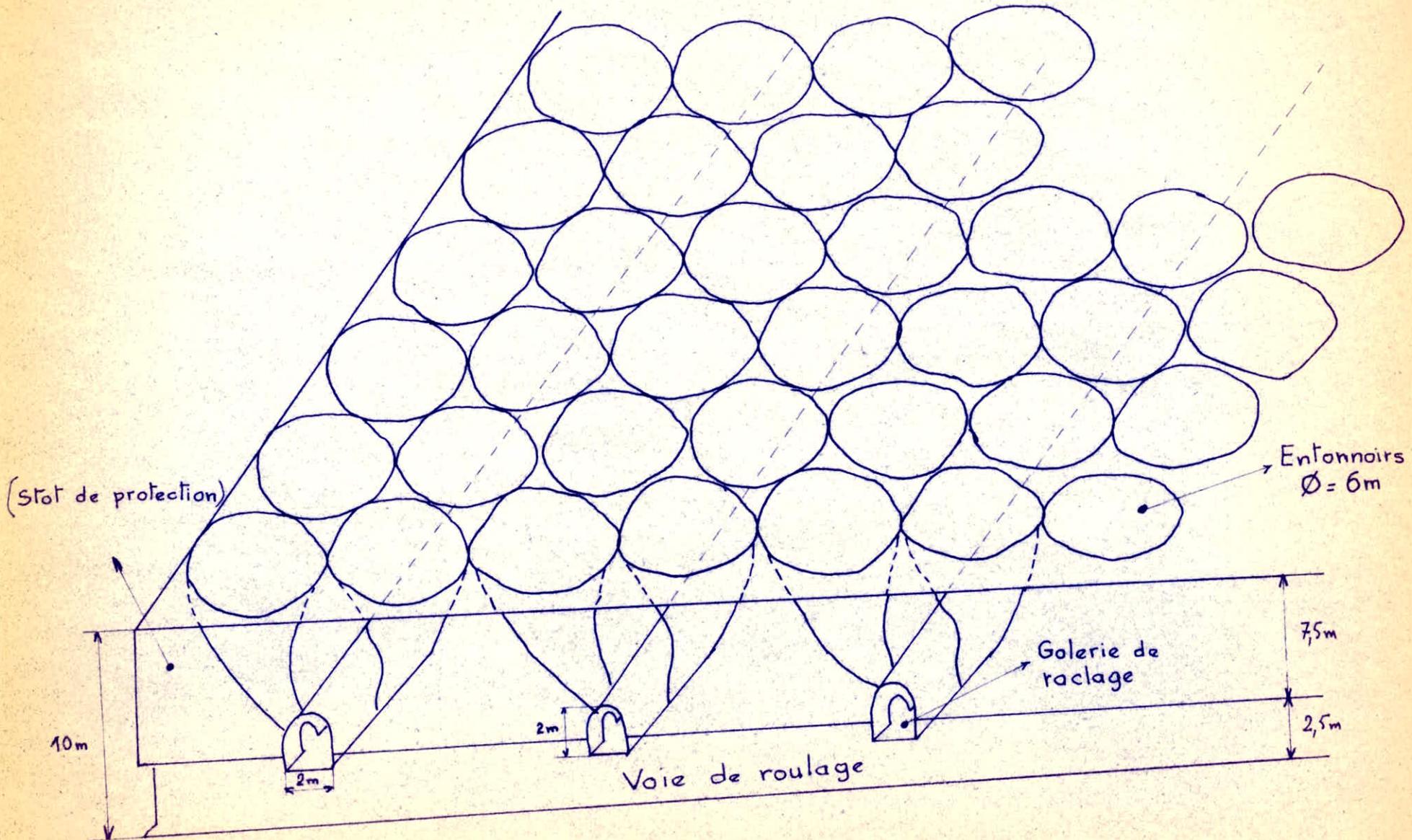
2/ - a) CREUSEMENT DES GALERIES DE RACLAGE :

Possibilités d'un chantier à 2 cycles d'avancement / jour : 3 m .

3/ - CREUSEMENT DES ENTONNOIRS :

Cadence journalière : 0,34 entonnoirs. 1 chantier d'avancement à 2 postes / jour  
 Au total, nous aurons donc 3 chantiers travaillant à 2 postes par jour, et  
 l'effectif global du personnel nécessaire à la préparation d'un panneau  
 s'établit comme suit : Rendement:  $\frac{311,750}{100} = 3,1$  T/HP

	Nombre de chantiers	Nombre d'ouvriers par chantier	Nombre d'ouvriers par poste	Nombre de postes	Nombre d'ouvriers par jour					
Creusement des cheminées Creusement de la galerie de roulage Creusement des Allongements	} 1	4	4	2	8					
Creusement des entonnoirs						1	4	4	2	8
Chef de poste								1	2	2
Boutefeu			1	2	2					
Creusement des galeries de raclage	1	4	4	2	8					
Chef de poste			1	2	2					
Boutefeu			1	2	2					
Entretien des galeries			4	2	8					
Electromecaniciens réparateurs de tuyauteries etc			3	2	6					
Divers			2	2	4					
Chef de poste principal			1	2	2					
TOTAL			26	2	52					



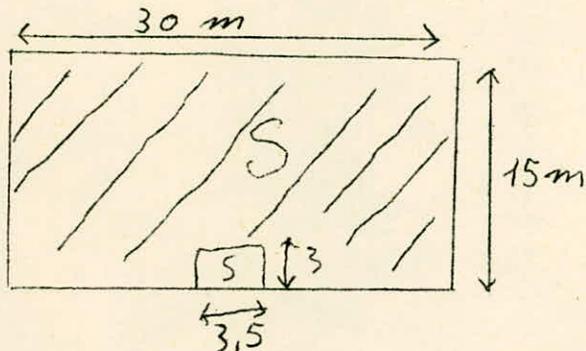
SCHEMA: 1

#### 4-7-2 TRAVAUX D'EXPLOITATION :

Dans un panneau les sous - niveau seront exploités par tranches verticales sur toute la largeur de l'amas perpendiculairement à la direction des allongements .

Nous devons choisir une épaisseur de la tranche à abattre (1 avancement) , nous sommes limité par le risque de chute des épontes et par le besoin d'avoir une granulométrie moyenne .

Prenons une épaisseur de la tranche égale à 0,75 m . Voyons quel sera le tonnage obtenu par abattage d'une tranche -



Evaluons tout d'abord le tonnage déjà récupéré durant le ~~travaux~~ des allongements en %

Surface totale S :

$$S = 30 \times 15 = 450 \text{ m}^2$$

Surface de la section des allongements

$$S = 3,5 \times 3 = 10,5 \text{ m}^2$$

$$\text{Soit en \%} = \frac{100 \times 10,5}{450} = 2,33 \text{ \%} -$$

D' ou le tonnage obtenu par abattage d'une tranche :

$$(30 \text{ m} \times 15 \times 0,75) \times 2,5 \times \frac{100 - 2,33}{100} = 820 \text{ T / Tranche}$$

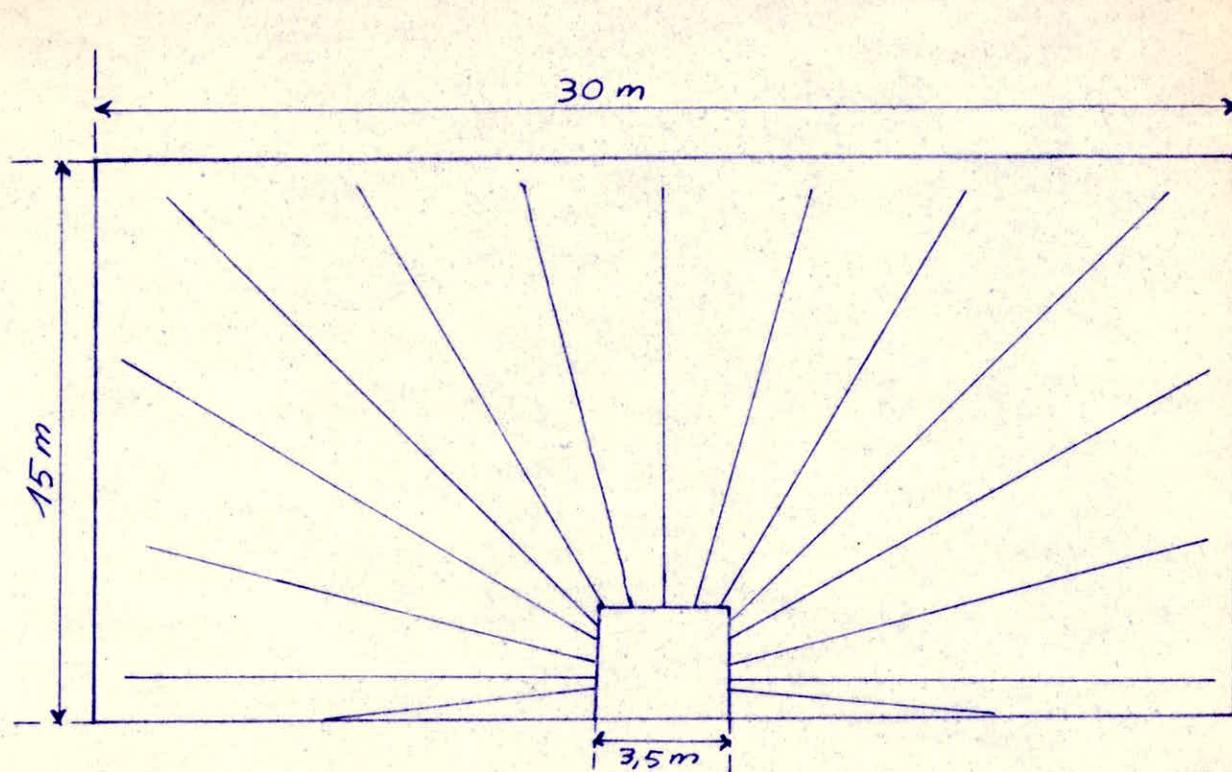
Or la production journalière à été prévue égale à 1750 T/jour/1 panneau .

Cette production sera assurée par les produits d'abattage du panneau en preparation et par ceux du panneau en cours d'exploitation .

Pour cela nous devons prendre 2 tranches :

En effet nous aurons :

$820 \text{ T} \times 2 = 1640 \text{ T}$  en ajoutant la production donné par le panneau en preparation Soit 155,875 nous aurons  $1640 + 156 = 1800 \text{ T/jour}$  et par panneau . Pour 2 panneaux nous aurons  $3600 \text{ T/jour}$  . Soit la production désirée avec 1 Coëfficient de sécurité de 3 %



- Schema De Tir -

Echelle:  $\frac{1}{2}$

CARACTERISTIQUES TECHNIQUES DU PLAN DE TIR :

	Nombre de trous	Longueur unitaire	Longueur total	Inclinaison par rapport à l'horizontale	Distance entre un orifice et l'orifice précédent
	2	6	12	100	0,80
	2	11,6	23,2	0°	0,30
	2	12	24	+15°	0,40
	2	13,8	27,6	+30°	0,45
	2	16	32	+45°	0,50
	2	12,4	24,8	+60°	0,50
	2	10,9	21,8	+75°	0,80
	1	10,4	10,4	+90°	0,80
TOTAL	15		175,8 m	Moyenne des trous	

Temps de foration :

Caractéristiques et matériel de foration :

-trous de diamètre : 42 mm

-matériel de foration : Marteau B.B.C. - 54

A T L A S - C O P C O

Monté sur glissière

Fleurets monobloc

Vitesse de foration théorique : 0,625 m/mn .

Longueur par plan de tir : 175,8 m .

d'où le temps de foration théorique :  $\frac{1 \times 175,8}{0,625} = 285 \text{ mn}$

Un temps supplémentaire, dû aux raccordements de fleurets ..., est aux environs de 10% du temps théorique; soit 30 mn.

D'où le temps réel pour la foration d'un plan de tir :

$$285 + 30 = 315 \text{ mn}$$

Sachant que pour un panneau nous aurons 2 tranches donc 2 plans de tir, cela peut être réalisés par une équipe de trois hommes :

2 Foreurs + 1 aide

Déroulement des opérations pour la foration d'un plan de tir par un Foreur + un Aide:

Nature des travaux	Durée	1 <sup>H</sup> 2 3 4 5 6 7
Préparation du chantier	20 mn	→
Foration du plan de tir	315 mn	→
Evacuation du matériel	30 mn	→
Durée totale	365 mn	6 <sup>H</sup> 5 mn

Chargement des trous de mines:

La longueur totale des trous par chantier est de 175,8 . Le chargement sera sera difficile et nécessitera un temps assez élevé; nous pouvons prévoir en moyenne 150 mn pour le chargement en explosifs des trous d'un plan.

Personnel: une équipe de trois hommes ( 2 chargeurs et un approvi- sionneur) pour charger les deux plans de tir du panneau.



Consommation d'explosifs par panneau :

Sachant qu'on a pris 2 plans de tir par panneau

$$123 \times 2 = 246$$

Soit par tonne une consommation de :

$$\frac{246}{1640} = 0,15 \text{ kg / T} = \underline{\underline{150 \text{ gr} / T}}$$

1640 T Production d'1 panneau sans les travaux préparatoires .

### 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 un convoyeur à bande installé dans la galerie de roulage qui achemine le minerai vers le lieu d'évacuation .

Pour avoir notre production journalière de 3500 T / jour , nous avons mis 2 panneaux en exploitation et 2 en préparation . La production journalière d'1 panneau en exploitation étant de 1575 T / jour calculons le temps de raclage nécessaire . Etant donné que dans la plupart du temps nous aurons 2 galeries de raclages en activité , notre calcul portera donc sur l'utilisation de 2 scrapers ayant la possibilité de racler tout le minerai des 2 tranches considérées :

$$\text{Volume à racler : } \frac{1575 \times 1,7 \times 1,2}{2 \times 2,5} = 640 \text{ m}^3 .$$

AVEC	1,7	coefficient de foisonnement .
	1,2	coefficient d'irrégularité .
	2,5	Densité du minerai .
	2	galeries de raclage .

Soit Q le débit horaire en m<sup>3</sup> celui - ci est donné par la formule :

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

AVEC	K :	Rendement de l'exploitation : minerai tendre: K=0,6 — 0,65 .
	C :	Capacité du scraper : 0,800 m <sup>3</sup>
	V :	Vitesse : 1 m / S -
	L :	Distance moyenne = 15 m .

$$\implies Q = \frac{0,6 \times 0,8 \times 1 \times 3600}{2 \times 15} = 50 \text{ m}^3/\text{h}$$

Temps de raclage d'une volée :

$$\frac{60 \times 640}{50} = 768 \text{ mn Soit } = 12 \text{ h} .$$

Ainsi nous aurons à prévoir 2 postes / jour pour le scrapage !

Puissance du scraper !

$$\text{On a : } N \text{ c.v.} = \frac{f \cdot v}{75 \times k}$$

$P \text{ vide}$  : poids du scraper : 700 kg .

$$P \text{ utile charge utile} = \frac{0,8 \times 2,5}{1,7} = 1,18 \text{ T au } 1180 \text{ kg !}$$

$f$  = coefficient du frottement = 1

$v$  = vitesse 1 m/s

$k$  = rendement exploitation :  $k = 0,6$  -

$$\text{Donc } n \text{ ( c.v. )} = ( 700 + 1180 ) \times \frac{1 \times 1}{75 \times 0,6} = 42 \text{ c.v. !}$$

Rendement = 0,7

$$\implies \text{donc la puissance du moteur} = \frac{42}{0,7} = \underline{\underline{60 \text{ c.v. !}}}$$

MAIN D'OEUVRE AU FRONT D'ABATTAGE : POUR 1 PANNEAU :

1er poste : 1 équipe de 3 hommes .

2iem poste : 1 équipe de 3 hommes .

plus : 1er poste ..... 1 Chef de poste .

2iem poste ..... 1 Chef de poste

1 Boutefeu

TOTAL : 9 ouvriers / jour/ panneau .

D'ou l'effectif , global d'1 panneau en cours d'exploitation :

	Ouvriers par poste	Nombre de poste/jour	Ouvriers par jour
ABATTAGE { 1er poste 2iem poste	4 5	} 2	9
Raclage	4	2	8
Chef de poste (reparation entretien, etc)	1	2	1
Entretien des allongements et recoupes	3	2	6
Electromécaniciens reparateurs tuyauteries ets .....	4	2	8
Divers	2	2	4
Chef de poste principal	1	2	2
TOTAL			38

Rendement au panneau en cours d'exploitation -

$$\frac{1640}{37} = \underline{44 \text{ T / HP}} .$$

1640 : production d'1 panneau <sup>en</sup> exploitation .

4-7-3 ! TRANSPORT SOUTERRAIN1/ TRANSPORT ENTRE LE QUARTIER D'EXPLOITATION ET LE MONTAGE 1105 . 1045 / PREMIER TEMPS DE L'EXPLOITATION :

Il sera assuré par un convoyeur à bande qui collectera le minerai provenant de l'exploitation et des travaux préparatoires :

Calcul de convoyeur :

Production journalière 3500 T . SOIT:  $\frac{3500}{2} = 1750$  T/poste!

Galerie de roulage: Sachant que le panneau le plus éloigné du montage se trouve à 300 m nous installerons un convoyeur de 300 m de long ,

- Vitesse 1 m/S :
- Coefficient de frottement  $f = 0,04$  .
- Durée du poste  $8^H$  !
- Coefficient de marche  $= \frac{1}{2}$
- Coefficient d'irrégularité 2  $\rightarrow k$

1/ - Choix de la largeur de la bande:

La marche du convoyeur sera :  $\frac{8^H}{2} = 4$  heures / poste !

D'où le débit horaire =

$$Q_m = \frac{1750 \times k}{4} = 875 \text{ T/heure !}$$

Calcul de la section chargée .

b : Largeur de la bande :

$$S = \frac{0,8b \times 0,2^b}{2} = 0,08 b^2$$

$$Q_m = \frac{S \cdot V \cdot d \cdot 3600}{k} \Rightarrow b = \sqrt{\frac{k Q_m}{288 \cdot V \cdot d}}$$

AVEC :

d: Densité = 2,5

k: Coefficient = 1,1

Qm: Debit horaire : 875 T / h .

$$b = \sqrt{\frac{1,1 \times 875}{288 \times 2 \times 2,5}} = \sqrt{0,67} = 0,805 \text{ m Soit } 800 \text{ mm} .$$

d'où la largeur normalisée : b = 800 mm .

Puissance du moteur :

$$N \text{ ( ch )} = N_1 + N_2 + N_3$$

$N_1$  : Puissance nécessaire pour entrainer le convoyeur à vide -

$N_2$  : Puissance nécessaire au transport horizontal du minerai -

$N_3$  : Puissance due à la pente ( nous prendrons une pente de  $\frac{1}{10}$  pour permettre le chargement -

$$N_1 = \rho (A_0 L + B_0) \cdot V$$

Pour  $L = 800 \text{ mm}$  on a  $100 A_0 = 2,2 \implies A_0 = 22 \cdot 10^{-3}$

$$V = 2 \text{ m/s} \quad B_0 = 0,8 \quad L = 300 \text{ m}$$

$$\text{if } (22 \cdot 10^{-3} \times 500 + 0,8) \cdot 2 = 13,2 \text{ ch} \quad !$$

$$N_2 = \frac{Q m L \times f \times 1000}{3600 + 75} = \frac{Q m \times L \times f}{270} = \frac{875 \times 300 \times 0,04}{270} = 39 \text{ ch} \quad !$$

$$N_3 = \frac{Q L \sin \frac{1}{10} \cdot 1000}{3600 + 75} = \frac{Q h}{270} = \frac{875 \times 3}{270} = 9,7 \text{ ch} \quad !$$

$$\text{d'où } N = N_1 + N_2 + N_3 = 13,2 + 39 + 9,7 = \underline{61,9 \text{ ch}} \quad !$$

2/ - TRANSPORT PRINCIPAL ( MONTAGE , CHEMINÉE 1105 , 1045 ) RECETTE AU JOUR 1045)

Celui - ci s'effectuera par la grande section au niveau 1045 -

Ce tonnage à acheminer par jour par cette section est de 3500 T /jour -

LA VOIE : Conçue pour un transport à l'aide de berlines de grand gabarit , elle sera de 1000 mm - Le roulage s'effectuera sur voie unique qui reliera la cheminée au montage à la recette 1045 - Etant donné que pour l'organisation du transport , nous avons prévue 2 pts de chargement , le premier ( montage premiers 1105-1045) pour l'évacuation du minerai abattus dans les<sup>en</sup> temps d'exploitation , le 2iem ( cheminée - 1105 - 1045 ) pour la fin de l'exploitation , nous conciderons donc 2 cas dans notre calcul .

1er Cas - point de chargement situé à 675 m du jour -

LONGUEUR TOTALE DE PARCOURT :

Dans la galerie : 40 m : à l'arrière du pt de chargement

675 m : Du pt de chargement à la sortie de la galerie .

50 m : De la sortie de la galerie à la trémie de déchargement -

AU JOUR

10 m : Branchement -

30 m : Gare des berlines vides .

TOTAL : 805 m -

CALCUL DE ROULAGE :

Caractéristiques :

LOCO : Type diesel ( rocquevilliers ) .

Puissance : 150 ch -

P. LOCO : 18 T .

Berlines : Poids à vides :  $P_0 = 4 \text{ T}$  -

Charge utile :  $P_u = 10 \text{ T}$  -

Coefficient d'adhérence :  $f' = 0,2$  - Travail avec 80 % de l'adhérence

$$\text{Soit } f = 0,2 \times 0,8 = 1,6.$$

Vitesse moyenne : 8 km/h soit 2,25 M/S

Accélération :  $\tilde{\gamma} = 3,6 \text{ m/S}^2$

Coefficient de traction :  $T = 8 \%$  -

Type de calcul : Celui d'un convoi chargé avec accélération croissante vers la recette -

Nombre de berlines , doit être tel que :

$$n < \frac{PLOC}{P_o + P_u} \left( \frac{1000 f}{T + \tilde{\gamma} - i} - 1 \right) = \frac{18}{4 + 10} \left( \frac{1,6 \cdot 10^{-3}}{8 + 3,6 - 1} - 1 \right)$$

$$\implies n < 18 \text{ berlines -}$$

Pour la sécurité , on prends 80 % de ce nombre de berlines , c'est à dire :  
:  $18 \times 0,8 \approx 15$  berlines -

Puissance nécessaire :  $N = \frac{F_{P \times} V}{75 + n}$  avec  $n \rightarrow$  Rendement mécanique -

Sachant que le convoi sera chargé , avec une accélération en montant : on aura :

$$N = P L + n ( P_o + P_u ) ( T + \tilde{\gamma} - i ) \frac{V}{75 + n}$$

$$N = 18 + 15 ( 4 + 10 ) ( 8 - 1 + 3,6 ) \times \frac{2,25}{75 \times 0,75} = \frac{106 \text{ ch}}{-}$$

Sachant que la puissance de la loco est de 150 ch , et Si on compte qu'elle travaille avec un rendement de 80 % , la puissance qu'elle est capable de fournir est :  $150 \times 0,8 = 120$  ch - ce qui est superieur à celle qui est necessaire -

Dans le cas d'un convoi vide , descendant , la distance de freinage L sera :

$$L = \frac{50 V^2}{\gamma} -$$

Avec V : vitesse 8 km/h soit 2,25 m/s - /  $\gamma$  / = 3,6 cm/s<sup>3</sup> Comme nous avons une deceleration on doit prendre  $\gamma = - 3,6$  cm /s<sup>3</sup> -

#### CALCUL DU TEMPS DE ROULAGE D'UN CONVOI -

Distance de parcourt : 805 m -  $\gamma = 0,036$  m/s<sup>2</sup> -

$t_1$  : temps necessaire pour atteindre la vitesse moyenne de 8 km/h soit 2,25 m/s

$$t_1 = \frac{2,25}{0,036} = 63 \text{ SEC} .$$

Ce qui correspond à une distance parcourue de  $l_1 = \frac{1}{2} \gamma t^2 = \frac{1}{2} \times 0,36 (63)^2 = 70$  m .

De même le temps de freinage sachant que la deceleration  $\gamma = 3,6$  cm/s<sup>2</sup>

$$t_3 = \frac{2,25}{0,036} = 63 \text{ sec} .$$

Distance de freinage :  $l_3 = - \frac{1}{2} \gamma t^2 = - \frac{1}{2} ( 0,036 ) \times ( 63 )^2 = 70$  m .

D'où la distance à parcourir à la vitesse normale .

$$l_2 = L - 2 l_1 = 805 - 2 \times 70 = 665 \text{ m} .$$

Temps necessaire pour parcourir les 665 m .

$$t_2 = \frac{665}{2,25} = 295 \text{ sec} -$$

Temps T pour parcourir la distance 805 m .

$$63 + 295 + 63 = 421 \text{ sec} = \text{Soit } 7' ;$$

Si on compte 6' de perte durant le trajet le train pourra effectuer son trajet en  $7' + 6' + 7' = 20'$ .

Dans ce cas on doit prévoir 2 trains de 15 berlines chacun. L'un en chargement ; l'autre en roulage, donc on supprime le temps de chargement. Etant donné que le déchargement se fait automatiquement le temps de déchargement est assez faible Soit 5' -

Donc il faut  $20 + 5 = 25'$  pour faire sortir 1 train de 15 berlines soit au rythme de:

$$\frac{60}{25} = 2,4 \text{ trains / heure}$$

Sachant que le tonnage par train est de  $10 \text{ T} \times 15 = 150 \text{ T}$

Le tonnage horaire sera de :  $150 \times 2,4 = 360 \text{ T / heure}$

Production journalière est de 3500 T / jour.

D'où le temps de roulage :  $\frac{60 \times 3500}{360} = 580'$  soit :  $\frac{10}{6} \text{ h}$

#### CONCLUSION :

Le roulage s'effectuera en 2 postes à l'aide de 2 trains de 15 berlines chacun :

1 en chargement et 1 en roulage -

2iem Cas : point de chargement situé à 1100 m du jour -

Longueur totale de parcours : 1230 m -

Calcul de roulage :

Même matériel donc même caractéristiques -

Convoi chargé / avec accélération croissante vers la recette -

Nombre de berlines  $n = 15$  -

Puissance  $N = 106$  ch -

CALCUL DU TEMPS DE ROULAGE D'UN CONVOI -

Distance de parcours : 1230 m -

$$\gamma = 0,036 \text{ m/s}^2 \quad .$$

Temps nécessaire pour atteindre la vitesse moyenne :

$$t_1 = 63 \text{ sec} -$$

$$l_1 = 70 \text{ m} -$$

D'où  $l_2$  distance à parcourir à la vitesse normale :

$$l_2 = L - l_1 = 1230 - 2 \times 70 = 1090 \text{ m} \quad .$$

$$t_2 = \frac{1090}{2,25} = 480 \text{ sec} - \text{ soit } 8' -$$

8' de perte durant le trajet .

Le train pourra effectuer son trajet en :

$$8' + 8' + 8' = 24' \quad .$$

Dans ce cas on prévoit 1 train de 15 berlines en chargement pendant que l'autre fait le trajet ; donc on supprime le temps de chargement - Etant donné que le d'échangement se fait automatiquement le temps est faible ; on prends 5' ==

Donc  $24 + 5 = 29'$  pour faire sortir 1 train de 15 berlines soit au rythme de :

$$\frac{60}{30} = 2 \text{ trains / heure -}$$

Sachant que le tonnage par train est de :

$$10 \text{ T} \times 15 = 150 \text{ T -}$$

Le tonnage horaire sera de :

$$150 \times 2 = 300 \text{ T / heure -}$$

Production journalière est de 3500 T / jour

D'où Temps de roulage  $\frac{60 \times 3500}{300} = 700'$  soit = 12 h

#### CONCLUSION :

Le roulage s'effectuera en 2 postes à l'aide de 2 trains de 15 berlines chacun -

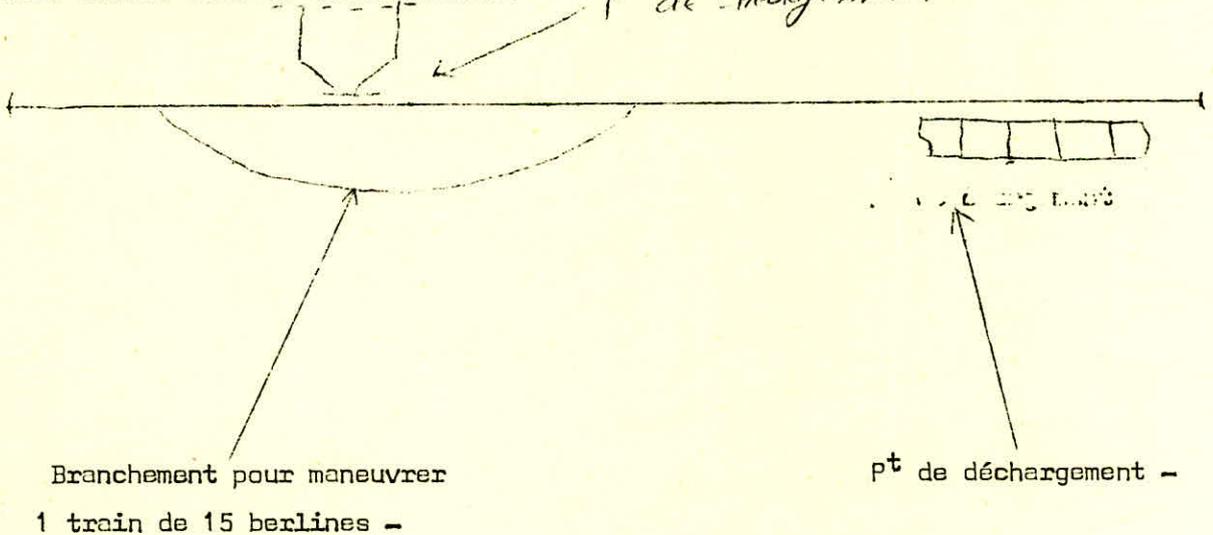
1 en chargement -

et 1 en roulage -

ORGANISATION DU ROULAGE :

Dans les 2 cas nous aurons 2 trains pour le roulage 1 en chargement et 1 en roulage -

Nous aurons donc le schema suivant - *pt de chargement*



POINT DE CHARGEMENT :

Etant donné le temps assez grand pour le chargement d'un train , nous utiliserons pour le chargement des Wagons 1 système classique d'une tremie d'une Capacité moyenne de 400 T .

POINT DE DECHARGEMENT :

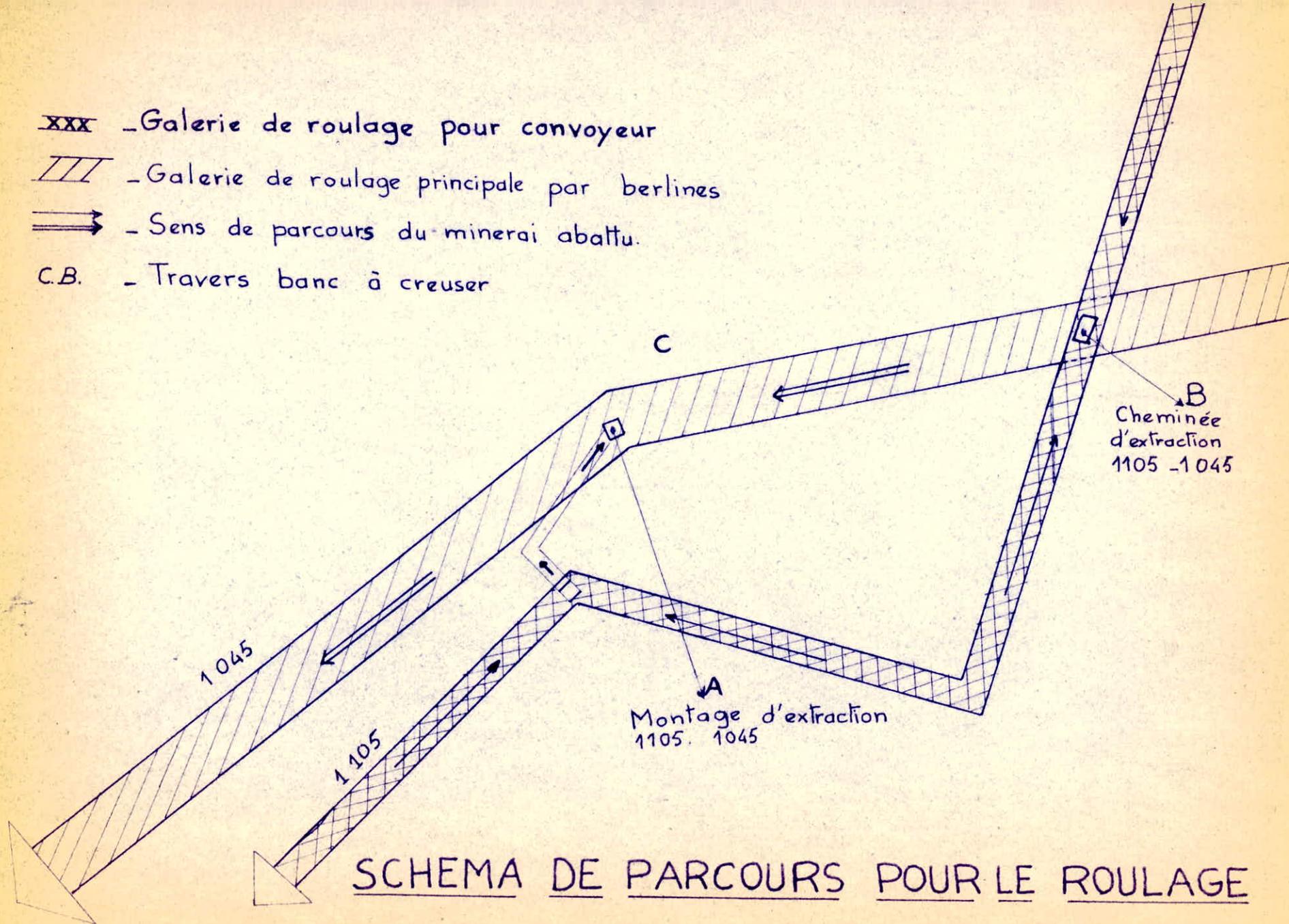
Système de plusieurs tremies d'une capacité totale de 400 T !

xxx - Galerie de roulage pour convoyeur

//// - Galerie de roulage principale par berlines

==> - Sens de parcours du minerai abattu.

C.B. - Travers banc à creuser



SCHEMA DE PARCOURS POUR LE ROULAGE

PERSONNEL AU TRANSPORT SOUTERRAIN :

Au transport principal ( par berlines ) il est prévu par poste :

- 2 ouvriers à la tête de la cheminée -
- 2 ouvriers à sa base

Pour 1 train nous aurons :

- 1 chauffeur , 1 mecanicien et 1 ouvrier surveillant le dechargement du minerai à la recette 1045 soit au total 4 / Train comme nous avons 2 trains → 8 ouvriers - 2 ouvriers pour l'entretien de la section principale .

	OUVRIERS/POSTE	NOMBRE DE POSTE	OUVRIERS PAR JOUR
CONVOYEUR	3	2	6
TETE DE LA CHEMINEE.1045.1105	2	2	4
BASE DE LA CHEMINEE	2	2	4
ROULAGE PAR BERLINES	8	2	16
ENTRETIEN DE LA SECTION PRINCIPAL	2	2	4
CHEF DE POSTE	1	2	2
TOTAL	18	2	36

4-7-4

TRANSPORT DU MINERAI AU JOUR - JUSQU'AU CONCASSEUR -

Le minerai abattu transporté par wagons est déchargé dans des tremies de 30 T !  
 Il est ensuite repris par camions jusqu'au concasseur -

Route : Ce sera la route actuelle du ciel ouvert qui passe par le 1045 et qui va jusqu'au concasseur -

Nous avons des distances de 250 m entre niveaux avec une pente de 8 % .  
 6 parcours ce qui donne 1500 m plus = 1500 m (virages et points de chargement) à 0 %

CAMIONS : utilisés actuellement au ciel ouvert Euclide de 30 T -

Vitesses :

à vide

en charge

Montée	Descente	Plat	Montée	Descente	Plat
21,6	32	30,4	10	20	19,2

DUREE TOTALE DU CYCLE :

Parcours aller vide , montée	
1,500 km ..... 8 %	4,15
1,500 ..... 0 %	2,95
Manoeuvre et chargement	2
Parcours retour en charge	
1,500 km ..... 8 %	4,5
1,500 ..... 0 %	4,8
Déchargement .... 0 %	2
Durée totale du cycle technique	18,4

Durée réelle

25 mn .

Quantité de minerai transporté par camion .

$$Q = \frac{q_i \times 16 \times 60}{t_i}$$

$$q_i = 30 \text{ T } \downarrow$$

$$16 = 2 \text{ postes } -$$

$$t_i = \text{cycle réel } -$$

$$Q = \frac{30 \times 16 \times 60}{25} = 1150 \text{ T } \downarrow$$

$$Q \text{ réel} = 1150 \times 0,85 = 950 \text{ T } \downarrow$$

Nombre de camions -

$$\text{Production} \quad 3500 \text{ T/J } .$$

$$\frac{3500}{950} \text{ --- } \neq 4 \text{ camions } -$$

2 Camions de reserves -

Charge horaire d'exploitation pour 1 camion -

$$\text{Frais du personnel} \quad - \quad - \quad - \quad 6$$

$$\text{Combustible} \quad - \quad - \quad - \quad 5,8$$

$$\text{Lubrifiant} \quad - \quad - \quad - \quad 1,74$$

$$\text{Entretien} \quad - \quad - \quad - \quad 15$$

$$\text{Pneumatique} \quad - \quad - \quad - \quad 5$$

$$\text{Autres charges} \quad - \quad - \quad - \quad \underline{0,4}$$

$$33,94 \text{ DA/h}$$

Depenses totale pour les 4 camions par jour .

$$34 \times 8 \times 2 \times 4 = 2200 \text{ DA /jour } .$$

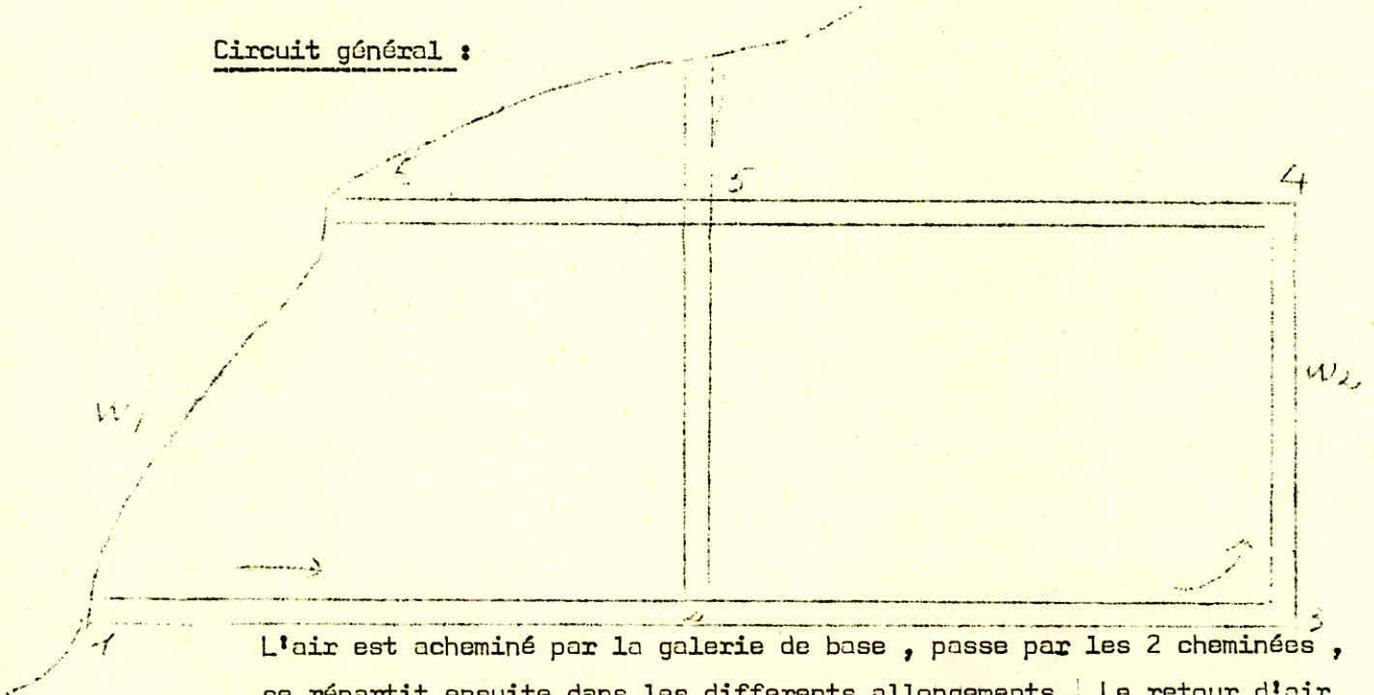
$$\text{Soit à la tonne : } \frac{2200}{3500} = 0,6 \text{ DA / T } -$$

4-7-5 Aérage :

Aérage principal :

La communication de la mine avec le jour se fait à flanc de coteau .

Circuit général :



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 -

*Sortie d'air*

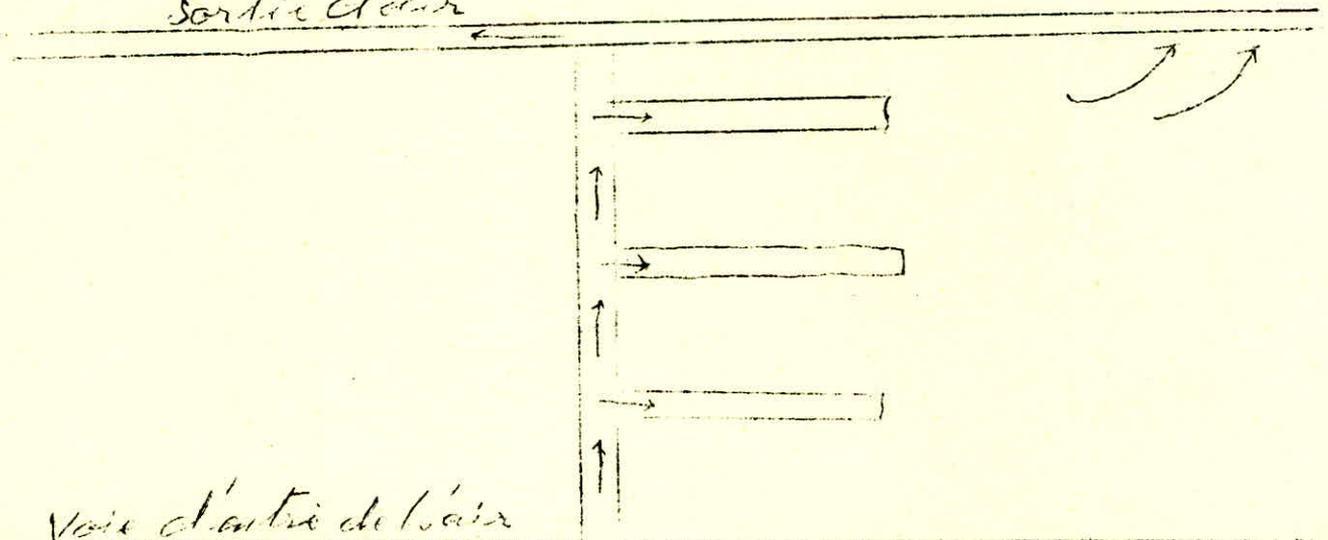
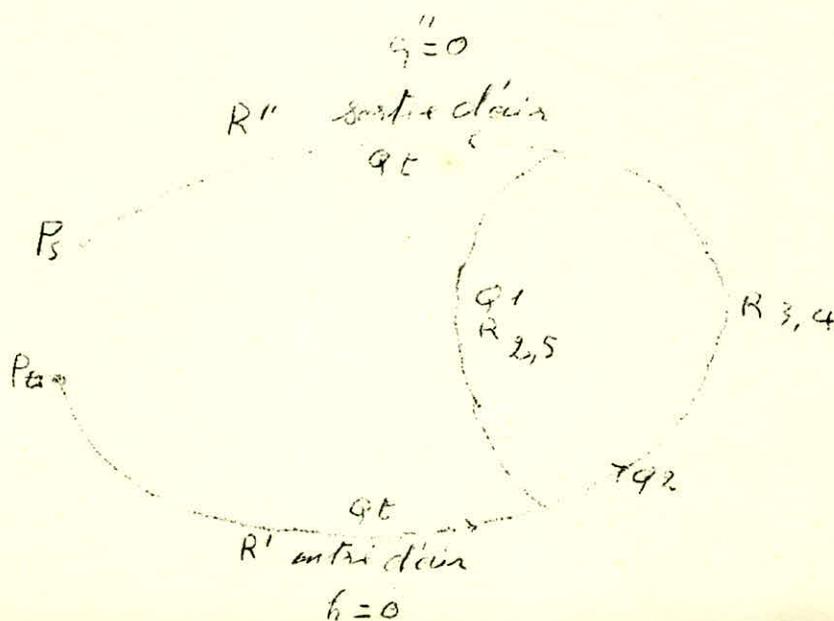


Tableau groupant les caractéristiques des voies de passage de l'air :

VOIES	LONGUEUR	SECTION	$\alpha$ EN M/100	$\alpha^2$	R s	NOMBRE DE VOIES	$\sum R s$
Galerie de base 1-2	500m	10,5M <sup>2</sup>	1,123	1.10 <sup>-3</sup>	5,6	1	5,6
Cheminée-2-5	60m	3 m <sup>2</sup>	77,7	3.10 <sup>-3</sup>	46,5	1	46,5
Galerie de sortie 5-6	500	10,5	1,123	1.10 <sup>-3</sup>	5,6	1	5,6
Galerie de base 1-3	1300	10,5	1,123	1.10 <sup>-3</sup>	14,6	1	14,6
Cheminée-3-4	60	3	77,7	1.10 <sup>-3</sup>	46,5	1	46,3
Galerie de sortie	1300	10,5	1,123	1.10 <sup>-3</sup>	14,6	1	14,6

Dans ce calcul d'aerage , nous prenons une temperature moyenne à l'extérieure de 20 °C .

Schema Canonique :



Ecrivons les equations aux mailles :  $(P_A - P_S) W = 10^{-3} \sum RQ^2 - h$

$$(P_A - P_S) W + h = H = (Z_S - Z_A) (W_A - W_S)$$

D'où

$$\begin{cases} (P_A - P_S) W + h = (R_{2,2} + R_{5,6}) (Q_1 + Q_2)^2 + R_{2,5} Q_1^2 & (1) \\ R_{1,5} Q_1^2 - h_1 - R_{3,4} Q_2^2 + h_2 = 0 & (2) \\ Q_t = Q_1 + Q_2 & (3) \end{cases}$$

Recherche des différents paramètres : 1er Equation

$$\text{On a } (P_A - P_S) W + h = (Z_S - Z_A) (W_A - W_S)$$

Calcul de  $W_A$  et  $W_S$  -

$$\text{On sait que } W_A = \frac{0,462 \times P_A}{273 + T_A}$$

$$\text{avec } P_A = P_A^{\text{atm}} - \frac{W_A \times dz}{13,6} \quad dz = \text{altitude} = 1000 \text{ m}$$

$$P_A = 760 - \frac{1,226 \times 1000}{13,6} = 670$$

$$T_A = 20 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$\text{D'où } W_A = \frac{0,462 \times 670}{2 \times 3 \times 20} = 1,060$$

De même:

$$t_s = 20 + \frac{200}{30} = 26 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$W_S = \frac{0,462 \times 670}{273 + 26} = 1,040$$

$$\text{D'où } (P_A - P_S) W_m = (Z_S - Z_A) (W_S - W_A) = 60 + 1,06 - 60 + 1,04 = 1,5 \text{ mm H}_2\text{O}$$

$$\text{Nous aurons donc puisque } R_{1,2} + R_{5,6} = 5,6 + 5,6 = 11,2$$

$$1,5 \cdot 10^{-3} = 11,2 (Q_1 + Q_2)^2 + 46,5 Q_1^2 \quad (1)$$

2iem Equation :

Circuit 2 ; 3 ; 5 ; 5 .

$$\text{On a } h_f = 1,5 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Calcul de  $h_2$  :

$$W_A = 1,060$$

$$t_S = t_3 = t_2 + \frac{300}{30} = 36,7$$

$$W_S = \frac{0,462 \times 670}{273 + 36,7} = 1$$

$$h_2 = (P_A - P_S) W_m + h = (Z_S - Z_A) (W_A - W_S) = 3,6 \text{ mm H}_2\text{O} -$$

$$\text{D'où } 10^{-3} (46,5 Q_1^2 - (1,5 - 46,5 Q_2^2 + 3,6)) = 0 \quad (2)$$

$$\text{et } Q_t = Q_1 + Q_2 \quad (3)$$

On aura donc le système :

$$\begin{cases} 46,5 Q_1^2 + 0 + 11,2 Q_t^2 = 1500 \\ 46,5 Q_1^2 - 46,5 Q_2^2 + 0 = -2100 \\ -Q_1 - Q_2 + Q_t = 0 \end{cases}$$

Sa résolution par les déterminants nous donne :

$$Q_1 = 3 ; Q_2 = 7 ; Q_t = 10 \text{ m}^3/\text{S} -$$

Besoins en air de lamine :

BESOINS EN AIR DE LAMINE :

Respiration du personnel :  $3 \text{ m}^3 / \text{min. par personne}$  :

Moteurs diesels :  $3 \text{ m}^3 / \text{min / C V}$  -

Au poste le plus chargé , nous aurons l'effectif de : 165 personnes/2 panneaux -

Comme machines diesels , nous aurons 2 locos de puissance 150 C V/LOCO .Et pour les travaux de recherches nous aurons une loco de puissance 60 CV.

D'où les besoins de la mine :

$$Q = \frac{3 \times 165 + 3 \times (150 \times 2 + 60)}{0,6} = 2625 \text{ m}^3 / \text{mn}$$

0,6 Coefficient de sécurité

ou  $43,75 \text{ m}^3 / \text{sec}$  !

Nous pouvons dire par conséquent que l'aerage naturel est insuffisant -

D'où le calcul du ventilateur nécessaire :

Déterminons la hauteur manométrique H du ventilateur principal :

$$\text{On a : } H + h = R Q^2 .$$

$$\text{Donc : } H = R Q^2 - h = X - h .$$

$$X = 10^{-3} R Q^2 = 10^{-3} ( 5,7 \frac{Q}{2} )^2 + 75,7 ( \frac{Q}{2} )^2$$

$$X = 10^{-3} ( 78,7 ) ( 43,75 )^2 =$$

$$H = X \cdot 10^{-3} - h .$$

$$H = 145 \text{ kg} / \text{m}^2$$

$$\text{Puissance du ventilateur } N = \frac{H \cdot Q}{75 \cdot N} \text{ avec } N = 0,7$$

$$N = \frac{145 \cdot 43,75}{75 \cdot 0,7} = 1000 \text{ V}$$

Aerage secondaire :

Aux travaux preparatoires nous aurons 1 chantier aux allongements, et 1 chantier aux galeries de raclage .

Determinons alors la puissance des ventilateurs secondaires !

Nous opterons pour une ventilation aspirante , temps d'aerage  $t = \frac{b' \cdot S(L_0 - d)}{Q}$

avec  $b'$  : coeficient de dilution de  $C_0$  dans l'air = 3

$S$  = section de galerie =  $10,5 \text{ m}^2$  .

$L_0$  = Longueur de la galerie = 80 m !

$d$  = distance entre le front et le bout du canar !

Pour un temps d'aerage de 30 mn . On a :  $Q = \frac{3 \cdot 10^5 \cdot (80 - 10)}{30 \times 60} = 1,2 \text{ m}^3 / \text{s}$  !

On prends des canars metalliques neufs .

$$\text{On a : } \frac{16}{2} = \frac{\lambda}{2gD^5} \cdot 0,1 \cdot \frac{\lambda}{D^5}$$

avec  $\frac{16}{2}$  résistance par unité de longueur .

$\lambda$  Coeficient de perte de charge .

$D$  Diamètre des canars 6

Pour des canars metalliques neufs on a :  $\lambda = 1$  ,  $\lambda = 0,0205$  !

Dia<sup>6</sup>ètre des canars !

$$D^5 = 0,1 \lambda$$

$$D^5 = 0,1 \times 0,0205 = 205 \cdot 10^5$$

$$5 \text{ Log } D = \text{Log } 205 - 5 = 2,304 - 5 = - 2,696$$

$$\text{Log } D = - \frac{2,696}{5} = - 0,54 = - 1 + 0,46 !$$

$$D = 0,292 \text{ Soit } 30 \text{ mn} .$$

Calcul de la depression = avec 1 débit de  $1,2 \text{ m}^3 / \text{s}$  et un diamètre de 300 mm

On a le diagramme qui nous donne :  $h = 1,3 \text{ mm H}_2\text{O} / \text{m de canar} !$

La longueur de canal nécessaire est d'environ 150 m

$$\text{D'où } H = 1,3 \times 150 = 195 \text{ mm de H}_2\text{O} = 195 \text{ kg / m}^2 \quad !$$

Puissance du ventilateur .

$$N = \frac{Q \cdot H}{75+N} = \frac{1,3 \times 195}{75 \times 0,7} = 4,82 \text{ ch } \neq 5 \text{ ch } !$$

CONCLUSION :

Pour les 2 chantiers à aérer , nous pourons utiliser 2 ventilateurs secondaires avec une puissance normalisée de 5 ch -

Cela pour 1 panneau , pour 2 panneaux il nous faut 4 ventilateurs .

4-7-6 - INDICES TECHNIQUES -

	INDICES	UNITES	NOMBRE	OBSERVATIONS
1	Reserves géologiques	1000 T	38.000	Normal+Barytique +Siliceux
2	Reserves géologiques ciel ouvert	1000 T	14.000	
3	Reserves exploitables ciel ouvert	1000 T	10.000	
4	Reserves géologiques Souterrain	1000 T	24.000	
5	Reserves exploitables Souterrain	1000 T	20.000	
6	Teneur en fer	%	58	
7	Production brute	t/jour	3600	Exploitation +Travaux préparatoires
8	Production nette	t/jour	3500	Production demandée
9	Temps de preparation d'un panneau	AN	0,68	
10	Temps d'exploitation d'un panneau	AN	0,68	
11	Nombre de chantiers en exploitation		4	2 par panneau nous aurons 2 panneaux en exploitation 1 à chaque Tranche 2 tranches/panneau .
12	Production par chantier d'exploit	T/jour	820	
13	Production brute exploitation	T/jour	3280	
14	Nombre de chantier en preparation		6	3/ panneaux .
15	Production brute/trav-préparatoires	T/jour	312	
	<u>Main d'oeuvre</u>			
1	Par chantier d'exploitation	Hp/jour	18	
2	Par chantier en préparation	Hp/jour	16,5	
3	Ensemble à l'exploitation	Hp/jour	72	36/panneaux +2chef de poste principal
4	Ensemble à la preparation	Hp/jour	100	50/panneaux + 2 chef de poste
5	Ensemble (preparation + exploitation)	Hp/jour	172	

(3<sup>1</sup> + 4<sup>1</sup>)

4-7-6

INDICES	UNITES	NOMBRE	OBSERVATIONS
6 Au transport	H <sub>p</sub> /jour	36	34/panneaux + 2 chef de poste
7 Recherches, aménagement et recuperation	H <sub>p</sub> /jour	30	
8 Ensemble fond (5 <sup>1</sup> + 6 <sup>1</sup> + 7 <sup>1</sup> )	H <sub>p</sub> /jour	248	
<u>RENDEMENT</u>			
Panneaux en p .paration	T/H <sub>p</sub>	3,12	
Panneaux en exploitation	T/H <sub>p</sub>	45,5	
Ensemble fond	T/H <sub>p</sub>	14	
<u>MATERIEL CONSOMME</u>			
Explosifs	kg/T	0,3	preparation + exploitation
Détonateurs	Det/T	0,15	
Energie	K W H/T	6	

4-7-7 ANALYSE ECONOMIQUE :

Nous allons suivre ce plan :

Frais à la tonne occasionnés par les travaux préparatoires :

// // // d'exploitations et transports  
 // // // de recherches et de récupération de matériel ,  
 de concassage et de transport par camions, de changement , les frais généraux et  
 en dernier les amortissements et entretien du matériel -

A) - Depenses à la tonne occasionnées par les travaux préparatoires :

Pour cela , nous nous baserons sur les travaux qui seront effectués pour un panneau normal :

Reserves exploitables = 300.000 T -

1/ Main d'oeuvre :

Le tableau donnant le bilan global des travaux préparatoires d'1 panneau nous renseigne sur le nombre de postes ouvriers au front des chantiers de preparation il s'élève à 3398 ; Ayant prévu 3 équipes de 4 ouvriers travaillant à 2 poste<sup>B</sup>/ jour Soit  $3 \times 4 \times 2 = 24$  postes ouvriers / jour / panneau .

La durée théorique de preparation du panneau sera :

$$\frac{3398}{24} = 138 \text{ jours.}$$

Personnel relatif à la preparation d'1 panneau en plus des ouvriers travaillant au front nous aurons : 2 boutefeux, 2 chefs de poste , 3 hommes ( /electromecaniciens , reparateurs de tuyauterie ) , 4 ouvriers ( entretiens des galeries , 2 ouvriers ( divers ) enfin 1 chef de poste principal Soit 26 personnes par poste .

Repartition des salaires à boukhadra :

Ouvriers au front en moyenne	:	25 DA/poste
Chef de poste principal	:	45 DA/poste
Chef de poste	:	40 DA/poste
Boutefeu	:	30 DA/poste
Mecaniciens reparateurs tuyauteries etc .....	:	25 DA/poste
Ouvriers entretien etc	:	20 DA/poste

Nous aurons une dépense journalière occasionnée par la main d'oeuvre de :

	SALAIRE	OUVRIERS PAR POSTE	NOMBRE DE POSTE/JOUR	TOTAL
Ouvriers au front	25 DA	24	2	1200 DA
Chef de poste	40 DA	4	2	320 DA
Boutefeu	30	4	2	240 DA
Mecaniciens reparateurs etc	25	6	2	300 DA
Entretien galeries	20	8	2	320 DA
Travaux divers	20	4	2	160 DA
Chef de poste principal	45	1	2	90 DA
<b>TOTAL</b>			51 X 2 / jour	2630 DA/jour

Ajoutons à cela les charges sociales qui sont de 45 % ce qui donne :

$$2630 + 2630 \times 0,45 = 3814 \text{ DA / jour}$$

Soit pour la preparation des 2 panneaux :  $3814 \times 138 = 550.000 \text{ DA}$

D'ou les frais à la tonne occasionnés par la main d'oeuvre à la preparation, sachant que les reserves des 2 panneaux sont  $300.000 \times 2 = 600.000 \text{ T}$

$$\frac{550.000}{600.000} \quad 0,1 \# \quad 1 \text{ DA / T}$$

2) EXPLOSIFS :

Consommation totale /2 panneaux ( en preparation ) :

	Longueur totale	Consommation au mètre	Total en kgrs	Nature de l'explosif	Prix du kgrs	Coût total
Cheminées	120m	6 kg	720	N 31	5,5 DA	4000
Allongements	480	21,13	10.142	1C		56000
Entonnoirs	Nombre 140	23,kg pour 0,34 ENT	9.800	1C		55000
Galerie de raclage	420	7,6	3192	1C		18000
Galerie de roulage	160	15,4	2464	N 31		15000
Niches pour scraper	28	9	252	N 31		1400
TOTAL			26570		5,5	162.000

Frais à la tonne occasionnés par les explosifs durant la preparation :

$$\frac{162.000}{600.000} = 0,3 \text{ DA/T}$$

3/ ENERGIE :

Nous aurons : marteaux perforateurs : 12 marteaux en marche au maximum -  
2 par chantiers ( 3 chantiers et 2 panneaux ) . Consommation  $3 \text{ m}^3/\text{mn}$  !

Soit  $3 \times 12 \times 60 = 2160 \text{ m}^3/\text{h}$  - En tenant compte d'un coefficient de pertes de 25 % la consommation pratique horaire sera de :

$$2160 + 2160 \times 0,25 = 2160 + 540 = 2700 \text{ m}^3 \text{ h}$$

Il faut 0,1 k W h pour produire  $1 \text{ m}^3$  d'air comprimé d'ou l'energie sera :

$$0,1 \text{ k w/ m}^3 \times 3025 = \text{-----} \quad 302,5 \text{ k w}$$

Ventilateur électrique :

4 ventilateur<sup>s</sup> (aéragé secondaire )

$$\text{Puissance : } 5 \text{ c v} \times 4 = 20 \text{ c v} = \text{-----} \quad 14,7 \text{ k w}$$

Scrapers :

4 Scrapper<sup>s</sup> (Allongements )

$$\text{Puissance } 18 \times 4 = 72 \text{ c v} = \text{-----} \quad 54,2 \text{ k w}$$

2 Scrapers galeries de raclage

$$\text{Puissance } 12 \text{ c v} \times 2 = 24 \text{ c v} = \text{-----} \quad \underline{17,7 \text{ k w}}$$

TOTAL 400 k w

On travaille à 2 postes par jour : la consommation pratique journalière sera :

$$400 \times 7 \times 2 \times 0,8 = 4500 \text{ k w h/jour}$$

0,8 coefficient de marche .

Sachant qu'1 kWh coûte environ 0,15 DA . Coût de l'énergie consommée :

$$0,15 \text{ DA} \times 4500 \times 138 = 93.500 \text{ DA} \quad \text{Soit } \frac{93.500}{600.000} = 0,16 \text{ DA/T}$$

4/ DETONATEURS :

Le nombre de détonateurs sera égale au produit du nombre d'avancement des différentes voies par le nombre de ~~trou~~ ~~pour~~ ~~chaque~~ plan de tir .

Cheminées : 14 detonateurs pour un avancement de 1,5 m

$$\text{D'ou } 14 \times \frac{120}{1,5} = \text{-----} 1.120$$

Allongements : 72 detonateurs pour un avancement de 1,4 m

$$\text{D'ou } 72 \times \frac{480}{1,4} = \text{-----} 24.700$$

Entonnoirs : 24 detonateurs pour 0,34 entonnoirs

$$\text{D'ou } 24 \times \frac{140}{0,34} = \text{-----} 9.900$$

Galeries de raclage : 15 detonateurs pour un avancement de 1,4 m

$$\text{D'ou } 15 \times \frac{420}{1,5} = \text{-----} 4.200$$

Galerie de roulage : 26 detonateurs pour un avancement de 1,4 m

$$\text{D'ou } 26 \times \frac{160}{1,4} = \text{-----} 2.400$$

Niches pour scrapers : 16 detonateurs pour un avancement de 1,5 m

$$\text{D'ou } 16 \times \frac{26}{1,5} = \text{-----} 275$$

$$\text{TOTAL} = \text{-----} 42.595$$

Prix des detonateurs : 132 DA la centaine : D'ou les depenses :

$$\frac{132 \times 42.595}{100} = 56.200 \text{ DA}$$

$$\text{Soit a la tonne : } \frac{56.200}{600.000} \text{ DA/T} = 0,1 \text{ DA/T}$$

5/ - CONSUMMATION : de fleurets , pièces de rechanges des marteaux perforateurs  
et flexibles :

a/ FLEURETS :

Ici il faut faire la distinction entre la foration dans le calcaire et celle dans le minerai -

Determinons alors le mètreage à forer dans les 2 cas :

Au Calcaire :

Galerie de roulage :	27 trous X 160 m	= 4320 m
Niches pour scraper:	17 // X 28 m	= 476 m
		<hr/>
TOTAL		= 4796 m

Dans le minerai :

Cheminées	: 15 trous X 120 m	= 1.800 m
Allongements	: 37 trous X 480 m	= 17.760 m
Galerias de raclage:	15 trous X 420 m	= 6.300 m
Entonnoirs	: 20 m par plan de tir	
	Soit : $\frac{20 \times 140}{0,34}$	= 8.235 m
		<hr/>
TOTAL		= 34.095 m

Nous utiliserons des jeux de fleurets comprenant chacun 2 tiges :

0,50 m	: 90 DA
1,60 m	: $\frac{107 \text{ DA}}{197 \text{ DA}}$

Performances moyennes à ouenza :

3000 m dans le minerai :

2000 m dans le calcaire :

D'ou la consommation :

Calcaire :  $\frac{4796}{2000} = 2,39$  jeux de fleurets

Minerai :  $\frac{34.095}{3000} = 11,36$  jeux de fleurets

Total consommé pour les 2 panneaux en preparation :

2,39 + 11,36 = 13,75 On prends 14 jeux de fleurets -

Coût :  $197 \text{ D A} \times 14 = 2758 \text{ DA} -$

b/ Pièces de rechanges des marteaux :

Elles sont estimées à  $0,35 \text{ DA}$  à la tonne de déblais (minerai ou stériles) !

Les travaux préparatoires pour les 2 panneaux nous donnent

$31.950 \text{ tonnes de minerai} / 1 \text{ panneau} = 63.900 \text{ T} / 2 \text{ panneaux}$

$1.540 \text{ tonnes de stériles} / 1 \text{ panneau} = 3080 \text{ T} / 2 \text{ panneaux}$

TOTAL 66,980 T/2 panneaux

Frais :  $0,35 \text{ DA} \times 66.980 \text{ T} = 23.400 \text{ DA} -$

c/ Rechanges des flexibles :  $0,08 \text{ DA} / \text{T de déblais} !$

D'où  $0,08 \times 66.980 = 5340 \text{ DA} -$

Total des frais :  $a+b+c = 2.758 + 23.400 + 5340$

$= 31.498 \text{ DA} -$

Soit à la tonne de minerai pour les 2 panneaux :  $\frac{31.498}{600.000} = 0,052 \text{ DA} / \text{T} !$

6/ - BOISAGE : Soutènement pour les 2 panneaux : Boisage pour les 2 cheminées , galerie de roulage , et 20 % des allongements -

	Longueur total	Longueur à boiser	Distance entre cadres	Nombre de cadre	Longueur d'un cadre	total en (m)
Cheminées	120 m	120 m	0,75 m	160	7 m	1.120
Galerie de roulage	160 m	160 m	1 m	160	7,5 m	1.200
Allongement	480 m	96 m	1 m	96	9,5 m	912
TOTAL						3232 m

Prix au chantier du mètre Lineaire . 6 DA : D'ou 6 X 3232 = 19.392 DA .

Planche provisoire pour le creusement des cheminées (section 3 m<sup>2</sup>)  
renouvelable chaque 10 avancements : D'ou la consommation :

$$\frac{120 \text{ m} \times 3}{10 \times 1,5} = 24 \text{ m}^2$$

Prix du m<sup>2</sup> : 25 DA : D'ou 25 X 24 = 600 DA .

Coût du boisage : 19.392 + 600 = 19.992 DA . Depence ramenée à la tonne :

$$\frac{19.992}{600.000} = 0,033 \text{ DA/T}$$

D / - Depenses à la tonne occasionnées par l'exploitation :

Production journalière : 3280 T / jour production theorique donnée par 2  
panneaux --

1/ Main d'oeuvre :

	Ouvriers par poste	par jour	Salaire	Total
Ouvriers au front d'abattage:	6 6	12	25	300
Boutefeu	2	4	30	120
Chef de poste abattage	2	4	40	160
Raclage	8	16	25	400
Ouvriers (entretien allongement	6	12	20	240
Electro mecaniciens reparateur tuyauteries , etc	8	16	25	400
Chef de poste (service entreti en : et reparation )	1	2	40	80
Divers	4	8	20	160
Chef de poste principal	1	2	45	90
Ingenieur	1	1	65	65
	TOTAL	77		2055 DA/jour

Coût journalier ( charges sociales comprises )  $2016 + 2015 \times 0,45 = 2980$  DA/jour .

Coût de la main d'oeuvre à la tonne :  $\frac{2980}{3280} = 0,91$  DA / T .

## 2/ - EXPLOSIFS :

Consommation theorique 150 gr / tonne . Pratique = 160 gr

Depenses à la tonne de minerai : Explosif : N I C :

Coût du kgr au chanrier = 5,5 DA . D'ou le Coût à la tonne de minerai

$$5,5 \times 0,160 = 0,9 \text{ DA / T .}$$

## 3/ - ENERGIE :

En cours d'exploitation , le nombre maximum de marteaux perforateurs (B.B.C.S 4) travaillant simultanément est de 4 pour les 2 panneaux .

Sachant que la consommation unitaire est de  $9,9 \text{ m}^3 / \text{mn}$  la consommation horaire sera de :  $9,9 \times 4 \times 60 = 2376 \text{ m}^3 / \text{mn}$  .

Soit 25 % coefficient de pertes dans les tuyauteries la consommation pratique horaire sera de :  $2376 + 2376 \times 0,25 = 2970 \text{ m}^3 / \text{h}$  .

Soit en k w puisqu'il faut 0,1 k w pour donner $1 \text{ m}^3$	$0,1 \times 2970 =$	297 k w
Ventilateur electrique : puissance 121 c v	Soit :	89 k w
Scrapers : 4 : puissance : $60 \times 4 = 240$ c v		176

TOTAL par heure : 562 k w

Sachant que l'on travail 1 poste pour la foration et 2 postes pour la ventilation et le scrapage et en tenant compte du coefficient de marche 0,8, la Consommation pratique journalière sera de :

$$[(297 \times 7) + (265 \times 7 \times 2)] \times 0,8 = 4700 \text{ k w h / jour . le k w h coute } 0,15 \text{ DA}$$

D'ou Coût de l'énergie par jour :  $0,15 \text{ DA} \times 4700 = 705 \text{ DA / jour}$  .

$$\text{Soit } \frac{705}{3280} = 0,215 \text{ DA / T .}$$

4/ - DETONATEURS :

Nous avons 4 plans de tir pour les 2 panneaux en exploitation à raison de 15 trous par plan de tir nous aurons :  $15 \times 4 = 60$  détonateurs .

Prix des détonateurs : 132 DA la centaine .

$$\text{Depenses} \quad \frac{132 \times 60}{100} = 79,2 \text{ DA} .$$

$$\text{Soit} \quad \frac{79,2}{3280} = 0,025 \text{ DA} / \text{T} .$$

5/ - Consommation de fleurets , pièces de rechanges , flexibles :

a/ fleurets : Nous avons a forer 4 plan<sup>s</sup> de tir de 176 m Chacun donc au total nous aurons :  $176 \times 4 = 304$  m .

1 jeu de fleuret comprends 6 tiges :

LONGUEUR	PRIX
0,5 m	90,00 DA
1,60	107,00 DA
2,40	123,00 DA
3,20	134,00 DA
4,00	156,00 DA
6,50	250,00 DA
	<hr/>
TOTAL	865,00 DA !

Performances de ces tiges : 3000 m.

$$\text{D'ou la consommation sera :} \quad \frac{865 \text{ DA} \times 304}{3000} = 86,55 \text{ DA} / \text{T} !$$

$$\text{Soit à la tonne :} \quad \frac{87}{3280} = 0,025 \text{ DA} / \text{T}$$

b/ - Pièces de rechanges des marteaux perforateurs (monté sur appareil , Simba junior ,  
flexibles , huile et lubrifiant -

Tout cela est évalué à 2 % du prix total

Simba junior Complet ( 1 chario de forage ) !

$$\text{Soit : } \frac{110 \cdot 000 \text{ DA} \times 2}{100} = 2200 \text{ DA} \quad !$$

$$\text{Soit à la tonne : } \frac{2200}{3280} = 0,7 \text{ DA / T} \quad !$$

$$\text{TOTAL : } 0,7 \times 0,025 = 0,725 \text{ DA / T} \quad !$$

C/ - DEPENSES A LA TONNE OCCASIONNEES PAR LE TRANSPORT SOUTERRAIN :

Production : 3500 T/ jour .

1/ MAIN D'OEUVRE :

	Ouvriers par poste	Ouvriers par jour	Salaire	Total
Convoyeur	1 electro 2 ouvriers	2	25 DA	50
		4	20 DA	80
Tête de la cheminée	2	4	20 DA	80
Base de la cheminée	2	4	20 DA	80
Roulage par berlines	8	16	25 DA	400
Entretien	2	4	20 DA	80
Chef de poste	1	2	40 DA	80
	18	36		850 DA

Coût charges sociales comprises :  $850 + 850 \times 0,45 = 1233$  DA / jour .

Soit à la tonne :  $\frac{1233}{3500} = 0,35$  DA / T .

2/ ENERGIE : Electrique pour le convoyeur et (fuel ) pour le loco tracteur -

Convoyeur à bande : Puissance 61,9 cv Soit : 45,5 k w .

Consommation journalière : ( 2postes/jour , 0,7 coefficient de marche) .

$45,5 \times 8 \times 2 \times 0,7 = 510$  k w / jour .

Soit :  $0,15$  DA  $\times$  510 = 76 , 5 DA /jour .

Loco Tracteur : Consommation en fuel: estimé à 120 DA / jour

D'ou total pour le transport souterrain :  $76,5 + 120 = 196,5$  DA

Soit :  $\frac{196,5}{3500} = 0,06$  DA / T .

3/ - ENTRETIEN :

	Prix
2 Loco - Tracteur Rocquevillers	1600,00 DA
1 Loco - Tracteur Brookville	300,00 DA
15 X 2 = 30 Wagons Hames : 100,00 X 30 =	3.000,00 DA
1 Table Bodart	300,00 DA

Vieux matériel qui nécessite un entretien assez important : (Durée de vie 5 ans) :

Loco - Tracteurs : 100 % de leur Coût pendant 5 Ans :

Soit : - - - - -	1.600,00 DA
	300,00 DA
Table Bodart 50 % : Soit - - - - -	150,00 DA
Wagons : 20 % Soit : - - - - -	600,00 DA
	<hr/>
TOTAL	2.650,00 DA

Soit par année :  $\frac{2.650,00}{5} = 530,00$  DA .

5

Production Annuelle : 1.000.000 T . Les frais d'entretien seront de  $\frac{530,00}{1.000.000} = 0,053$  DA / T .

D ) - DEPENSES A LA TONNE OCCASIONNEES PAR LE PERSONNEL AFFECTE AUX RECHERCHES ET A LA RECUPERATION DU MATERIEL

30 personnes par jour : 25 DA X 30 = 750 DA / jour .

Avec les charges sociales : 750 + 750 x 0,45 = 1.087,5 DA / jour :

Soit à la tonne :  $\frac{1.087,5}{3500} = 0,31$  DA / T .

E) - FRAIS DE TRANSPORT PAR CAMIONS ET CONCASSAGE :

Par camion : 0,6 DA / T

Concassage : 0,45 DA / T

TOTAL : 1,05 DA / T

F) - CHARGEMENT A LA GARE DE BOUKHADRA : 0,54 DA / T

G) - FRAIS GENERAUX : 8,67 DA / T .

1°/ INVESTISSEMENT CONCERNANT LA DESSERTTE :a/ POUR LE ROULAGE DU MINERAI . DESSERTTE -

Cette desserte servira au deblocage de tout le minerai souterrain au dessus,  
de 1045 soit ~~20~~ 20 M .Prix de cette desserte ( évalué au pa<sup>rr</sup> agraphe ; ;33.8)

563.000,00 + Prix des cadres T H !

Galerie 1045, Longueur 1300 m .Il faut 3000 Cadres T H à 500 DA/Unité .

563.000,00 + 3000 X 5000 = 2.063000,00 DA -

Durée d'amortissement = 10 Ans -

Taux d'intérêt = 8°/o

a: Annuité d'amortissement :

$$a = \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^{n-1}} = 0,149029$$

Soit : amortissement par an :

2.063000,00 X 0,149029 = 310.000 DA / An !

Soit :  $\frac{310.000 \times 10}{20.10^6} = 0,155$  DA /Tonne -

20.10<sup>6</sup>

b) -ELEMENTS DE TRANSPORT DE CETTE DESSERTTE :

Vieux materiel amorti en 5 Ans :

2 Loco-Tracteurs Rocquevillers :	160.00 DA
1 Loco-tracteur Brookville :	300.00 DA
30 Wagons	300.000 DA
1 Table Bodart	<u>30.000 DA</u>
TOTAL	520.000 DA

Soit 520.000 X Anuité d'amortissement : 520.000 X 0,250456 = 130.237 DA/an

Soit à la tonne  $\frac{130.237}{1.000.000} = 0,13$  DA / T

2°/ INVESTISSEMENTS CONCERNANT LE MATERIEL PARTICULIER A LA METHODE :

Nous l'amortirons sur 5 ans/durée de leur vie/Compresseur ,cabine electrique,  
cable (500 V) Sur 10 ans -

TRAVAUX PREPARATOIRES :

-4 Scrapers:Puissance 17,5c v: Prix /U. 25.000 DA	90.000 DA
-2 Scrapers:Puissance 12 c v :Prix/U. 20.000 DA	40.000 DA
-4 Ventilateurs Electriques: Puissance :5 c v. Prix/u: 10.000 DA	40.000 DA
- 1000 m de buses d'aérage: Prix : 50 DA/ m	50.000 DA
- Tuyauteries -Air comprimé. 1000 m. Prix. 9,02 DA / m	10.000 DA
- 12 Martaux perforateurs: Prix: 2500 DA/U	30.000 DA
- 14 jeux de fleurets: Prix/U: 197 DA	2758 DA
- 6 Exploseurs à retard : Prix/U . 350 DA	2100 DA
- 200 Lampes à Accumulateurs : Prix/U . 85 DA	17.000 DA
	<hr/>
TOTAL	281.858 DA

TRAVAUX D'EXPLOITATION :

- 4 Scrapers : Puissance . 60 c v : Prix/U . 100.000 DA	400.000 DA
- 2 Ventilateurs electriques : 100 c v . Prix/U 300.000 DA	600.000 DA
- 4 Marteaux perforateurs: Atlas. B. B. C. 54 . (monté sur Simba junior) Prix/U 110.000	440.000 DA
- Tuyauteries. Air comprimé . 2000 m. Prix/ 9,02 DA/ m	18.040 DA
- 14 jeux de fleurets : Prix 865 DA/U	12.110 DA
- 4 Exploseurs à retard : Prix/U. 350 DA /U	1.400 DA
- 200 Lampes à Accumulateurs : Prix/U . 85 DA	17.000 DA
- 2 Convoyeurs à bande : 300 m: Prix/U . 150.000 DA	300.000 DA
	<hr/>
TOTAL :	1.788.550 DA

Ensemble (travaux préparatoires + travaux d'exploitation )  
à amortir sur 5 ans .

$$253.823 \text{ DA} + 1.701.495 \text{ DA} = 2.070.408 \text{ DA}$$

Soit pour un taux d'intérêt de 8 % : a annuité d'amortissement = 0,250456 .

$$1.955.318 \times 0,250456 = 510.000 \text{ DA /an .}$$

Soit un amortissement à la tonne de :  $\frac{510.000}{900.000} = 0,6 \text{ DA/T}$

MATERIEL D'UTILISATION GENERAL : (A AMORTIR SUR 10 ANS )

1 Compresseur	1.500.000 DA
1 Cabine de chantier	100.000 DA
2000 m de Cable armé Electrique	120.000 DA
Prix : 60 DA /m	_____
TOTAL	1.720.000 DA

Soit pour un taux d'intérêt de 8 % : a- annuité d'amortissement = 0,149029

$$1.720.000 \text{ DA} \times 0,149029 = 256.000 \text{ DA /AN .}$$

Soit à la tonne :  $\frac{256.000}{900.000} = 0,3 \text{ DA / T .}$

ENTRETIEN DU MATERIEL :

Le prix global du matériel s'élèvera à : . . . . .

$$253.823 + 1.701.495 + 1.720.000 = 3.790.408$$

Coût de l'entretien : 5 % de ce prix .

$$\frac{3675.318 \times 0,05}{900.000} = 0,23 \text{ DA/T}$$

PRIX DE REVIENT GLOBAL DE LA TONNE -

1/ EXTRACTION :

	Travaux preparatoires	Travaux d'exploitation	Transport souterrain	
Main d'oeuvre	1	1	0,35	
Explosifs	0,3	0,9	0,06	
Energie	0,16	0,25		
Detonateurs	0,1	0,025		
Fleurets, piéces de rechanges, Flexibles	0,052	0,725		
Boisage	0,033			
Entretien des Elements de la desserte			0,053	
	1,645	3	0,463	5,103
2/ Recherches et recuperation (main d'oeuvre)		0,31		0,31
3/ Transport par camions et concassage				
Camions :		0,6		1,05
Concassage :		0,45		
4/ Chargement à la gare de boukhadra :		0,54		0,54
5/ Frais generaux :		0,67		0,67
6/ Amortissements :				
Desserte :		0,155		1,445
Elements de cette Desserte :		0,13		
Materiel Exploitation :		0,6		
Materiel utilisation general :		0,33		
Entretien du materiel		0,23		

IV-8. ETUDE GENERALE DE LA METHODE D'EXPLOITATION  
PAR CHAMBRES-MAGASINS.

4-8-1

TRAVAUX PREPARATOIRES D'EXPLOITATION

Ces travaux seront effectués à partir des travaux de découpage <sup>vus</sup> au chapitre (4.6)  
 Il permettent la pénétration dans la chambre d'exploitation définie entre 2 niveaux  
 et limitée latéralement par les recoups principales !

DIMENSIONS DES CHAMBRES :

Longueur : 40 à 60 m.  
 Largeur : 12 à 15 m !  
 Hauteur : 50 à 60 m !

Dans l'ensemble et par ordre d'importance, ces travaux préparatoires seront  
 décomposés et exécutés suivant le plan suivant ( voir schéma 1 ) -

a/ TRACAGE D'UNE GALERIE DE ROULAGE ( 1 )

Le traçage de cette galerie se fera au rocher le long du panneau - elle  
 permettra l'évacuation des produits de raclage par convoyeur -

Section Trapezoidale : grande base : 3 m !  
 petite base : 2,5 m ! }  $S = 7 \text{ m}^2$   
 hauteur : 2,5 m

Cette galerie étant identique à celle tracée<sup>B</sup> dans la 1er méthode,  
 s'y reporter pour voir le schéma de tir et toutes les caractéristiques  
 nécessaires -

b/ CREUSEMENT DE LA GALERIE DE RACLAGE ( 3 )

Elle sera tracée dans le stot de protection au millieu et tout le long de la  
 chambre d'exploitation : Section ( 2 X 2 ) = 4 m<sup>2</sup> -

Cette galerie étant identique ( sauf la longueur ) aux galeries de raclage  
 vues à la 1er méthode s'y reporter pour toutes les caractéristiques -

C/ RECOUPES SOUS LES MONTAGES A PERSONNEL ET A MATERIEL : ( 4 )

Ces recoupes creusées en bout des recoupes ( 2 ) seront faites en suivant le toit ou le mur sur 3 m - de part et d'autre de ( 2 )

$$\text{Section ( 2,5 X 2,5 )} = 6,25 \text{ m}^2$$

Elles seront creusées immédiatement après les recoupes (2) chaque fois que ceci sera possible - Sinon elles seront faites en même temps que les montages à personnel et a materiel -

Pour le schema de tir et toutes les caractéristiques ,voir creusement des recoupes principales ( découpage ) -

D/ MONTAGES A PERSONNEL ET A MATERIEL : ( 5 )

Ces montages , 2 par chambre , seront exécutés en suivant le toit ou le mur du gisement sur 12 m à partir des recoupes (4) -

Par la suite , ces montages seront continués au fur et à mesure de l'exploitation de la chambre exploitée -

Section ( 2 X 1,5 ) = 3 m<sup>2</sup> et rectangulaires identiques aux cheminées creusées (1<sup>er</sup> methode ) s'y reporter pour toutes les caractéristiques nécessaires -

E/ GALERIE DU TOIT OU DU MUR : ( 6 )

Tracée à 12 m du niveau de base - elle joindra entre eux 2 montages consécutifs

$$\text{Section ( 2 X 2 = 4 m}^2 \text{ ) -}$$

Voir creusement des galeries de raclage (1<sup>er</sup> Methode )

F/ RECOUPE D'EXPLOITATION : ( 7 )

Tracée à partir de la galerie du toit ou du mur , au milieu du gisement -

$$\text{Section ( 3,5 X 3 )} = 10,5 \text{ m}^2 \text{ -}$$

Voir creusement des allongements (1<sup>er</sup> Methode ) -

G/ CREUSEMENT DE LA CHEMINEE ( 8 )

A partir de la recoupe (7) , elle sera creusée jusqu'au niveau supérieure-rectangulaire Section ( 2 X 1,5 ) = 3 m<sup>2</sup>

Voir creusement de cheminée ( 1<sup>er</sup> Methode ) -

H/ CREUSEMENT D'ENTONNOIRS DE SOUTIRAGE : ( 9 )

DIMENSIONS :

- ouverture au sommet :  $\emptyset = 6 \text{ m}$  .
- ouverture à la base :  $\emptyset = 1,5 \text{ m}$  .
- pente découlement des produits : = 45 à 50 .°C

Pour la methode d'exécution , voir 1<sup>er</sup> Methode -

REMARQUES :

Sur la largeur nous aurons  $\frac{12}{6} = 2$  entonnoirs .

Sur la longueur nous aurons  $\frac{40}{6} = 7$  entonnoirs .

D'où nombres d'entonnoirs par chambre -  $7 \times 2 = 14$  entonnoirs -

Tonnage enlevé par chambre :

$$\frac{3,14}{3} \times 7,5 ( 9 + 0,562 + 2,25 ) \quad 2,5 = 330 \text{ T/ entonnoirs}$$

$$\text{et / chambre} = 330 \times 14 = 4620 \text{ T}$$

Rythme de creusement mensuel minimum :  $\frac{14}{3,2} = 4,68$  entonnoirs ;  $\frac{80}{25} = 3,2$  mois

RYTHME de creusement journalier  $\frac{4,68}{25} = 0,19$  entonnoirs -

DETERMINATION DU COEFFICIENT DE PERTE :

On a 2 chambres dans 1 panneau .

Dimensions d'1 panneau	{	Longueur : 50 à 70 m .
		Hauteur : 60 m .
		Largeur : 30 à 40 m .

Reserves pour 1 panneau : en moyenne : 225.000 T .

Etant donné la methode préconisée , les pertes seront dues surtout par l'abandon de piliers - Evaluons ces pertes :

Pilier entre panneau : Dimensions	{	Largeur : 10 m .
		Longueur : 30 m .
		Hauteur : 60 m .

Soit un tonnage de 45.000 T .

Or le tonnage enlevé au cours des travaux préparatoires effectués dans ce pilier s'élève à : 1765 T .

D'où le tonnage restant sur place :  $45.000 T - 1765 T = 43235 T$  .

Pilier entre chambres : dimensions	{	Largeur : 5 m .
		Longueur : 40 m .
		Hauteur : 60 m .

Soit un tonnage de 30.000 T .

Stot de protection (entonnoirs) : Dimensions	{	Largeur : 10 m .
		Longueur : 40 m .
		Hauteur : 12 m .

Soit 1 tonnage de 24.000 T .

Or on a 9240 T enlevé au cours des  $T_3 - P_3$  - d'où le tonnage restant sur place :  
 $24.000 T - 9240 T = 14760 T$  .

Stot de protection : haut du panneau :

Dimensions	{	Largeur : 12 m .
		Longueur : 40 m .
		Hauteur : 5 m .

Soit 1 tonnage de 12.000 T -

TONNAGE TOTAL RESTANT SUR PLACE :

$$(43235 + 30.000 + 14760 + 12.000) - 1250 \text{ T} = 98.000 \text{ T}$$

1250 T Tonnage donné par la galerie principale :

On récupère donc:  $225.000 - 98.000 \text{ T} = 130.000 \text{ T} / \text{panneau} -$

Soit : 40 à 45 % des réserves sont perdues .

Si on considère qu'on récupère les piliers soit 10 %

On aura donc comme pertes réelles -

30 à 35 % des réserves !

Déterminons la capacité d'une chambre .

$$\frac{130.000 \text{ T}}{2} / 2 \text{ chambres} = \underline{65.000 \text{ T}} .$$

2

NATURE DES TRAVAUX	Nombre	Section (m)	Longueur unitaire (m)	Longueur totale	Tonnage de minerai enlevé (T)	Hp	m/Hp	T/Hp
Cheminée	1	3 m <sup>2</sup>	50 m	50	375	200	0,25	
Galerie de roulage	1	7	50	50		143	0,35	
Galerie de raclage	2	4	25	50	500	133	0,375	3,75
Recoupes ( 4)	2	6,25	3	6	94	16	0,375	
Montage ( 5)	2	3 m <sup>2</sup>	12	24	180	96	0,25	
Galerie du toit ou du mur	1	4	40	40	400	110	0,375	4
Recoupe d'exploitation	1	10,5	12	12	315	34	0,35	9,25
REcoupes	1	6,25	30	30	469	80	0,375	6
Entonnoirs	14	Diamètre Sommet: 6 m a la base 1,5 m hauteur 7,5 m			4620	600		
TOTAL					6953	1279		

BILAN GLOBAL DES TRAVAUX PREPARATOIRES D'UNE CHAMBRE

DETERMINATION DU RYTHME D'AVANCEMENT DES TRAVAUX PREPARATOIRES POUR 1 CHAMBRE :

Production / jour = 80 T / jour

$$\text{Durée de vie} = \frac{65,000 \times 0,1}{80} = 82 \text{ Jours travail effectif -}$$

$$\text{Durée de vie réelle} = \frac{82 \times 30}{25} = 98,4 \text{ jours } \# 3,3 \text{ mois -}$$

	Nombre	Longueur total(m)	Cadence minimum mensuelle (m)	Cadence minimum journalière (m)	Avancement par jour m/jour	Nombre de jour	Nombre de chantiers par jour
Cheminée	1	50 m	15,15	0,66	1,5	33	
Galerie de roulage	1	50	15,15	0,66	2,8	18	1
Galerie de raclage	2	50	15,15	0,66	3	17	
Recoupes (4)	2	6	1,8	0,072	3	2	
Montage (5)	2	24	7,21	2,8	1,5	13	1
Galerie du toit ou du mur	1	40	12,12	0,48	3	13	
Recoupe d'exploitation	1	12	3,66	0,15	2,8	5	
Recoupes	1	30	1	0,04	3	10	
Entonnoirs	14		4,24	0,169			1
					TOTAL		3

— Rendement à la préparation : 4 chambres X 80 = 320 T : (4-2 chefs de postes principaux) X 4 + 1 = 170

105

D'où  $\frac{320}{170} = 1,88$  T/Hp .

PERSONNEL TRAVAILLANT A LA PREPARATION D'1 CHAMBRE :

	Nombre de chantiers	Nombre d'ouvriers par chantier	Nombre d'ouvriers par poste	Nombre de postes	Nombre d'ouvriers par jour
cheminée galerie de coulage galerie de raclage recoupes (4)	1	4	4	2	8
Entonnoirs	1	4	4	2	8
Chef de poste			1	2	2
Boutefeu			1	2	2
montage (5) galerie du toit ou du mur recoupe d'exploitation recoupe.	1	4	4	2	8
Chef de poste			1	2	2
Boutefeu			1	2	2
Entretien des galeries			2	2	4
Electromecaniciens reparateurs de tuyauteries etc			2	2	4
Divers			1	2	2
Chef de poste principal			1	2	2
		TOTAL	22	2	44

4-8-2

TRAVAUX D'EXPLOITATION :

Les chambres seront exploitées par gradins renversés pris à partir de la recoupe d'exploitation ( voir schema 2 )

TONNAGE OBTENU PAR ABATTAGE D'1 GRADIN

Dimension d'1 gradin :

{	Longueur 12 m .
{	Hauteur 2 m .
{	Avancement 2 m .

D'ou :  $( 12 \times 2 ) \times 2 \times 2,5 = 124 \text{ T} !$

Nous pourrons prévoir 2 cycles d'avancement par jour et nous pouvons prendre 2 gradins par cycle ce qui fera donc :  $124 \times 2 \times 2 = 496 \text{ T} / \text{jour} -$

TONNAGE DONNE PAR JOUR ET PAR CHAMBRE :

Etant donné que nous prenons que le minerai faisonné soit 4 % du minerai abattu ce qui nous fait :

$$\frac{500 \times 40}{100} = 200 \text{ T} / \text{jour. Donc } 100 \text{ T/poste} -$$

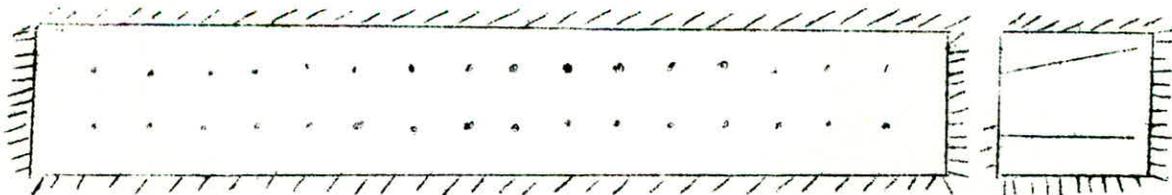
Puisque nous avons prévu 6 chambres en depilage , la production totale serait donc de 1200 T / jour -

ABATTAGE D'1 GRADIN :

Le tir fera tout le long du gradin (12 m) par des trous parallèles faits à partir de la recoupe d'exploitation -

Les trous seront espacés de 0,70 m .

Nous aurons donc le schema de tir suivant :



Pour la perforation nous utiliserons le marteau perforateur J. 50 .

CARACTERISTIQUES TECHNIQUES DU PLAN DE TIR :

Nombre de trous : 32 !  
 Longueur d'1 trou: 2,2m!  
 Distance entre orifice : 0,75 m !

TEMPS DE FORATION :

Diametre des trous : 39 mm .  
 Vitesse de foration : 0,5 m/mn .  
 Longueur totale de foration par gradin : 70 m !  
 D'ou temps de foration théorique :  $\frac{1 \times 70}{0,5} = 140 \text{ mn.}$

On ajoute 10 mn pour le temps réel :  $140 + 10 = 150 \text{ mn !}$

Etant donné que nous aurons 2 gradins par chambre ceci pourra être fait par une equipe de 3 hommes : 2 foreurs plus 1 aide -

DEROULEMENT DES OPERATIONS :

NATURE DES TRAVAUX	Durée	1 <sup>H</sup> . 2 . 3 . 4 . 5 . 6 . 7 .
Preparation du chantier	20 mn	→
Foration	150 mn	→
Evacuation du materiel	20 mn	→
Durée Totale	190 mn	→ 3 <sup>h</sup> 10 mn

La durée de foration pour 1 chambre est donc de 3h 10 mn .

### CHARGEMENT DES TROUS DE MINE :

Nous pouvons prévoir en moyenne 100 mn pour le chargement en explosifs des trous d'1 plan (gradin).

1 seule équipe composée de 3 hommes ( 2 chargeurs et 1 approvisionneur) pour 2 gradins - ( ce sera la même équipe du forage )

### DEROULEMENT DES OPERATIONS : POUR 1 GRADIN

	Durée	1 <sup>h</sup>	2	3	4	5	6	7
Chargement	100 mn	-----						
Tir	20 mn		-----					
Aerage secondaire	30 mn			-----				
Contrôle du chantier	20 mn				-----			
Durée TOTALE	170 mn	-----						2 <sup>h</sup> 50 mn

CONCLUSION : Nous aurons donc 1 abattage par poste ! Donc 2 par jour -  
1 Equipe de 3 hommes fera la foration , le chargement. Et cela pour une chambre -

### CONSUMMATION EN EXPLOSIFS : par plan de tir ( gradin )

Pour 1 gradin on a 32 trous .

Longueur à forer  $32 \times 2,2 = 70$  m

Si nous estimons que les trous de mine seront chargés d'explosifs au  $\frac{2}{3}$  , l'explosif utilisé étant du N 1 C en cartouche de 20 cm , poids 125 gr

C I P - 111 Quantité  $70 \text{ m} \times \frac{2}{3} \times \frac{0,125}{0,2} = 28,5$  kgr !

Tonnage par gradin = 124 T

Consommation à la tonne :  $\frac{28,5}{124} = 0,23$  kg = 230 gr / T .

EVACUATION DU MINERAI DANS LE QUARTIER D'EXPLOITATION :

Le minerai abattu est collecté dans les entonnoirs et déversé dans les galeries de raclage ou il est repris par scraper vers un convoyeur blindé situé dans la recoupe limite de chambre Ce convoyeur reçoit donc une production équivalente à 1 chambre . ( voir schema! ) .

Nous aurons 2 galeries de raclage par chambre donc 2 scrapers  
production par chambre 200 T Donc 100 /scraper / poste

CALCUL DE SCRAPER :

$$\text{Volume à racler : } \frac{50 \times 1,7 \times 1,2}{2,5} = 81,6 \text{ m}^3$$

1,7: coef . de faisonnement .  
1,2: coef . de marche .  
2,5: Dencité du minerai

$$\text{Débit horaire} = Q = \frac{K.C.V.3600}{2 \times L}$$

K: rendement d'exploitation = 0,6

C: capacité du scraper : 0,300 m<sup>3</sup> .

V: vitesse : 1 m/S .

L: distance moyenne : 13 m .

$$Q = \frac{0,6 \times 0,3 \times 1 \times 3600}{2 \times 13} = 25 \text{ m}^3 / \text{H} .$$

Temps de raclage d'une volée .

$$\frac{60 \times 81,6}{25} = 198 \text{ mn} \approx 3^{\text{H}} 18 \text{ mn} . \text{ Donc 1 poste pour le scrapage !}$$

$$\text{Puissance du scraper : } N = (P_{\text{vide}} + P_{\text{utile}}) \times \frac{f \times v}{75 \times K}$$

P<sub>vide</sub> = 310 kg.

$$P_{\text{utile}} = \frac{0,3 \times 2,5}{1,7} = 0,44 \text{ T} = 440 \text{ kg} .$$

$$N = (310 + 440) \times \frac{1 \times 1}{25 \times 0,6} = 16,6 \text{ c v} .$$

f:coef.de frottement = 1

v = 1 m/s .

K = 0,6

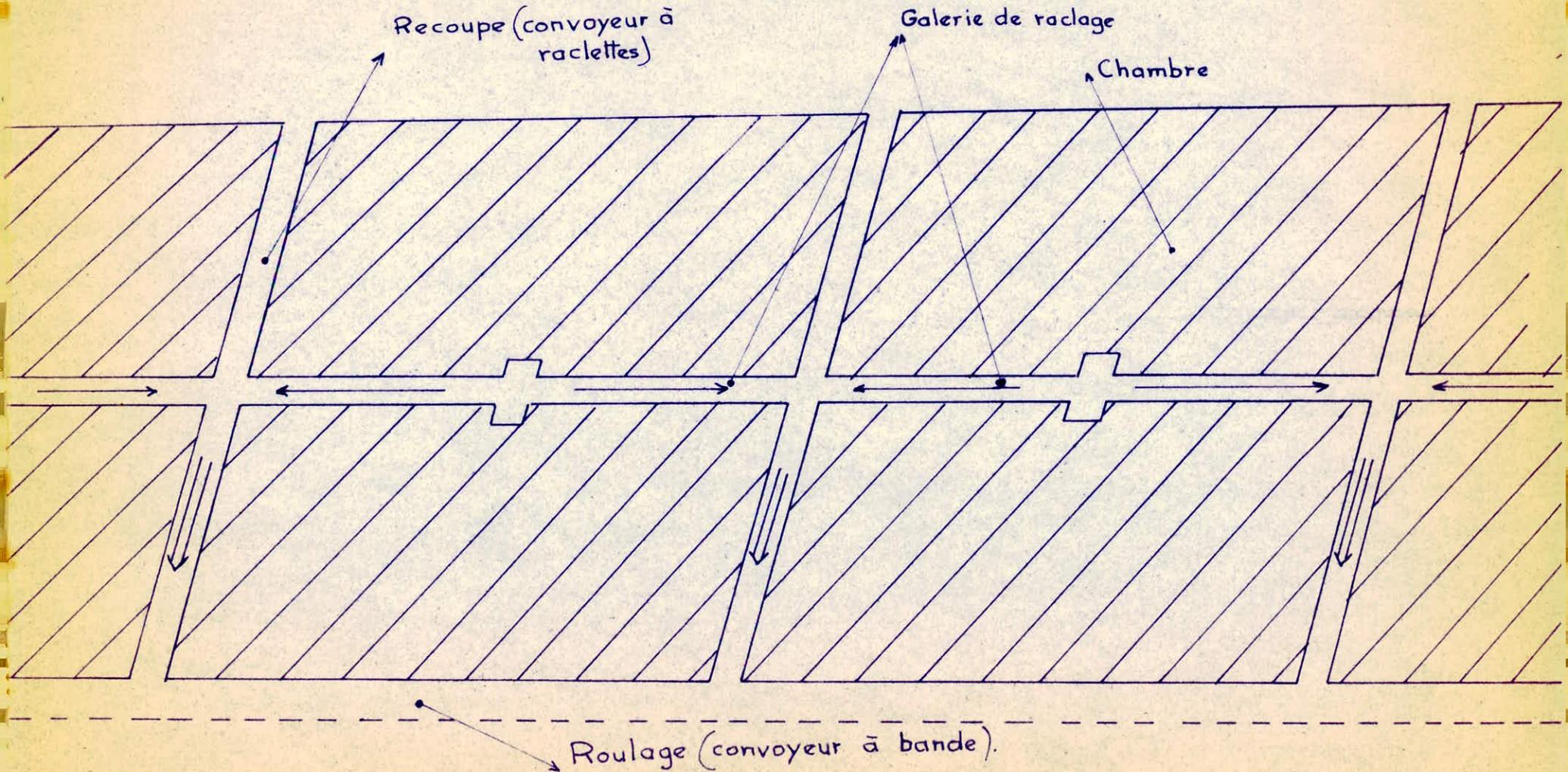
avec 1 rendement de 0,7 nous aurons

$$\frac{16,6}{0,7} = 23,7 \text{ cv} \quad \frac{28 \text{ c v}}{1,2}$$

CONCLUSION: Nous aurons 1 poste de scrapage par jour .

Fig: 1

→ Sens de parcourt du  
minerai par scraper  
⇨ Par convoyeur à raclettes



SHEMA D'EVACUATION DU MINERAL AU NIVEAU D'UNE CHAMBRE

CALCUL DU CONVOYEUR BLINDE :

2 par chambre chacun assure le transport de la moitié du tonnage fourni par 1 chambre donc devra assurer le transport d'1 tonnage equivalent à celui d'1 chambre soit 200 T/ jour -

## Caractéristiques :

Evacuation de 200 T/jour .

Marche  $3^H$  18 mn /poste soit  $6^H$  40 mn /jourDébit horaire :  $\frac{200}{4} = 50 \text{ T/h}$ 

Longueur maximum : 15 m .

Vitesse : 0,6 m /s .

Poids mètrique du tapis : 18,2 kg / m pour 400 d'entraxe .

Puissance :1/ Calcul de  $N_1$  ( necessaire à son entrainement à vide ) . $P_1$  : Poids de l'ensemble chaines + raclettes ~~En~~ supérieurs et inférieurs .

$$P_1 = 18,2 + 15 \times 2 = 546 \text{ kg} .$$

 $f_1$  : coef . de frottement fer sur fer = 0,3On aura  $F_1 = P_1 \times f_1 = 546 \times 0,3 = 163,8 \text{ kg} .$ 

Puissance correspondante :

$$N_1 = \frac{F_1 \times V}{75} = \frac{163,8 \times 0,6}{75} = 1,3 \text{ C V} .$$

2/ Calcul de  $N_2$  : ( necessaire au transport horizontal des produits )
 $P_2$  : Poids du minerai sur toute la longueur du convoyeur .  $P_2 = \frac{50.000 \times 15}{3600 \times 0,6} = 350 \text{ k}$ 
 $f_2$  = coef. de frottement minerai sur tôle = 0,4

$$F_2 = P_2 \times f_2 = 350 \times 0,4 = 140 \text{ kg}$$

Puissance correspondante :  $N_2 = \frac{F_2 \times V}{75} = \frac{140 \times 0,6}{75} = 1,12 \text{ C V} .$ 

Soit au total :  $N = N_1 + N_2 = 1,3 + 1,12 = 2,5 \text{ C V} .$  Pour un rendement de 60 % On aura  $N = 2,5 / 0,6 = 4 \text{ C V} . \# \underline{5 \text{ C V}} .$

CONCLUSION :

Puisque nous avons 6 chambres en défilage ; Nous aurons :

12 Scrapers - de puissance 28 C V .: 8 convoyeurs à raclettes de puissance 5 CV mais 6  
uniquement seront amortis sur ces 6 chambres .

relatif  
EFFECTIF JOURNALIER A 1 CHAMBRE :

	Nombre de chantiers	Nombre d'ouvriers par chantier	Nombre d'ouvriers par poste	Nombre de poste par jour	ouvriers par jour
Abattage: 2 gradins	2	1+aide	3	2	6
Boutefeu			1	2	2
Chef de poste			1	2	2
Raclage			4	1	4
Convoyeur à raclette			2	1	2
Ravitaillement/materiel de chantier)			2	2	4
Electromécaniciens etc			2	2	4
Entretiens de voies			2	2	4
Chef de poste principal			1	2	2
			15		30

D'où le rendement par chambre en défilage :

Production minerai façonné : 200 T/jour

$$\frac{200}{30} = 6,6 \text{ T / H}_p \quad !$$

CHAMBRE EN DEMAGASINAGE :

Nombre : 2.

Production : 1000 T/ Chambre et /jour -

EVACUATION DU MINERAI :Même schéma que pour 1 chambre <sup>en</sup> Dépilage . 2 Scrapers / chambre .CALCUL DE SCRAPER :

$$\text{Volume à racler : } \frac{500 \times 1,7 \times 1,2}{2,5} = 458 \text{ m}^3$$

$$\text{Débit horaire : } Q = \frac{0,6 \times 0,5 \times 1 \times 3600}{2 \times 13} = 41,50 \text{ m}^3/\text{h} .$$

C: Capacité du scraper : 0,5

$$\text{Temps de raclage d'une volée : } \frac{60 \times 458}{41,50} = 657 \text{ mn } \# 11 \text{ h}$$

Conclusion : 2 postes pour le scrapage -

$$\text{Puissance du scraper : } N = (P_{vide} + P_{utile}) \frac{XfXV}{75xK} = (445+730) \cdot \frac{1 \times 1}{75 \times 0,6} = 26 \text{ cv}$$

 $P_{vide} = 445 \text{ kg}$ 

$$P_{utile} = 0,730 \text{ T} = 730 \text{ kg} \quad \text{D'où } \frac{N}{n=0,7} = \frac{26}{0,7} = 37 \text{ C V} .$$

CALCUL DU CONVOYEUR BLINDE ! Caractéristiques :Evacuation de 100 T/jour - Marche : 11<sup>h</sup> / jour

$$\text{Débit horaire : } \frac{1000}{11} \# 100 \text{ T / h} - \text{Longueur maximum} = 15 \text{ m} !$$

Vitesse : 0,6 m / s

Poids métrique du tapis = 18,2 kg/m pour 400 d'entraxe !

Calcul de la puissance :  $1/ N_1 = \frac{F_1 \times V}{75}$  avec  $F_1 = P_1 \times f_1$  .

$$\left. \begin{array}{l} P_1 = 18,2 \times 15 \times 2 = 546 \text{ kg} \\ f_1 = 0,3 \end{array} \right\} F_1 = 163,8 \text{ kg} .$$

$$N_1 = 1,3 \text{ C.V.}$$

2/

$N_2 = \frac{F_2 \times V}{75}$  avec  $F_2 = P_2 \times f_2$  .

$$P_2 = \frac{100.000 \times 15}{3600 \times 0,6} = 694,4 \text{ kg} .$$

$$f_2 = 0,4$$

$$N_2 = \frac{(694,4 \times 0,4) \times 0,6}{75} = 2,24 \text{ C V} .$$

$$\text{Soit } N = N_1 + N_2 = 1,3 + 2,2 = 3,5 \text{ C V} .$$

$$\text{Soit } \frac{N}{0,6} = \frac{3,5}{0,6} = 9 \text{ C V} \rightarrow \underline{10 \text{ C V (normalisée)}}$$

CONCLUSION : Pour les 2 chambres en demagasinage nous aurons 4 Convoyeurs Blindés de puissance normalisée : 10 C V - Au total pour les 2 chambres en demagasinage Nous aurons 4 Scrapers et 4 convoyeurs blindés -  
Effectif journalier pour 1 chambre en demagasinage -

- RAclage . 4/poste	2 postes	Soit 8/jours .
Convoyeur 2/Poste	2 postes	Soit 4/jours
Chef de poste 1/poste	//	Soit 2/jours
Divers 2/poste	//	Soit 4/jours
Approvisionnement 2/poste	//	Soit 4/jours
Electromécaniciens 2/poste	//	Soit 4/jours

DETERMINATION DU NOMBRE DE CHAMBRES :

en Exploitation  
 en Démagasinage  
 en Preparation .

Etant donné que l'extraction provient d'une part , du démagasinage des chambres depilées, d'autres part , du Soutirage du foisonnement des chambres en cours de depilage et enfin des produits des preparati~~o~~nes - foisonnement :

On prends 40 % du minerai abattu .

Soit  $q = q_1 + q_2 + q_3$  les reserves d'une chambre .

avec  $q_1 = \theta_1 q$  ,  $q_2 = \theta_2 q$  ,  $q_3 = \theta_3 q$

et  $a_1 = 0,1$  Tr . preparatoires .

$a_2 = 0,35$  Tr . abattage .

$a_3 = 0,55$  Tr . demagasinage .



$$\text{D'où } \frac{q_1}{q} = \frac{q_1 q}{q} = \frac{P_1}{P} \rightarrow \begin{cases} P_1 = a_1 \cdot P \\ P_2 = a_2 \cdot P \\ P_3 = a_3 \cdot P \end{cases}$$

$$\text{et } P_1 = n_1 \cdot P_1 = a_1 P -$$

On aura donc :

$$n_1 = \frac{a_1}{P_1} \cdot P, \quad n_2 = \frac{a_2}{P_2} \cdot P, \quad n_3 = \frac{a_3}{P_3} \cdot P$$

$P_1, P_2, P_3$  : Production d'une chambre (T/j) -

$a_1, a_2, a_3$  : Coefficients de reserves d'une chambre -

$P$  - Production totale de la mine .

#### APPLICATION NUMERIQUE :

$$P = 3500 \text{ T/j}, \quad a_1 = 0,1, \quad a_2 = 0,35, \quad a_3 = 0,55.$$

$$\text{Ce qui donne : } n_1 = \frac{0,1}{80} \times 3500 = 3,5$$

$$n_2 = \frac{0,35}{200} \times 3500 = 6,1$$

$$n_3 = \frac{0,55}{1000} \times 3500 = 1,9$$

On prends

$$n_1 = 4 \rightarrow P_1 = 80 \text{ T.}$$

$$n_2 = 6 \rightarrow P_2 = 210 \text{ T.}$$

$$n_3 = 2 \rightarrow P_3 = 960 \text{ T.}$$

$$\text{D'où : } P = 3500 = 4 \times 80 + 6 \times 210 + 2 \times 960 = 3500 \text{ T.}$$

Donc on prends  $n_1 = 4, n_2 = 6, n_3 = 2$  .

Temps totale d'exploitation d'une chambre :

$$T = t_1 + t_2 + t_3 = \frac{a_1 \cdot q}{p^1} + \frac{a_2 \cdot q}{p^2} + \frac{a_3 \cdot q}{p^3} = q \left( \frac{a_1}{p^1} + \frac{a_2}{p^2} + \frac{a_3}{p^3} \right)$$

$$t = 65.000 \left( \frac{0,1}{80} + \frac{0,35}{210} + \frac{0,55}{960} \right) = 226 \text{ jours -}$$

#### 4-8-3 - TRANSPORT SOUTERRAIN :

Le découpage du gisement étant identique pour les 2 méthodes d'exploitation et sachant que la production demandée peut être réalisée tant par la 1er méthode que par la seconde, le transport souterrain sera donc identique dans les 2 cas même schéma -

Caractéristiques principales :

#### 1/ TRANSPORT ENTRE LES CHAMBRES D'EXPLOITATION ET LA CHEMINEE D'EVACUATION DES PRODUITS :

Convoyeur à bande de puissance : 61,9 C V.

#### 2/ TRANSPORT PRINCIPAL ( CHEMINEE ,RECETTE 1045 ) :

S'effectuera par berlines : 10 T !

2 Trains de 15 berlines à 2 postes / jour -

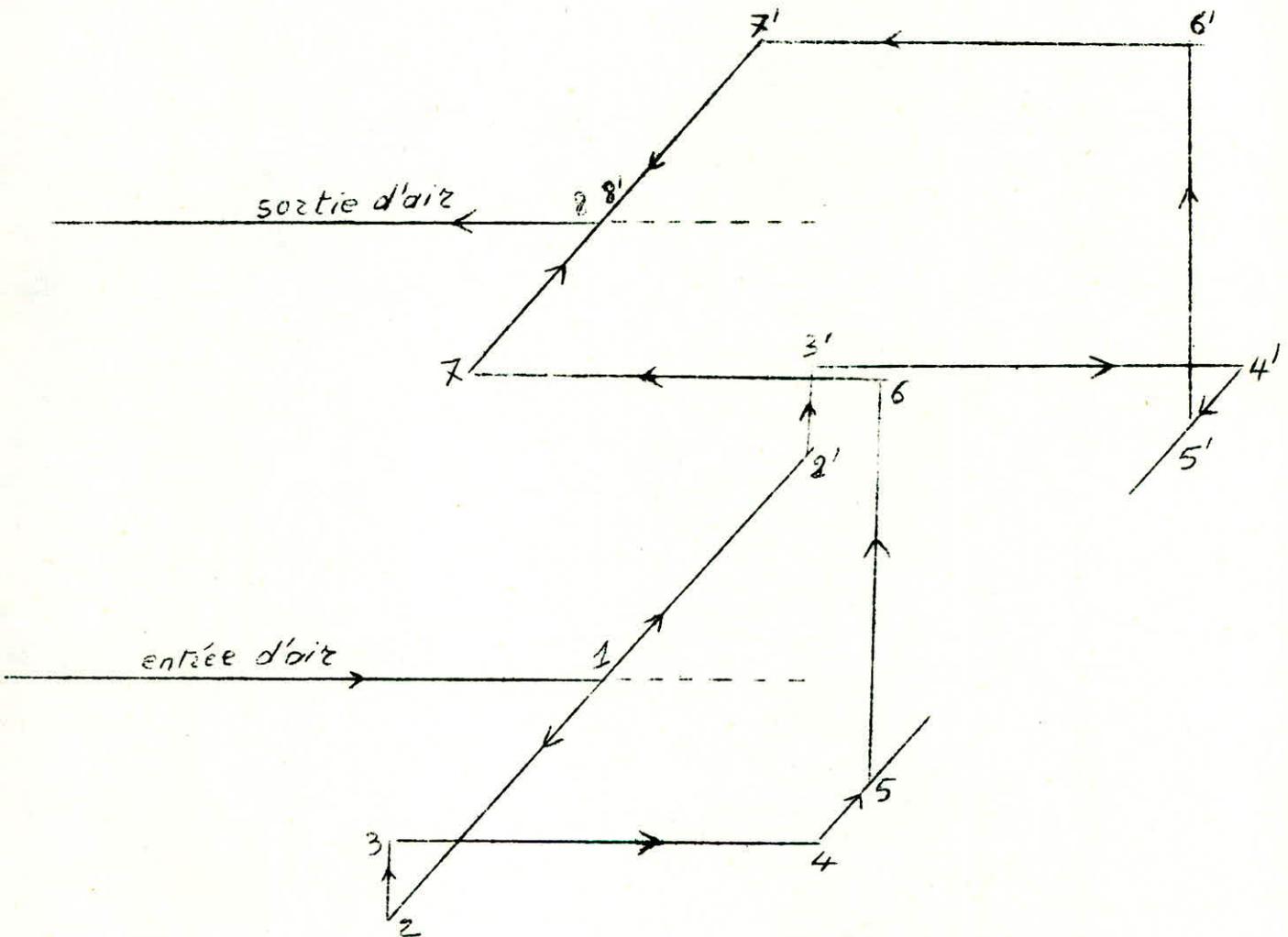
#### 3/ PERSONNEL :

18 par poste soit 36 / jour -

Aérage

4-8-4 L'aérage de la mine se fera à flanc de coteaux suivant le circuit général indiqué au paragraphe ( )

Pour le panneau en cours d'exploitation, nous avons le schéma suivant :



CARACTERISTIQUES DES VOIES DE PASSAGE DE L'AIR :

Voies	Longueur	Section	$\Delta$ en M/100	$\alpha$	R s	Nombre de Voies	R s
Galerie de base	500 m	10,5	1,123	$1 \cdot 10^{-3}$	5,6	1	5,6
Recoupe $\frac{1}{7} \frac{2}{8}$	15 m	6,25	4,08	$1 \cdot 10^{-3}$	0,06	2	0,12
Montage-2-3	12	3	77,7	$3 \cdot 10^{-3}$	9,36	1	9,36
Galerie.3-4	40	4	12,5	$1 \cdot 10^{-3}$	5	1	5
Recoupe d'exploitation.4.5	12	10,5	4,492	$4 \cdot 10^{-3}$	0,54	1	0,54
Cheminée.5.6	50	3	77,7	$3 \cdot 10^{-3}$	39	1	39
Galerie.6.7.	25	7	2,5	$1 \cdot 10^{-3}$	0,62	1	0,62
Galerie de sortie	500	10,5	1,123	$1 \cdot 10^{-3}$	5,6	1	5,6

Etat donné que nous sommes dans les mêmes conditions naturelles que le 1ER cas  
Nous aurons donc une depression naturelle identique Soit :  $h = 1,5 \text{ mm H}_2\text{O}$

$$\text{On a } h = \sum h Q^2 \cdot 10^{-3}$$

R étant la resistance equivalente du panneau .Soit  $\frac{1}{\sqrt{R_e}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} +$

$$R_1 = R_2 = 64 \text{ marques } \quad \text{D'ou } R_e = 16 \text{ marques } \quad !$$

$$\text{Resistante : } R = 16 + 11 = 27 \text{ marques } -$$

D'où la quantité d'air provoquée par la depression naturelle

$$Q = \sqrt{\frac{h \cdot 103}{R}} = \sqrt{\frac{1500}{27}} = 7,5 \text{ m}^3 / \text{s}$$

BESOINS EN AIR DE LA MINE :

Respiration du personnel :  $3 \text{ m}^3 / \text{mn} / \text{c v}$

Au poste le plus chargé, l'effectif de la mine ne dépasse pas 200 personnes -  
2 Loco - diesel de 150 c v + 1 Loco de 600 cv / Travaux de recherches )

Ce qui donne :

$$Q = \frac{3 \times 200 + 3 \times (300 + 60)}{0,6} = 2800 \text{ m}^3 / \text{mn} \text{ Soit } 46,6 \text{ m}^3 / \text{s}$$

On voit que l'aéragé naturel ( $8 \text{ m}^3 / \text{s}$ ) est insuffisant .

Calcul du ventilateur nécessaire :

Pour cela on considère le cas le plus favorable :

On aura : H = hauteur manométrique du ventilateur !

$$H + h = RQ^2 \quad \text{D'où } H = RQ^2 - h = \Sigma \Delta X - h$$

$$\Sigma \Delta X = 10^{-3} \Sigma \Delta RQ^2 = 10^{-3} \left[ (11 (46,6)^2 + 29,2 (46,6)^2 + 54,64 \left( \frac{Q}{3} \right)^2 + 54,64 \left( \frac{Q}{3} \right)^2 \right]$$

$$= 115 \text{ kg} / \text{m}^2$$

$$H = 115,7 = 108 \text{ kg} / \text{m}^2$$

Puissance du ventilateur principal .

$$N = \frac{H Q}{75 \times n} = \frac{46,6 \times 108}{75 \times 0,7} \approx 100 \text{ cv } \underline{\underline{73,6 \text{ Kwh}}}$$

Aerage secondaire :

3 Chantiers par chambre !  
 temps d'aerage 30 mn !  
 Section des galeries  $7 \text{ m}^2$  !

On a : Q debit necessaire :

$$Q = \frac{\gamma \cdot S (L_0 - d)}{t} = 3 \times 7$$

$\gamma = 3$  ;  $d = 10$  distance entre le front et l'ouverture des canars -

$$Q = \frac{3 \times 7 (50 - 10)}{30 \times 60} = 0,5 \text{ m}^3 / \text{s} !$$

Canars metalliques neufs :  $\gamma = 1$  et  $\lambda = 0,0205$  On a le diametre necessaire qui est de 300 mm - Le diagramme nous donne  $h = 0,22 \text{ mn H}_2\text{O/m}$  de canar - la longueur de canar necessaire pour chaque conduite est d'environ 150 m -

D'ou  $H = 0,22 \times 150 = 33 \text{ mn H}_2\text{O}$  Soit  $33 \text{ kg/m}^2$  !

Puissance du ventilateur :

$$N = \frac{Q \cdot H}{75 \cdot \eta} = \frac{0,5 \times 33}{75 \times 0,7} \# 0,3 \text{ c v} -$$

CONCLUSION :

Pour les 3 chantiers nous aurons 3 ventilateurs electriques de puissance  $0,5 \text{ C V}$  !

4-8-5

## INDICES TECHNIQUES

	INDICES	UNITE	NOMBRE	OBSERVATIONS
1	Reserves géologiques	1000 T	38.000	Normal+barytique+Siliceux
2	Reserves géologiques Ciel ouvert	1000 T	14.000	
3	Souterrain	1000 T	24.000	
4	Exploitable souterrain	1000 T	20.000	
5	Ciel ouvert	1000 T	10.000	
6	Teneur en fer	%	58	
7	Production brute	T/jour	3520	Expl.+prèpara+Demag -- Production demandee
8	Production nette	T/jour	3500	
	Temps de preparation d'une chambre	Mois	3,3	
10	Temps d'exploitation d'une chambre			
11	Nombre de chambre en preparation		4	
12	Nombre de chantiers en preparation		12	
13	Production de chantier en preparation	T/jour	320	par chambre
14	Nombre de chantiers en depilage		6	
15	Nombre de chantiers en Expl.		2	par chambre
16	Production brute Expl	T/jour	120	
17	Nombre de chambre en demagasinage		2	
18	Production		2000	
	<u>Main d'oeuvre</u>			
	/ par chambre en exploitation	Hp/jour	30	
	/ par chambre en préparation	Hp/jour	44	
	/ par chambre en demagasinage	Hp/jour	18	
	/ Ensemble exploitation	Hp/jour	180	

e/ Ensemble preparation	$H_p$ / jour	176
f/ Ensemble demagasinage	$H_p$ / jour	36
g/ Ensemble ( d + e + f )	$H_p$ / jour	392
h/ Transport	$H_p$ / jour	36
i/ Recherches aménagement et recuperation	$H_p$ / jour	30
j/ Ensemble fond ( g + h + i )	$H_p$ / jour	462

RENDEMENT

En preparation	$T/H_p$	1,8
En exploitation	$T/H_p$	6,6
En demagasinage	$T/H_p$	55,5
Ensemble fond	$T/H_p$	7,5

MATERIEL CONSOMME

Explosif	kg/T	0,40
Detonateurs	Det/T	0,15
Energie	KWH/T	10

4-8-6 ANALYSE ECONOMIQUE :

Même plan que pour la 1<sup>er</sup> methode .

A/ Depenses à la tonne occasionnées par les travaux preparatoires :

1/ Main d'oeuvre .

Pour une chambre en preparation , il faut assurer 1279 postes ouvriers !

Ayant 3 chantiers de 4 hommes travaillant à 2 postes /jour. Et Effectif:

$$4 \times 3 \times 2 = 24 \text{ postes/ouvriers/ jour}$$

D'où durée exacte des travaux préparatoires :  $\frac{1279}{24} = 54 \text{ jours -}$

Nous aurons pour 4 chambres :

	OUVRIERS PAR POSTE	OUVRIERS PAR JOUR	SALAIRE DA	TOTAL
Ouvriers au front	48	96	25	2400
Chef de poste	8	16	40	640
Boutefeu	8	16	30	480
Entretien galeries	8	16	20	320
Electromecaniciens reparateurs etc	8	16	24	400
Divers	4	8	20	160
Chef de poste principal	1	2	45	90
			TOTAL	4490

Charges sociales sont de 45 % . Soit  $4490 + \frac{45 \times 4490}{100} = 6511 \text{ DA}$

Ce qui fait :  $6511 \times 54 = 351.594 \text{ DA .}$

Soit à la tonne :  $\frac{351.594}{65.000+4} = 1,35 \text{ DA/ T .}$

2/ EXPLOSIFS : Consommation/ 4 chambres .

	Longueur totale m	Consommation au mètre	Total en kgrs	Nature de l'explosif	Prix du kgr	Coût total DA
Cheminées	200	6 kg	1200	N 31	5,5	6.600
Galerie de roulage	200	15,4	3080	N 31	//	17.000
Galerie de raclage	200	7,6	1520	1 C	//	8350
Recoupes (4)	24	10	240	N 1 C	//	1320
Montage (S)	96	6	576	N 31	//	3150
Galerie du toit ou du mur	160	7,6	1220	1 C	//	6700
Recoupe d'expl oitation	48	21,13	1050	N 31	//	5550
Recoupes	120	10	1200	1 C	//	6600
Intonnoirs	Nombre 56	13,3kg pour 0,19ent	3920	1 C	//	19.000
TOTAL						74.270

Frais à la tonne :  $\frac{74.270}{260.000} = 0,28 \text{ DA/T}$

3/ ENERGIE: Au poste le plus chargé nous aurions au maximum 24 marteaux perforateurs:  
Soit une consommation par heure de :  $3 \times 24 \times 60 = 4310 \text{ m}^3 / \text{h}$  .

Consommation pratique : perte de 25 %

$$4310 \text{ m}^3 / \text{h} + 4310 \times 0,25 = 5390 \text{ m}^3 / \text{h} .$$

Sachant qu'il faut 0,1 k w pour produire 1 m<sup>3</sup> d'air comprimé :

Nous aurons - 0,1 x 5390 =	-----	539 k w
12 ventilateurs electrique : 0,5 CV : 12 X 0,5 = 6 CV		4,4 k w
12 Scrapers de 12 CV = 144 CV	-----	106
		<hr/>
TOTAL :		650 k w

Consommation journalière : 0,8 coef de marche .

$$650 \times 2 \times 0,8 = 8300 \text{ k w h/jour .}$$

Coût de l'énergie : 0,15 DA X 8300 X 54 = 67.000 DA .

$$\text{Soit à la tonne: } \frac{67.000}{260.000} = 0,26 \text{ DA/T}$$

#### 4/ DETONATEURS :

Cheminées : 14 detonateurs pour 1 avancement de 1,5

$$\text{D'ou } \frac{14 \times 200}{1,5} = \text{-----} \quad 1870$$

Galerie de  
roulage : 26 D/pour 1 Av.de 1,4

$$\frac{26 \times 200}{1,4} = \text{-----} \quad 3700$$

Galerie de raclage:

15 D.pour 1 Av.de 1,5 m

$$\frac{15 \times 200}{1,5} = \text{-----} \quad 2000$$

Recoupe (4)

$$\frac{15 \times 24}{1,5} = \text{-----} \quad 240$$

Montage (5)

$$\frac{14 \times 96}{1,5} = \text{-----} \quad 900$$

Galerie du toit ou du mur

$$\frac{15 \times 160}{1,5} = \text{-----} \quad 1600$$

Recoupe d'exploitation

$$\frac{72 \times 48}{1,4} = \text{-----} \quad 2460$$

Recoupe

$$\frac{15 \times 120}{1,5} = \text{-----} \quad 1200$$

Entonnoirs :  $\frac{13 \times 56}{0,19}$

$$= \text{-----} \quad 3840$$

TOTAL : 

---

 17.810

Prix des detonateurs 132 DA la centaine .

$$\frac{132 \times 17.810}{100} = 23.500 \text{ DA}$$

Soit à la tonne :  $\frac{23.500}{260.000} \neq 0,1 \text{ DA / T}$

5/ CONSOMMATION : de fleurets , pièces de rechanges et flexibles -

a/ Fleurets : Longueur à forer :

au calcaire : galerie de roulage : 27 Trous X 200 = 5.400 m .

Dans le minerai:

Cheminées + montage : 15 Trous X (200+96) = 4440 m .

Galerie de raclage + recoupe(4)+galerie du toit -

- ou du mur + recoupe : 15 Trous X (200+24+160+120) = 7560 m .

Recoupe d'exploitation: 37 Trous X 48 = --- 1776 m .

Entonnoirs :  $\frac{20 \times 56}{0,19} = \text{---} 5380 \text{ m}$  .

TOTAL : 19.156 m .

~~jeux~~ de fleurets de 2 tiges: 0,50 m : 90 DA

1,60 m : 107 DA

197 DA le ~~jeu~~

Performances moyennes : 3000 m dans le minerai : 2000 m dans le calcaire !

Soit :  $\frac{5400}{2000} = 2,7$  ~~jeux~~ de fleurets dans le calcaire .

et  $\frac{19.156}{3000} = 6,39$  ~~jeux~~ de fleurets dans le minerai !

Total consommé durant la preparation des 4 chambres :  
2,7 + 6,39 = 9 jeux de fleurets : Soit un coût de : 197 X 9 = 1.773 DA

b/ Pièces de rechanges : Elle sont estimées à 0,35 DA à la tonne de déblais sortis (minerai + stériles) .-

Pour les 4 Chambres en préparations on a :

28.000 ( minerai ) + 3500 ( stériles ) = 30.500 T .

Coût : 0,35 DA X 30.500 = 10.675 DA .

c/ Rechanges des poutres flexibles : 0,08 DA/T de déblais .

Soit : 0,08 DA X 30.500 = 2440 DA .

Total des frais : a + b + c = 14.888 DA .

Soit à la tonne :  $\frac{14.888}{260.000} = 0,058 \text{ DA/T.}$

6/ Boisage :

	Longueur total	Longueur à boiser	Distance entre cadres	Nombre de cadres	Longueur d'un cadre	Total en m
Cheminées+Montage	296	296	0,75 m	395	7 m	2765
Galerie de roulage	200	200	1 m	200	7,5 m	1500
Recoupe d'exploitation	48	9,6	1 m	9,6	9,5	91,2
Recoupe(4)galerie du toit ou du mur + Recoupe	504	100	1 m	100	8 m	800
TOTAL						5156

Prix du mètre linéaire ( en chantier ) 6 DA --: Soit : 6 X 5156 = 30.936 .

Plancher provisoire renouvelable au bout de 10 avancements

Nous aurons ( cheminées et montages ) .

$$\frac{296 \text{ m} \times 3}{10 \times 1,5} = 59,2 \text{ m}^2$$

Prix du m<sup>2</sup> : 25 DA . Soit : 25 X 59,2 = 1480 DA .

D'où le coût du boisage : 30.936 + 1480 = 32416 DA .

Soit à la tonne :  $\frac{32416}{260.000} = 0,12 \text{ DA}$  .

b/ DEPENSES A LA TONNE OCCASIONNEES PAR L'EXPLOITATION PROPREMENT DITE :

6 chambres en exploitation.

Production journalière théorique : 200 X 6 = 1200 T .

1/ Main d'oeuvre :

	OUVRIERS PAR POSTE	OUVRIERS PAR JOUR	SALAIRE	TOTAL
Ouvriers au front	18	36	25	900
Boutefeux	6	12	30	360
Chef de poste	6	22	40	480
Raclage	24	24	25	600
Convoyeurs	8	8	20	160
Ravitaillement	12	24	20	480
Electromecaniciens etc	12	24	25	600
Entretien des voies	12	24	20	480
Chef de poste principal	1	2	40	80
Ingenieur	1	1	65	65
TOTAL		167		4.205 DA/jour

Soit en ajoutent les charges sociales ( 45 % ) :

$$4205 + 4205 \times 0,45 = 6097$$

$$\text{Soit à la tonne : } \frac{6097}{1200} = 5 \text{ DA/T .}$$

2/ Explosifs : Consommation à la tonne : 0,23 kg !

Prix au chantier : 5,5 DA/kg !

$$\text{Coût de l'explosif : } 5,5 \times 0,23 = 1,265 \text{ DA / T}$$

3/ Energie : ~~Marteaux~~ perforateurs : 2 par chambre Donc nous aurons au total :

$$2 \times 6 \text{ ( 6 chambres )} = 12 \text{ marteaux perforateurs !}$$

Consommation unitaire ;  $3 \text{ m}^3 / \text{mn}$  - Soit par heure :  $3 \times 12 \times 60 = 2160 \text{ m}^3 / \text{h}$

En ajoutant 25 % de pertes nous aurons :

$$2160 + 2160 \times 0,25 = 2700 \text{ m}^3 / \text{h} .$$

$$\text{Soit } 0,1 \text{ K W} \times 2700 = \text{-----} 270 \text{ K W}$$

Scrapers : 2 par chambre

6 chambres donc nous aurons 12 scrapers de puissance :

$$28 \text{ C V} \times 12 = 336 \text{ C V} \text{ -----} 247 \text{ K W}$$

Convoyeurs : 1 par chambre

donc 6 convoyeurs de puissance 5 CV

$$6 \times 5 = 30 \text{ CV} \text{ -----} 22 \text{ K W}$$

Ventilateur : 1 (Aerage principal)

$$\text{Puissance } 100 \text{ CV} \text{ -----} 73,6 \text{ K W}$$

$$\text{TOTAL} \quad \underline{\quad\quad\quad} 612,6 \text{ K W}$$

Sachant que l'on travail 1 poste pour le scrapage et le convoyeur et 2 postes pour la ventilation et la foration et en tenant compte d'un coefficient de marche de 0,8 nous aurons par jour -

$$\left[ (270 + 73,6) \times 2 + (247 + 22) \times 2 \right] 0,8 = 5359 \text{ K W h/jour}$$

$$\text{Coût de l'energie par jour : } 0,15 \text{ DA} \times 5359 = 804 \text{ DA !}$$

$$\text{Soit à la tonne } \frac{804}{1200} = 0,67 \text{ DA/T !}$$

4/ Détonateurs : Nous avons 2 plans de tir par chambre et par poste :

Donc au total puisque nous avons 38 trous par plan de tir .

$$6 \times 2 \times 32 \times 2 = 768 \text{ détonateurs -}$$

Prix : 132 DA les 100

$$\text{Coût total sera : } \frac{132 \times 768}{100} = 914 \text{ DA .}$$

$$\text{Soit à la tonne : } \frac{914}{1200} = 0,76 \text{ DA / T .}$$

5/ Consommation : fleurets , pièces de rechanges , flexibles lubrifiants -

a/ fleurets : Jeu de fleurets comprenant 2 tiges :

0,50 m : 90

1,60 m : 107

197 DA .

Foration total pour une production journalière -

$$32 \times 2 \times 2 \times 2 \times 6 = 1536 \text{ m .}$$

Performances de ces tiges dans le minerai : 3000 m .

$$\text{Soit une consommation de : } \frac{1536}{3000} = 0,512 \text{ jeu de fleurets}$$

$$\text{Soit Coût à la tonne de : } \frac{197 \times 0,512}{1200} = 0,084 \text{ DA/T .}$$

b/ pièces de rechanges : 0,35 DA/T

c/flexible : 0,08 DA/T

d/ lubrifiants : Consommation : 25 kg/jour : Prix : 4 DA le kg d'ou : 4 X 25 = 100 DA/jc

$$\text{Soit à la tonne : } \frac{100}{1200} = 0,08 \text{ DA / T -}$$

$$\text{Total : a + b + c + d = 0,084 + 0,35 + 0,08 + 0,08 = 0,59 DA / T .}$$

C/ Depenses occasionnées par le demagasinage :

Production théorique journalière :

1000 X 2 ( 2 chambres ) = 2000 T / jour -

1/ main d'oeuvre :

	OUVRIERS PAR POSTE	OUVRIERS PAR JOUR	SALAIRE	TOTAL
Raclage	8	16	25	400
Convoyeur	4	8	20	160
Chef de poste	4	8	40	320
Approvisionnement	4	8	20	160
Electromecaniciens	4	8	25	200
Divers	4	8	20	160
				1400

En Ajoutant les charges sociales ( 45 % ) :

$1400 + 1400 \times 0,45 = 2030 \text{ DA/jour}$  !

Soit à la tonne :  $\frac{2030}{2000} = 1 \text{ DA/T}$  !

2/ Energie : Scrapers :

4 Scrapers de puissance 37 CV.

$4 \times 37 = 148 \text{ CV.}$  - - - - - 108 K W

Convoyeurs : 2 Convoyeurs de puissance 10 CV.

$2 \times 10 = 20 \text{ CV.}$  - - - - - 14,7 K W

TOTAL 122,7 K W

Consommation journalière :

$122,7 \times 7 \times 2 \times 0,8 = 1370 \text{ K Wh/jour}$  !

Coût de l'énergie par jour :  $0,15 \text{ DA} \times 1570 = 235,5 \text{ DA}$  ↓

Soit à la tonne :  $\frac{235,5}{2000} = 0,1175 \text{ DA/T}$

D/ Dépenses à la tonne occasionnées par le transport souterrain :

Sachant qu'on a les mêmes caractéristiques ( même production ) même desserte et matériel de roulage ) que pour la 1er méthode , les résultats du calcul économique seront identiques :

1/ main d'oeuvre :	0,35 DA/T
2/ energie :	0,06 DA / T
3/ Entretien matériel:	0,053 DA /T
	<hr/>
TOTAL	0,463 DA/T ↓

E/ Dépenses occasionnées par le personnel affecté aux recherches et à la récupération du matériel :

Identiques à la 1er méthode : dépense à la tonne : 0,31 DA/T.

A/ Frais et transport par camions et concassage :

par camions :	0,6 DA/T
concassage :	0,45 DA/T
	<hr/>
TOTAL	1,05 DA/T

G/ Chargement à la gare de boukhadra : 0,54 DA/T

H/ Frais généraux : 8,67 DA/T -

I/ Investissements :

On suit le même plan que pour la 1er methode .

1/ Investissements concernant la desserte : ( voir 1er methode pour tous les details)a/ Desserte -

2.063.000 DA à amortir sur 10 ans , taux d'interêt  $i = 8 \%$

Amortissement à la tonne : 0,155 DA /tonne .

b/ Elements de transport de cette desserte :

520.000 DA à amortir sur 5 ans  $i = 8 \%$

amortissement à la tonne : 0,13 DA/T.

3/ Investissement concernant le materiel particulier à la methode .a/ Travaux preparatoires :

12 Scrapers de puissance 12 CV .:Prix/U : 20.000 DA	-----	240.000 DA
12 Ventilateurs:Puissance 0,5 CV.:Prix/U : 1500 DA	-----	18.000 DA
1500 m de buses d'aerage : Prix : 50 DA/m		75.000 DA
Tuyauteries air comprimé :2000 m: Prix 9,02 DA/m	-----	18.040 DA
24 Marteaux perforateurs:type J.50.:Prix/U : 2500 DA/U	-----	60.000 DA
9 Jeux de fleurets : Prix : 197 DA/U	-----	1.773 DA
16 Exploseurs à retard : Prix /U : 350 DA	-----	5.600 DA
150 Lampes à accumulateurs :Prix/U : 85 DA/U	-----	12.750 DA
		<hr/>
TOTAL	---	431.163 DA

b/ Travaux d'exploitation :

12 Scrapers de puissance 28 CV. : Prix/U : 25.000 DA	300.000 DA
2 Ventilateurs electriques puissance 100 CV. Prix/U : 300.000 DA	600.000 DA
Convoyeurs à raclettes : 6 de puissance 5 CV. Prix/U : 25.000 DA	150.000 DA
Marteaux perforateurs : 12 J50. Prix/U : 25.000 DA	30.000 DA
Tuyauteries air comprimé : 300 m : Prix 9,02/m	27.060 DA
100 Jeux de fleurets : 197 DA /U	19.700 DA
16 Exploseurs à retard : Prix /U : 350 DA	6.300 DA
200 Lampes à accumulateurs : Prix/U : 85 DA	17.000 DA
	<u>1.150.060 DA</u>
TOTAL	

c/ Travaux de demagasinage :

4 Scrapers de puissance 37 CV. Prix/U : 30.000 DA	120.000 DA
2 Convoyeurs à raclettes de puissance 10 CV. : Prix/U : 30.000 DA	60.000 DA
50 Lampes à accumulateurs	4.250 DA
Tuyauteries : 1000 m	9.020 DA
	<u>193.270 DA</u>
TOTAL	

Ensemble : (  $T_x \cdot p^x + T_x \cdot \text{Expl} + T_x \cdot \text{Demag}$  ) à amortir sur 5 ans -

$$431.163 \text{ DA} + 1.150.000 \text{ DA} + 192.270 \text{ DA} = 1.773.493 \text{ DA} -$$

Soit pour un taux d'intérêt de 8 % / an à annuité d'amortissement = 0,250456

$$1.773.493 \times 0,250456 = 445.000 \text{ DA/AN}$$

Soit un amortissement à la tonne de :  $\frac{445.000}{900.000} = 0,5 \text{ DA/T}$ .

Materiel d'utilisation general : ( à amortir sur 10 ans ) -

1 Compresseur : - - - - -	1.500.000 DA
1 Cabine électrique de chantier - - - - -	100.000 DA
2000 m de cable armé électrique 500 V !Prix 60 DA/m - - - - -	120.000 DA
	<hr/>
TOTAL	1.720.000 DA

Soit pour un taux d'intérêt de 8 %

à annuité d'amortissement = 0,149029

$$1.720.000 \text{ DA} \times 0,149029 = 256.000 \text{ DA/an}$$

Soit à la tonne :  $\frac{256.000}{900.000} = 0,3 \text{ DA /T}$  !

En definitive l'amortissement total à la tonne sera :

$$0,155 + 0,13 + 0,5 + 0,3 = 1,085 \text{ DA/T}$$

Entretien du materiel :

Le prix global du materiel s'élèvera à :

$$431 + 1.150.060 + 193.270 + 1.720.000 = 3.494.493 \text{ DA}$$

Le coût de l'entretien de cet équipement est évalué à 5 % de son prix par an d'où on aura :

$$\frac{3.494.493 \times 0,05}{900.000} = 0,19 \text{ DA/T}$$

PRIX DE REVIENT GLOBAL DE LA TONNE

1/ Extraction :

	TRAVAUX PREPARATOIRES	TRAVAUX D'EXPLOITATION	TRAVAUX DE MAGASINAGE	TRANSPORT SOUTERRAIN	
Main d'oeuvre	1,35	5	1	0,35	
Explosifs	0,28	1,265			
Energie	0,26	0,67	0,11	0,06	
Detonateurs	0,1	0,76			
Fleurets piéces de rechanges flexibl es et lubrifiants	0,06	0,59			
Boisage	0,12				
Entretien des Elements de la desserte				0,053	
	2,17	8,285	1,11	0,463	12,028
2/ Recherches et recuperation ( main d'oeuvre):		0,31			0,31
3/ Transport par camions et concassage:					
camions :		0,6			1,05
concassage :		0,45			
4/ Chargement à la gare de boukhadra		0,54			0,54
5/ Frais generaux		8,67			8,67
6/ Amortissement :					
Desserte :		0,155			1,305
Elements de cette Desserte:		0,13			
materiel : d'exploitation :		0,5			
materiel utilisation generale :		0,33			
Entretien du materiel :		0,19			0,19
Prix de revient total du minerai souterrain chargé en gare de boukhadra :					<u>24,10 D.</u>

4 - 9 - Comparaison des methodes d'exploitation par sous - niveaux abattus  
avec chambres - magasins -

Cette comparaison peut être faite par simple lecture de l'étude des 2 methodes étant donné que nous avons suivi le même plan dans les 2 cas !

Elle est resumée ci - dessus et portera essentiellement sur les points suivants -

- 1)- Travaux preparatoires -
- 2)- Travaux d'exploitation -
  - a)- Main d'oeuvre -
  - b)- Abattage -
  - c)- Sécurité -
  - d)- Pertes de minerai -
  - e)- Homogeniété de la production -
  - f)- Prix de revient -

1/- Travaux préparatoires :

La methode par sous - niveaux abattus à nécessité beaucoup plus de travaux preparatoires que celle par chambres - magasins -

Mais dans les 2 cas ce tonnage à complété la production demandée -

1er methode : 63.900 T !

2ie methode : 27.712 T !

2/- Travaux d'exploitation :

a/ main d'oeuvre :

38 personnes/poste pour la 1ère methode !

90 personnes/poste pour la 2ie methode !

Donne un avantage certain de la 1ère methode sur celle par chambres - magasins - cela à aussi beaucoup influé dans le coût de la main d'oeuvre

1 DA/T pour la 1ère methode et 5 DA/T pour la 2ie methode -

b) - abattage :

Le cycle d'abattage est identique pour les 2 méthodes , dans les 2 cas , nous avons : Foration et tir -

Il en est de même pour l'évacuation du minerai qui s'effectue automatiquement par entonnoirs -

La différence entre les 2 méthodes reside dans le fait que : alors que le produit de raclage dans la 1<sup>ère</sup> méthode est déversé directement sur le convoyeur à bande , il doit passer dans la 2<sup>ème</sup> méthode par un convoyeur à raclettes .

c) - Sécurité :

L'étude des principes des méthodes montre combien la 1<sup>ère</sup> méthode surclasse la 2<sup>ème</sup> dans ce domaine -

d) - Pertes de minerai :

L'abandon de piliers de protection dans la méthode par chambre-magasins entraîne de très grandes pertes soit 35% des réserves , avec ses 8% de perte , la 1<sup>ère</sup> méthode est de loin la plus rentable -

e) - Homogénéité de la production :

Le grand nombre de chambres ( donc de chantiers ) mis en exploitation dans la méthode par chambres - magasins donne lieu à une production beaucoup plus homogène ( teneur ) que celle donnée par sous - niveaux abattus -

f) - Prix de revient :

C'est le facteur le plus important qui montre une fois de plus la 1<sup>ère</sup> méthode surclasse la 2<sup>ème</sup> 17,118 DA / Tonne pour la 1<sup>ère</sup> méthode !  
24,10 DA / Tonne pour la 2<sup>ème</sup> méthode -

Remarques :

-120-

( 7 2 ) / 1

Le prix de revient faible ( 17,118 DA / T ) et le rendement assez élevé ( 14 T / Hp ) de la 1er methode sont due d'une part à l'utilisation d'un materiel mécanisé ( marteau perforateur B.B! 54 monté sur Simba junior) permettant la foration de long trous ( 15 m ) dans des temps relativement courts et d'une autre <sup>part</sup> à des amortissement assez faibles etant donné que toutes les instalations et le materiel au jour ont été déjà amortis à l'exploitation à ciel ouvert -

10 - Conclusion :

Les 2 methodes proposées comme solution peuvent effectivement convenir au souterrain de boukhadra -

Le choix de la methode par S.N.A à été defini dans le parragraphe (comparaison des 2 methodes ) à partir de nombreux facteurs qui sont essentiellement :

- Le prix de revient à la tonne qui est de : 17,118 DA / Tonne (chargé en gare de boukhadra ) pour la methode des chambres-magasins-  
- L'effectif beaucoup plus elevé en chambres - magasins qu'en sous-niveaux abattus , d'ou un rendement meilleur par cette dernière (14 T / Hp ) que par la methode des chambres - magasins (7,5 T / Hp ) -

- La sécurité du personnel qui a entraîné dans la methode des chambres magasins de grande perte de minerai ( 35% Abandon de pilier ) -

Avec son seul avantage / plus grande homogenisation de la production/ la methode par chambres - magasins n'est pas à retenir -

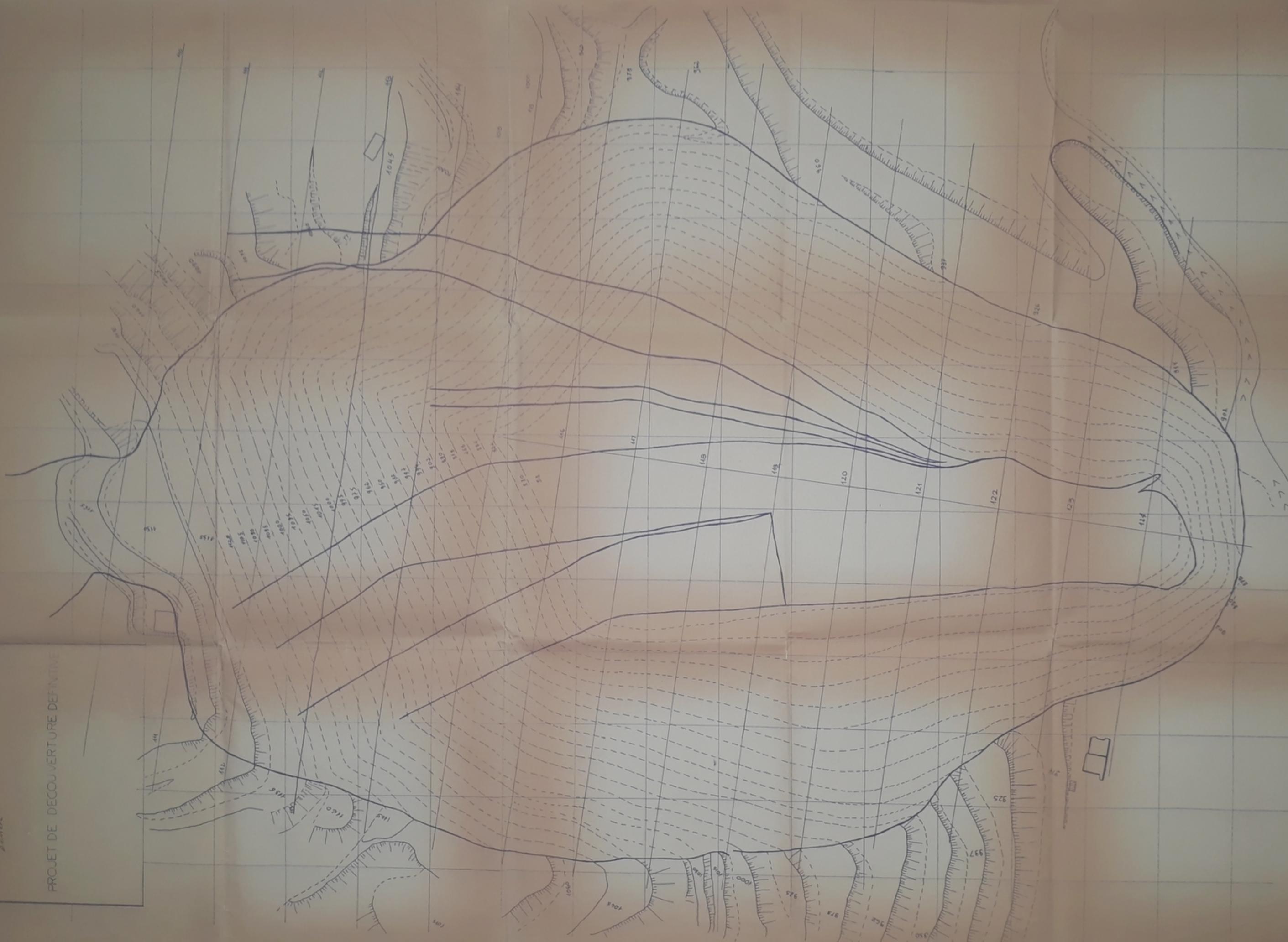
Elle nous a quand même permis de procéder à une comparaison entre 2 solutions ; et d'analyser les differents facteurs techniques et surtout économiques qui font que la methode des sous - niveaux abattus est la plus rentable -

BIBLIOGRAPHIE

- Rapport géologique de la mine de boukhadra
- Revue Minerale - Documentation S . I . M .
- Mines Metalliques : Methodes d'exploitation souterraines -
- Cours d'exploitation des mines : Ecole Nationale Polytechnique •
- Cours d'exploitation des Mines : par Vidal
- Cours d'exploitation Ecole des Mines de PARIS •

0100370  
Bonne

PROJET DE DECOUVERTURE DEFINITIVE



SCHEMA D'ENSEMBLE DES TRAVAUX  
 DE RECONNAISSANCE DU GISEMENT  
 SUD DE BOUKHADRA

Echelle 3/5000

↑ entrée de la galerie

- NIV 1045
- NIV 1105
- NIV 1135
- NIV 1165
- NIV 1255

← NORD

