UNIVERSITE D'ALGER
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

MINES ET METALLURGIE

THESE DE FIN D'ETUDES

Mine d'Ain-Barbar
Rationalisation de la Production et Amelioration des Conditions de Travail

SUJET

Proposé par
LA SONAREM

Dirigé par
A. IDDIR

Etudié par
M. KHALDI

Promotion 1971

AVANT-PROPOS

Qu'il me soit permis au terme de cette étude d'exprimer ma profonde gratitude à M. A. IDDIR qui par ses conseils sans cesse renouvelés, par l'interêt qu'il portait à mon travail m'a permis d'entrevoir les différentes péripéties de ce projet.

Que tous les Professeurs de l'Ecole Nationale Polytechnique ainsi que M. ANANE, M. MEZIANE et M. AMROUNI trouvent ici l'expression de mon entière reconnaissance.

Mes remerciements vont aussi au Service des Mines qui n'a ménagé aucun effort pour organiser mes stages tant en Algérie qu'à l'étranger.

Ma pensée va aussi à tout le personnel de la mine d'Aïn Barbar qui m'a si bien accueilli lors de mes stages.

Enfin, que tous ceux qui de prés ou de loin, ont contribué à l'élaboration de ce mémoire, trouvent ici l'expression de ma profonde gratitude.

M. KHALDI

SOMMAIRE

INTRODUCTION

Nous nous proposons de faire l'étude de la rationalisation de la production et, l'amélioration des conditions de travail à la mine d'Aïn Barbar.

L'analyse de l'état actuel, nous a révélé les difficultés dont souffrait la mine à savoir :

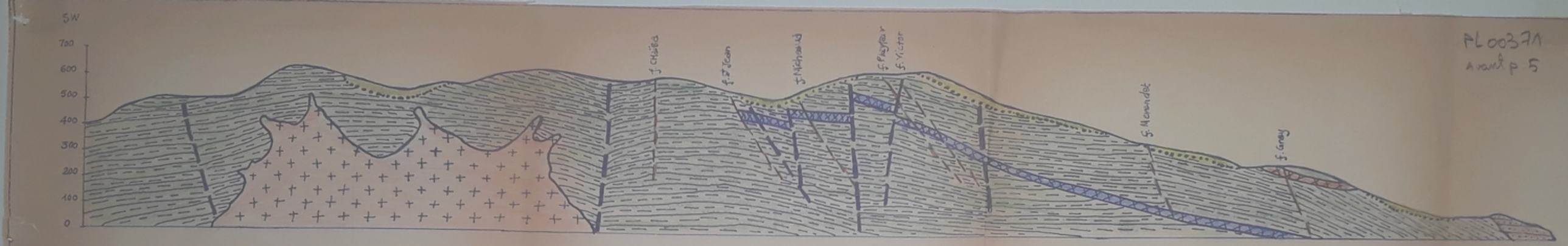
- Production faible par rapport à la capacité nominale de la laverie (le minerai est tratié sur place).
- Epuisement des réserves
- Chargessalariales et matières consommables trés élevées.
- Vétusté des moyens de production et, absence totale de matériel de réserve.

Tous ces facteurs ont engendré des déficits à la mine qui, néanmoins réalisait les plans opérationnels prévus par la Sonarem.

Donc notre travail consistera à produire un tonnage annuel qui doit satisfaire le régime de fonctionnement de la laverie et ce, avec les réserves connues.

Par la même améliorer le système d'exploitation actuel ou proposer une méthode nouvelle donnant éventuellement de meilleurs résultats.

Améliorer les conditions de travail des ouvriers pour avoir de meilleurs rendements et une pleine utilisation des moyens de production, afin d'obtenir un prix de revient le plus bas possible.



PL 00371
Avant p. 5

Dépôts meubles modernes

Paléogène supérieur. Série Numidienne. Grès

Crétacé supérieur. Sénonien. Aleurites, argilites

Granitoïdes

Faciès des dikes
- Aplites
- Microgranites, porphyrites dioritiques

Filons quartz-sulfurés

accidents tectoniques

GISEMENT AÏN-BARBAR
CARTE GÉOLOGIQUE SCHÉMATIQUE
échelle 1/10 000

I. Situation Géographique

La mine d'Aîn Barbar se trouve sur le littoral méditérranéen à 20 Km à vol d'oiseau à l'ouest de Annaba.

Une route goudronnée de 32 Km prolongée par une piste carrossable de 6 Km relie Annaba à la laverie d'Aîn Barbar.

Cette route qui part du niveau de la mer monte à 700 m d'altitude environ pour redescendre au niveau de la mer. C'est donc une route trés accidentée.

II. Géologie de la Région

Dans tout le champ de fractures de la concession affleurent les marnesformant l'assise inférieure de l'étage numidien qui doit être rapporté au sommet de l'Eocène et à la base de l'oligocène l'ensemble de ce complexe comprend à la base les poudingues, au milieu les marnes qui constituent le substratum essentiel de la concession, au sommet les grés quartzeux, assez souvent friables qui sont surtout développés dans les parties culminantes de la concession (Djebel, Massida, Sidi bou lerbek, Kef Zena, Sidi Kouzeil). On trouve d'ailleurs des morceaux de ce grés entraînés par l'érosion sur les marnes.

Les marnes de couleur brunâtre et parfois verdâtre sont feuilletés et schisteuses formant une roche assez dure. Elles affleurent trés bien dans les dépressions et les valonnements depuis la mer jusqu'au pied des bancs greseux. Par suite des glissements sur toutes ces pentes, il est pratiquement impossible de donner un pendage moyen aux couches. D'aprés la disposition des assises des grés supérieurs il semble qu'elles forment un anticlinal voisin de la mer et dont l'axe est dirigé à peu-prés Nord-Sud.

Les roches encaissantes sont constituées par les schistes marneux. Aux épontes des différents filons ces marnes sont souvent trés altérés et imprégnés de cristaux de pyrite, de galène et de chalcopyrite dans la direction Est-Ouest, perpendiculairement à la direction moyenne des fractures minéralisées, un filon de rhyolite de pendage 30° Nord et de puissance de 15 mètres environ, est traversé par toutes les fractures filoniennes. Les rhyolites se prés entent sous l'aspect de roches blanchâtres mouchetées de petites tâches vertes de chlorite. Le grain de la roche est trés fin et même imperceptible, parfois à cassure esquilleuse en plaque mince, leur composition et leur texture est en tous points semblables à celles des rhyolites encaissants les amas d'Aîn Sedma, Azam, et Chabet El Mordj.

Paragénese des Mineraux du gisement

A Aîn Barbar on peut distinguer les minéraux suivants :

a) Minéraux métalliques :

- Pyrite FeS_2
- Pyrhotite
- Mispickel
- Chalcopyrite $Cu\ FeS_2$
- Marmatite
- Galène
- Malachite $Cu\ Co_3$
- Azurite
- Cyanose
- Limonite
- Oligiste

b) Minéraux de la Gangue :

- Quartz
- Calcite

En dehors de la malachite, azurite, cyanose, limonite, et oligiste que l'on ne trouve qu'aux affleurements, ces minéraux se rencontrent dans presque tous les niveaux des filons Gray, Playfair, mais leur quantité relative est toutefois variable. On a en général enrichissement en pyrhotite en profondeur et présence de mispickel uniquement au filon Salah, c'est-à-dire au filon dont les affleurements sont à plus faible altitude.

L'étude précise de la texture du minerai faite sur un grand nombre de sections polies, nous permet dd donner l'bordre de succession suivant dans le remplissage primaire des fractures

- Quartz, Calcite.
- Mispickel.
- Pyrhotite, Pyrite.
- Chalcopyrite.
- Marmatite.
- Galène.

C'est la sucdession normale théorique.
Comme il a été vu dans l'étude systématique de la minéralisation le minerai est essentiellement formé de minéraux de température de formation élevée (pyrhotite, chalcopyrite, marmatite) la galène n'est présente qu'en de faibles proportions proportions par rapport à ces minéraux. Nous pouvons dire que le gisement d'Aîn Barbar fait partie de la catégorie des gîtes hypothérmaux.

Le gîte a subi une phase d'altération, phase dite supergène avec formation de minéraux d'oxydation : limonite, oligiste azurite, malachite, cyanose.

La minéralisation est selon toute vraisemblance liée à la mise en place du massif éruptif post-nummilitique qui affleure à la presqu'île du Cap de Fer.

III. Particularités de la mineralisation Cuivro-Polymetallique

La minéralisation cuivre-plomb-zinc du gisement d'Aîn-Barbar est localisée dans les filonsde quartz sulfurés,les derniers gisant dans les zones de ruptures submeridionales controlant le minerai .

La direction des filons est de 340° (Nord-Ouest) 10°(Nord-Est),le pendage étant ordinairement à l'Est,à savoir les angles moyens 60° à 70°.

Dans la zone Saint-Jean (partie Ouest de la su--perficie metalifère),le pendage des filons est souvent proche de la verticale et le filon Chaîba situé à l'Ouest de cette zone se caracterise par un pendage abpt Ouest .

Le fait des fortes variations des épaisseurs des filons et parfois des élements de leur gisement,alterations et rétrecissements et bombement selon la direction et le pendage,présence des filons approchés subparallèles,des intercallations de roches encaissantes et ainsi que dans certains secteurs des zones minéralisées et de broyage sont particuliers pour cette région.

Une morphologie compliquée des corps filonniens (pour lesquels les fortes variations de teneurs et de proportions quantitatives des composantes utiles sont aussi caracteristiques et des corps filonniens et miniers en resultent .

Les minerais ont une texture massive ou bien rubannée.

Les textures en forme de nids disseminées ou brechiforme sont plus rares.

Les mineraux essentiels sont:

Chalcopyrite,Sphalerite,ou Blende,Galène,Pyrite et Pyrite magnétique,le Quartzconstituant la gangue filonnienne principale .

Dans les quantités réduites mais assez considérables on trouve la Calcite et des corps de minerai de l'Arséno-pyrite et de la cubanite .

Echantillonnage et analyse chimique:

Une forte variabilité des épaisseurs des filons et des teneurs en composantes utiles fait ressortir les résultats suivants des données d'échantillonnage;d'après le N 390

Conformément aux résultats de l'analyse chimique l'échantillon de minerai riche prélevé au N 450 du filon Playfair contientles composantes suivantes:

SiO_2 20% - Al_2O_3 3,81% - FeO 26,79 % -
MnO trace - CaO 0,30 % - Mg traces -
Soufre 20,70 % - Cu 7,09 % - Plomb 8,06 %
Zinc 13 % - Ni-Co traces -
Argent 192 gr/tonne de minerai .

Outre cela,d'après les analyses des minerais on a pu constater la présence de cadmium,jusqu'à 0,1-0,2% , germanium 1/I000 d'un pour cent ,ainsi que du bismuth .

Le minerai de plomb produit un concentré contenant 1000 à1200 gr/t d'argent .

IV. Caracteristiques des Zones metalifères filoniennes

IV.1 Zone Playfair:

Cette zone est située dans la partie centrale . La superficie metalifère est observée suivant la croupe de la chaine de montagne Abdelkrim dans la direction submeridionnale (azimut340-10°) sur 2100 m,le pendage est Nord-Est 50-75°.

Suivant le pendage,certains filons sont observés sur 300-400 m en profondeur et ce au moyen des travaux miniers et des sondages . Au cours dela periode d'exploitation la zone a été découpée par les tranchées et à son flanc Sud et dans la partie centrale par 32 sondages dont le métrage atteint au total 8201,55 m.

Dans les limites de la zone 3 filons sont localisés a savoir Playfair,Playfair-Bis,etVictor.

Le filon Playfair est actuellement l'objet principal de l'exploitation du gisement,il est observé sur 2100 m d'après la direction,et,ouvert par les travaux miniers jusqu'au N260 (sur 300-350 m suivantle pendage) et sur 1250m en direction.

Aux differents niveaux ce filon est ouvert par les galeries (du Nord au Sud) Saint-Louis,Ain-Touta,Philip, Argenti,Roman; et à partir du niveau 260 m par le puits Aîn-Touta et les travaux souterrains horizontaux.

L'épaisseur du filon varie de 0,2 à 1,5 m,étant en moyenne de 0,6-0,7m et les teneurs moyennes en composantes utiles sont de :Cu 3 à 4%,Zn 4 à 8%, et 1 à 2% pour le plomb.

Actuellement le filon est exploité entièrement à sa partie Nord . l'essentiel des reserves actuelles se trouvent au flanc Sud,et plus précisèment entre les niveaux 450 et 260 (190 m) et dans la partie centrale dans l'intervalle 200-250 mètres suivant le pendage.

IV.2 Filon Playfair Bis:

Il est localisé à 15-20 m à l'Est du filon Playfair soit au flanc Sud de la zone Playfair,et observé par les trachées et sondages sur 800m.

Au cours de la periode d'exercice ce filon était l'objet de travaux de recherches .Il est prospecté jusqu'aux niv. 300-350m.Dans cette zone on a pu découvrir des corps de minerai exploitables à 17900 tonnes,ayant les teneurs moyennes suivantes: Cu 1,68%,Zn 4,81%,Pb 0,3-2%.Les minerais sont essentiellement zincifères et se caractérisent par de fortes variations d'épaisseurs et de teneurs (Cu 0,5-4%,Zn 2-10%, Pb 0,3-2%);dans les années àvenir le filon Playfair-Bis sera l'objet principal des travaux d'exploitation sur le gisement.

IV.3 Filon Victor:

Il est situé à 40-80m vers l'est du filon Playfair et localisé dans les parties Nord et centrales de la région. Au niveau 570 il est souvent ouvert par la galerie Keterrer et aux niveaux 340,380,420 et 450 par les travers-bancs à partir du filon Playfair .Le filon Victor a été exploité aux niveaux 420,450. (actuellement les travaux concernent le N480),les prospections de l'accroissement des reserves sur ce filon sont trés réduites.

IV.4 Zone Michaud:

Cette zone est située à 300m vers l'Ouest de la zone Playfair et s'allonge dans le sens submeridional.

Dans les limites de cette zone on a observé (au Nord et au Sud de la zone)deux filons partagés entre eux par l'intervalle de 500mrecouvert par des dépots meubles Ces deux filons représentent probablement un seul filon, néanmoins le profilement électriquen'a pas révélé denettes anomalies dans le secteur recouvert par des dépots meubles. Le filon est ouvert au niveau 450 par la galerie AÎn-Touta par un travers-banc distant de 70 metres et par une serie de trois cheminées .

Les corps de minerai sont essentiellement sulfurés,les teneurs sont:

Cu 3,11- Zn 17,19%,Pb 2,9%.

IV.5 Zone Abîd-Gray:

Cette zone filonienne se situe à 800m vers l'est du bord de la mer,elle est observée dans la direction submeridionale sur 1200m.La zone englobe les filons Abaîd,Gray,et Salah

IV.5.1 Filon Abaîd: est observé sur 800m et repres - ente ordinairement par quelques filons rapprochés d'épaisse eur totale de 0,2jusqu'à 2,5m possedant une minéralisation irrégulièrement distribuée de pyrrhotine-sphalérite-calcopy.

Avec le filon Gray il fournit environ 25% de tout le tonnage réalisé .La minéralisation exploitable est localisée entre les niveaux 50 (galerie Jacquet)et 150m et elle est actuellementépuisée.

IV.5.2 Filon Salah=

Il est situé à 70-80m à l'Est du filon Abaïd,et est ouvert par les travaux miniers aux niveaux 50 et 110m sur 90et160m conformèment sa minéralisation est semblable à celle du filon Abaïd sauf que les teneurs en mineraux utiles sont moindres.

IV.5.3 Filon Gray :

Il est situé dans la partie Sud de la zone observée par les travaux souterrains sur 150-200m,et était exploité aux niveaux 115 et 155m.

A l'heure actuelle, on y effectue les travaux d'exploitation au niveau 80m;l'épaisseur du filon varie de 0,3m jusqu'à 1,5 ,la moyenne étant de 0,6-0,7m.

Ses minerais sont à forte teneur en quartz-pyrite-pyrrhotine avec une quantité irrégulière mais assez souvent considérable de chalcopyrite.

Le filon Gray est aussi pour la plupart épuisé.

V. Caracteristiques Hydrogéologiques du gisement

A la suite des travaux effectués sur la superficie du gisement on a pu révéler:

-- Les dépots quaternaires imperméables etpratiquement dépourvus d'eau.

-- Un ensemble acquifère de dépots du paléogène.

-- Les eaux souterraines de diffusion de la zone d'alteration des dépots du crétacé supérieur.

-- Les eaux filoniennes de diaclases et des zones à accidents tectoniques.

V.1 Dépots meubles du quaternaire:

Ne dépassant pas 10 m de profondeur et composés de limons et de gravillons à gros detritus possèdent dans certains endroits des propriétes de filtration.

Ces dépots ne sont acquifères que pendant les saisons pluvieuses .

V.2 Dépots du paléogène:

Représentés par les grés quartzeux, couvrant les terrains les plus élevés.La surface des eaux souterraines de cet ensemble est libre,leur mouvement est orienté vers l'abaissement des cotes hypsomètriques. Les reserves d'eau dans les grés quartzeux se fait par infiltration des eaux atmospheriques. Les sources de l'ensemble aquifère diminuent en été (0,15 à 0,2 l/seconde),de plus elles sont chlorosodiques avec environ 0,2gr/l de minéralisation.

V.3 Eaux filoniennes:

Elles sont rapportées aux accidents tectoniques de l'étendue Nord-Ouest et aux dykes de composition granitique.les formations contenant de l'eau sont:

les roches broyées du crétacé supérieur

les filons quartzo-sulfurés contenant des fissures

les microgranites peu fissurés dans les dykes.

La puissance des accidents tectonites et des filons sont acquifères varie de q.q m jusqu'à 80m. Les parties centrales des filons sont souvent les plus acquifères.Les filons Michaud;PLayfair Sud et Victor Sud déchaussés par les travaux miniers sont fortement acquifères,le refoulement de leurs eaux augmente vers le Sud.

Sulfate, Calcium et Sodium composent les eaux souterraines circulant dans les filons sulfurés et leur minéralisation est de 0,6 à2,7 gr/l.

L'exhaure de plusieurs années a donné lieu à la formation dans les limites du champ du minerai d'un profond entonnoir dépressif avec un niveau d'eau de profondeur 43 à 50m répondant aux côtes 470,490 m de la mine d'Aîn-Touta.

Le tableau ci-dessous nous montre les venues d'eau au quartier Ain-Touta.

Niveaux	venues d'eau en l/s	
	1969	1970
450	0,80	5,1
340	0,4	0,5
300	0,7	1,0
260	0,4	0,5
total	2,3l/s	7,1l/s

Les venues d'eau dans la galerie Jacquet traitant les filons Abïd et Gray varient suivant les saisons de l'année de 1,5 jusqu'à 2,5l/s.

Venues d'eau pour chaque 1 00 m d'avancement dans le quartier Aîn-Touta:

Lieux	Q en l/s	avanc^{t}	venues spécif. l/s	Q/100m
Playfair	3	400	0,0075	0,75
Michaud	4,1	200	0;021	2,1

Ces calculs ont été fait à partir de la formule:

$Q = q.L$

Q: venues d'eau attendue
q: venue d'eau spécif. actuelle en l/s et pour 1m d'avancement
L: longueur totale

Le déplacement continuel du front des travaux miniers le long des filons exclut les innondations accidentelles.

Le gisement formé de roches schisteuses et carboneux-argileuses, d'argilites ,de microgranites et de quartz, de sorte qu'elles sont caractérisées par des liens rigides entre les grains et sont pratiquement incoercibles.

HISTORIQUE

Les premiers travaux de recherche remontent à 1855.

La concession fut accordée en 1863 à M. Lebaille.

L'exploitation commença dans les filons St-Jean qui affleure à la côte 513,50.

Aprés la mort de M. Lebaille, la mine fût achetée par M. Ricard qui, en 1874, fonda la "Thé Algérian Mineral Company" et dont il prit la direction.

La mine passa ensuite aux mains de la "Société Formure de l'Ouider" qui la loua en 1888 à la Vieille Montagne. Cette dernière commença le T.B Playfair, mais n'exploita surtout que des haldes.

En 1902, d'autres affleurements importants ayant été décélés, la "Compagnie des Mines d'Aîn Barbar" fut constituée et l'exploitation de la mine reprit.

Devant la chute des cours de cuivre, la société d'Aîn-Barbar chercha à mettre au point un procédé de séparation par convertisseurs du cuivre et du zinc contenu dans le minerai.

Ce fût sans succès et ses finances sépuisant, elle fit appel en 1912 à la Société des Mines d'Aîn Arko (ou encore Société Minière et Métallurgique de Caronte) qui entreprit une série de travaux de recherche, notamment dans le filon Gray, le plus rappfoché de la mer, tracé sur 100 m, le filon Abaîd tracé sur deux niveaux et sur 1 km environ, le filon Playfair tracé sur trois niveaux et sur 800 m environ, construisit une nouvelle laverie, une fonderie comprenant deux fours Water Jacquet et 5 convertisseurs et une centrale thermique de 600 CV.

En 1921, la Compagnie des Mines d'Aîn Barbar fusionna avec la Société Minière et Métallurgique de Caronte qui devint

.../...

propriétaire de la concession. Elle procéda à un certain nombre de travaux de recherche, notamment dans Playfair qu'elle exploita en partie jusqu'à 1928. Le 14 Juin 1939, elle amodia la concession à la Société Nouvelle des Mines d'Aîn Barbar dont le Gérant était M. Renaudin et président M. Gratien Faure.

On releva pour la n^{ieme} fois les galeries de base des quartiers Aîn Touta et Abaîd qui avaient été abandonnées entretemps.

C'est vers 1942, que fut fondée par M. Gratien Faure la Société Minière Cirtéenne qui devint propriétaire de la concession d'Aîn Barbar. Les travaux furent pratiquement arrêtés entre 1942 et 1951.

Le 1er Juin 1951, la Société Nouvelle des Mines d'Aîn-Barbar (Société Minière Cirtéenne) amodia la concession pour neuf ans à la Société des Mines de Charrier. Le bénéfice étant de la façon suivante : 70 % à la Sté amodiatrice (Cirtéenne) et 30 % à la Société amodiataire avec un versement supplémentaire de 8 millions par an à la Société amodiatrice pour la location des installations.

L'exploitation reprit tant bien que mal en 1953 pour s'arrêter en 1954 aprés que le traitement du minerai en laverie ait été à peu prés mis au point. Une nouvelle laverie de 7t/h, un câble aérien de 20t/h et le fonçage d'un puits de 120 m furent alors entrepris et terminés en 1956 environ, date à laquelle fut reprise l'exploitation du filon Playfair.

En 1958, les évènements d'Algérie interrompirent de nouveau l'exploitation de la mine qui ne fut reprise qu'en 1960.

En Conclusion, on voit combien hachée et irrégulière a été l'exploitation de la mine de Aîn Barbar où l'on peut dire que depuis 1928 rien n'a été fait en matière de recherche minière à part le traçage de l'extrémité Sud du filon Playfair. (1956).

II Partie Etat actuel

Evolution de la production 1956-1970

Pour pouvoir suivre cette évolution avec objectivité nous proposons un tableau récapitulatif groupant tous les bilans de la production.

L'analyse de ce tableau nous a permis de déceler les points suivants :

1°/ Augmentation de la production au détrimant des teneurs en cu - pb - zn dans le tout-venant.

2°/ Le pourcentage de cuivre dans le concentré a nettement baissé.

3°/ Par contre ceux de pb et zn ont augmenté à partir de 1961.

Résultats : Aprés analyses de ces différents points on a constaté que :

- Appauvrissement du gisement dû à l'épuisement des filons Merendet, Saint-Jean et Victor qui ont fait l'objet de l'essentiel de la production de 1956 à 1962. (ces filons étaient les plus riches du gisement).

- Irrégularité des puissances des filons actuellement en exploitation, en effet la puissance varie entre 0,6 à 1,2 m. (Voir rapport géologique). Les résultats de recherches trés récents ont confirmé l'hypothèse de l'appauvrissement du gisement et du rétrécissement progressif en profondeur des filons.

Les résultats d'échantillonage ont donné :

Indices	Moyenne	Ecart normal	Limites des val. réelles de la Moy.	
Epaisseur	0,64 m	0,38	0,58 - 0,70	59,4 %
teneur cu	3,41 %	3,06	2,88 - 3,94	89,7 %
teneur zn	8,14 %	4,34	7,39 - 8,89	53,3 %
teneur pb	1,90 %	1,61	1,62 - 2,18	84,4 %

MINERAI TOUT-VENANT ET PRODUCTION DE CONCENTRÉS.

ANNÉES	MINERAI TOUT-VENANT	TENEURS %			CONCENTRÉ Cu			CONCENTRE Pb			CONCENTRÉ Zn		
		Cu	Pb	Zn	% Cu dans concentré	Recuperation Cu en %	Tonnes	% Pb dans concentré	Recuperation Pb en %	Tonnes	% Zn dans concentré	Recuperation Zn %	Tonnes
1956	9910	2,47	1,77	3,91	28,0	66,1	578	40,0	53,6	235	49,0	61,7	488
1957	20220	3,20	1,96	4,40	28,6	76,5	1730	34,6	70,8	770	48,4	71,3	1310
1958	20725	3,02	1,90	3,27	29,2	77,2	1569	30,3	62,6	814	48,4	71,6	1003
1959	3033	3,00	1,30	2,80	26,0	80,0	280	19,0	-	310	43,8	75,3	146
1960	6250	2,84	1,12	2,39	25,4	82,3	435	22,0	50,3	160	46,0	35,4	115
1961	21500	3,46	1,01	2,70	27,8	81,6	2184	34,8	72,2	451	47,7	54,3	661
1962	23785	3,68	1,08	2,91	26,8	88,8	2900	44,0	54,50	358	49,0	48,3	682
1963	27500	4,13	1,05	2,82	27,2	89,7	3745	44,4	46,1	368	49,9	51,7	837
1964	30800	3,75	1,15	3,16	26,6	89,9	3900	46,8	29,2	404	49,9	67,7	1375
1965	32 000	3,45	1,16	3,22	26,5	87,7	3660	56,9	63,4	395	48,1	68,6	1470
1966	37 000	3,15	0,96	2,79	25,4	93,0	4267	55,3	61,7	395	48,2	61,8	1323
1967	39270	2,82	0,78	2,91	24,5	90,7	4178	50,5	64,0	386	48,2	65,8	1558
1968	40360	2,18	0,54	3,03	23,1	90,1	3424	47,6	50,8	232	47,9	65,2	1665
1969	37010	1,64	0,46	3,45	23,26	89,85	2351	50,68	57,84	194	49,67	70,67	1816
1970	27980	1,67	0,40	3,24	23,96	89,49	1745	46,3	58,74	142	48,46	72,79	1334

MINERAI TOUT-VENANT ET
PRODUCTION DE CONCENTRÉS.

ANNÉES	MINERAI TOUT-VENANT	TENEURS %			CONCENTRÉ CU			CONCENTRE Pb			CONCENTRÉ Zn		
		Cu	Pb	Zn	% cu dans concentré	Recuperation cu en %	Tonnes	% Pb dans concentré	Recuperation Pb en %	Tonnes	% Zn dans concentré	Recuperation Zn %	Tonnes
1956	9910	2,47	1,77	3,91	28,0	66,1	578	40,0	53,6	235	49,0	61,7	488
1957	20220	3,20	1,96	4,40	28,6	76,5	1730	34,6	70,8	770	48,4	71,3	1310
1958	20725	3,02	1,90	3,27	29,2	77,2	1569	30,3	62,6	814	48,4	71,6	1003
1959	3033	3,00	1,30	2,80	26,0	80,0	280	19,0	-	310	43,8	75,3	146
1960	6250	2,84	1,12	2,39	25,4	82,3	435	22,0	50,3	160	46,0	35,4	115
1961	21500	3,46	1,01	2,70	27,8	81,6	2184	34,8	72,2	451	47,7	54,3	661
1962	23785	3,68	1,08	2,91	26,8	88,8	2900	44,0	54,50	358	49,0	48,3	682
1963	27500	4,13	1,05	2,82	27,2	89,7	3745	44,4	46,1	368	49,9	51,7	837
1964	30800	3,75	1,15	3,16	26,6	89,9	3900	46,8	29,2	404	49,9	67,7	1375
1965	32 000	3,45	1,16	3,22	26,5	87,7	3660	56,9	63,4	395	48,1	68,6	1470
1966	37 000	3,15	0,96	2,79	25,4	93,0	4267	55,3	61,7	395	48,2	61,8	1323
1967	39270	2,82	0,78	2,91	24,5	90,7	4178	50,5	64,0	386	48,2	65,8	1558
1968	40360	2,18	0,54	3,03	23,1	90,1	3424	47,6	50,8	232	47,9	65,2	1665
1969	37010	1,64	0,46	3,45	23,26	89,85	2351	50,68	57,84	194	49,67	70,67	1816
1970	27980	1,67	0,40	3,24	23,96	89,49	1745	46,3	58,74	142	48,46	72,79	1334

Le calcul de paramètre des corps de minerai et de coefficient de la minéralisation est fait au moyen de procédé linéaire d'aprés les niveaux + 420 m, + 380 m et + 340 m du filon Playfair. (données d'échantillonage formées à partir des travaux d'exploitation anciens).

Niveaux		Epaisseur minimale exploitable = 0,7 m			Teneur minimale en cu = 2,9 %		
		Coef.de minéralisation	Dimens. Moyenne des Corps de minerai	Dim.moyen des interval.minerialisée non expl.	Coef. de minerialisation.	Dimens. moyenn. des corps de minerai	Dimensions moyennes des interval.mineral non expl.
+ 420 m	276 m	0,676	56	29	0,674	56	29
+ 380 m	616m	0,6	47	27	0,645	53	20
+ 340 m	307m	0,56	43	32	0,46	47	54
Signification moyenne pondérée		0,6	47	29	0,605	52	29

Le pas pas moyen de minéralisation est de 80 m, la dimension du corps de minerai étant de 50 m et la longueur du secteur des minerais non conditionnés - 30 m.

- La dimension maximale du corps de minerai dans la section horizontale (N 380 m) atteint 150 m, la longueur maximale du secteur à minéralisation non exploitable (N 340 m) étant de 80 m.

Conclusion :

On constate la diminution régulière du coefficient de minéralisation en profondeur ce qui est prouvé par les données suivant les niveaux 300 et 260 m. Ceci nous sert de justification à savoir que la minéralisation devient de moins en moins intense en profondeur, de plus un net retrécissement des filons en profondeur est abservé.

Realisations 1970

1. Production Tout-venant 1970

MOIS	MICHAUD	PLAYFAIR bis	PLAYFAIR				VICTOR	TOTAL AÏN-TOUTA	ABAÏD		GRAY	TOTAL JACQUET	TOTAL MINE
NIVEAUX	450 m	490 m	450 m	340 m	300 m	260 m	480 m		50 m	80 m	80 m		
JANVIER	-	-	512	647	80	816	295	2350	390	-	390	780	3130
FEVRIER	-	-	670	330	400	590	200	2190	320	-	340	660	2850
MARS	-	-	310	440	570	620	320	2260	100	270	590	960	3220
AVRIL	-	-	510	650	190	730	430	2510	40	110	640	790	3300
MAI	-	-	380	570	450	460	210	2070	140	290	650	1080	3150
JUIN	90	-	260	500	190	730	380	2150	80	260	480	820	2970
JUILLET	130	-	430	800	-	720	400	2480	190	430	150	770	3250
AOUT	130	-	430	490	340	370	270	2030	300	300	280	880	2910
SEPTEMBRE	220	-	410	690	-	670	340	2330	90	540	240	870	3200
octobre	120	-	730	520	330	610	90	2400	150	420	730	1300	3700
Novembre	-	10	440	440	360	560	340	2150	170	570	470	1210	3360
DECEMBRE	40	150	220	370	320	750	250	2100	250	450	400	1100	3200
TOTAL	730	160	5302	6447	3230	7626	3525	27020	2220	3640	5360	11220	38240

2. TRAVAUX - Preparatoires et RECHERCHES

	Travers - banc	Galeries	CHEMINÉES	SONDAGES	RECOUPES DE SONDAGE
Janvier	-	93,00	59,50	44,30	56,00
Fevrier	-	72,20	56,80	60,80	10,00
Mars	-	59,50	77,00	71,50	22,00
Avril	-	70,00	61,80	70,00	28,00
Mai	5,50	33,40	81,10	84,50	37,00
Juin	18,00	27,50	101,20	9,00	8,40
Juillet	33,50	23,50	98,70	42,00	17,00
Aout	29,00	41,00	99,40	7,00	11,00
Septembre	7,00	61,50	67,50	27,00	18,00
Octobre	8,00	43,00	63,00	14,00	15,00
Novembre	12,00	56,00	41,60	8,00	38,00
Decembre	-	82,40	68,90		21,00
Total	118,00	664,00	826,00	504,60	[illegible]

ANALYSE DU PLAN OPERATIONNAL 1970

L'étude des deux tableaux donne les résultats suivants :

1°/ Abattage Minerai :

Minerai tonnes	Prévu	Réel	Taux de réalisation en %
Abattage	27625	27509	99,5 %
Travaux-préparatoires	10375	10731	103,4 %
Total	38000	38240	100,6 %

2°/ Travaux préparatoires :

Métrage	Prévu	Réel	réalisation en %
Galeries	900	777	84 %
Cheminées	900	876	95 %
Total	1800	1653	89,5 %

3°/ Travaux de recherches :

Métrage foré	Prévu	Réel	Réalisation en %
Sondages	1400	509,6	36,5 %
Recoupes et sondages	200	275,40	135 %
Total	1600	785,0	85,75 %

Rendements aux chantiers

Travaux	Section m²	Rendements			Prix de revient du mètre d'avancement.
		Avanct/volée	Avanct/j Perforeur	Avanct/j déblayeur	
Travers-banc	6,5	1,2m/v	0,60m/hp	0,30m/hp	-
Galeries de roulage	5,5	1,1m/v	0,55m/hp	0,18m/hp	530,55 DA
Recoupes principales	5,25	1,1m/v	0,55m/hp	0,27m/hp	-
Cheminées	2	1m/v	0,25m/hp	0,16m/hp	248,50 DA

Temps de préparation d'une chambre :

Le temps moyen de préparation d'un panneau est d'environ 63 jours à 1 cycle/jour, soit pour 25 jours ouvrables : deux mois et demi.

Travaux d'exploitation au quartier Aîn Touta

Méthode d'exploitation : Tranches montantes remblayées

L'abattage du minerai au bloc est exécuté par les tranches horizontales le long du panneau à l'aide de marteaux-perforateurs Montabert T-21 et par la disposition horizontale du complet des trous de mine dans une tranche.

Dimensions d'un panneau :

- Longueur	30 à 40	mètres
- Hauteur	40	mètres
- Puissance moyenne	0,7	mètre

Critères du choix de la méthode :

Le choix de la méthode a été guidé par le type même du gisement (filons), de puissance variable (0,6 à 1 m) et de pendage 60 à 67° N.E., de plus la structure géologique accidentée n'a fait que justifier ce choix.

Abattage : Comprend la foration et le tir.
La tranche a une hauteur de 2 mètres et le gradin est droit, les trous de foration ont un diamètre de 35mm et une longueur de 1,7 mètres.

Remarque : Le schéma de tir n'est jamais modifié en fonction de la puissance rencontrée du filon ce qui entraine soit un taux de salissage élevé soit une récupération insuffisante.

Caractéristiques techniques des travaux d'abattage :

Volume abattu par volée	4,1 m³
Densité du minerai	2,85 t/m³
Tonnage abattu par volée	11,7 t/volée
Nombre de trous de mine	12 trous
Métrage foré	22 mètres
Temps de foration	155 minutes
Nombre de volées par poste	1 volée
Tonnage abattu par jour et par chambre	23,4 tonnes
Consommation d'explosifs	0,98 kg/tonne
Consommation de détonateurs	0,96 det/tonne
Consommation bois de mine	148 m/tranche

Effectifs par chambre et par poste

1 perforeur + 1 aide
2 déblayeurs + 1 aide
1 boiseur + 1 aide
1 boutefeu
1 Chef de poste
9 Ouvriers au total.

Rendement au chantier :

Tonnes extraites par poste d'oeuvriers	1,3 t/HP
Tonnes extraites par déblayeur	3,92 t/HP
Tonnes abattues par jour perforeur	5,8 t/HP

Remblayage :

Actuellement le remblayage est un des problèmes cruciaux de la mine. En effet il s'effectue manuellement, cet état de fait est dû à la vétusté des scrapers existants et qui n'ont jamais été remplacé.

Nous voyons que ce travail est trés pénible pour les ouvriers et de ce fait mobilise un temps considérable et augmente le prix de revient de l'abattage, et, les risques d'accidents.

Puits d'extraction :

Le puits Aîn Touta - profondeur = 190 m sert à l'extraction et à l'aérage des niveaux 450 - 420 - 340 - 300 et 260. Il permet la desserte des produits de l'exploitation des filons Playfair, Victor et Michaud.

Il est équipé d'un skip de capacité 730 l et d'une cage à deux étages pour le personnel. Actuellement ce puits souffre de plusieurs facteurs.

Il est noyé au N 260 ce qui condamne l'exploitation de cet étage considéré le plus perspectif actuellement.

De plus l'usure du câble d'extraction engendra plusieurs arrêts de travail. Donc pour l'exploitation future il est indispensable de le dénoyer au N 260 et par la suite charger la câble d'extraction.

Pour montrer les difficultés du skip nous vous proposons un chronométrage réalisé à la recette fond 450. Pour 150 m de profondeur.

Temps de chargement sur skip	=	1 mn
Accélération	=	1 m/s^2
Temps de trait	=	5 mn
Temps de manoeuvre	=	1 mn
Temps de déchargement	=	30 s

Temps de cycle : (T_c)

$$T_c = t_t + t_m$$
$$t_t = 10s + 10s + 4\ mn = 4\ mn\ 20s$$
$$T_c = 4\ mn\ 20s + 2mn + 30s = 6mn\ 50s$$

Nombre de cycle/heure : avec Kr coefficient de régularité

$$N_c = (3600/410) \cdot Kr$$

Kr = 0,5 (à cause de la vétusté du câble d'extraction)

$$N_c = 4,4 \text{ cycle/heure}$$

Par poste on a : (6 h/poste)

$$4,4 \cdot 6 = 26,4 \text{ c/poste}$$

Nous voyons bien que pour cette profondeur qui est faible le rendement du skip est trés bas.

<u>Effectif Extraction</u> :

N.450	1 Treuilliste + 2 manoeuvres
N.420	2 Manoeuvres
N.300	2 Manoeuvres
N.260	2 Manoeuvres
total	9 HP

Le skip ayant une charge utile de 1,2 T, pour les 26,4 c/h on a :

$$26,4 \cdot 1,2 = 33 \text{ tonnes/poste}$$

Soit un rendement de :

$$\frac{33}{9} = 3,66 \text{ t/Chargeur, déchargeur/poste}$$

<u>Transport souterrain</u> :

Le gros del'exploitation concerne actuellement les niveaux 450, 300, et 260. Le transport souterrain est caractérisé par le roulage manuel. Seul le roulage par locotrateur est assuré au niveau 450 qui aboutit au jour (Station de Téléphérique)

<u>Nombre de rouleurs par chambre et par poste</u> : <u>2 rouleurs</u>.

Caractéristiques du roulage par locotracteur :

Les chronométrages ci-dessous ont été réalisé au niveau 450 (recette fond).

Nombre de wagons par convoi	=	10
Temps de chargement sur un wagon	=	20 s
Temps de manoeuvre	=	10 s
Vitesse moyenne en charge	=	8 km/h
Distance totale à parcourir	=	405 m
Temps de déchargement d'un wagon	=	30 s
Vitesse moyenne à vide	=	10 km/h
Type de wagons		Basculant
Charge utile d'un wagon	=	1 tonne

Calcul du temps de cycle de la locotracteur :

$$t_c = \frac{L}{K_L} \left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_v}\right) + t_{m1} + t_{m2}$$

$$tm1 = n.\ tch + t_p$$

tch = temps de chargement

t_p = temps perdu

L = distance à parcourir

V_p = vitesse en charge

V_v = Vitesse a vide

t_{m1} = temps de manoeuvre

t_{m2} = temps de déchargement

n = nombre de wagons

K_L = coefficient de régularité

$$tc = \frac{1}{0,75} \left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{2,7}\right) . 405 + 210 + 30 = 330 \text{ s soit } 5\text{mn } 30\text{s}$$

Le temps perdu entre deux chargements est de 15 mn, on a alors le nombre de convois : 15/5,5 = 3 convois/poste

Tonnage transporte :

$$T_c = n_c . N. P$$

$$T_c = 12.3.1 = 36 \text{ tonnes}$$

Le tonnage transporté réllement étant de 32 tonnes donc le calcul théorique effectué ci-dessus approche de la réalité.

Exhaure actuel :

L'exhaure actuel est assuré par pompage. Les venues d"eau sont amenées aux albracques et par la suite évacuées par le puits au moyen de conduites métalliques. Deux pompes seulement assurent ce travail au Niveau 260 et au Niveau 300, ayant chacune une puissance de 100 CV et une hauteur manométrique de 190 m.

Le volume exhauré par an est de 72600 m³.

Etat du matériel :

La pompe du niveau 260 assure l'évacuation de l'eau des niveaux 260 et 245, hélas actuellement elle est détériorée et ne fonctionne plus, ce qui explique la noyade du puits à ce niveau.

La pompe installée au niveau 300 assure outre l"exhaure du niveau précité, l'évacuation de l'eau des N 340 et 380, elle est dans un état de fonctionnement valable, néanmoins il arrive parfois des pannes dûes à l'usure de certaines pièces de rechange.

AERAGE ACTUEL

Vue l'altitude nous avons calculé les résultat de l'aérage naturel en été et en hivers

Caractéristiques de la mine:

.../...

1° cas : hiver t = 10°

Soutenement	Voies	en L m	S m²	α	R_s M	Nbre de voies	R_s M
Boisage	T - B	260	6,5	1,7	16	1	16
-	cheminée de sortie d'air	40	2	1,1	33	1	33
Boisage	galerie sortie d'air	190	5,5	1,7	36,72	2	73,4
béton	puits	200	12,56	2,25	2,7	1	2,7
		total					127,14 M

Pressions et Poids spécifiques :

Points	pressions mm Hg	poids spécif. de l'air	W. moyen
1	715	1,145	W_{12} = 1,112
2	711	1,08	W_{23} = 1,088
3	726,84	1,097	W_{34} = 1,098
4	734	1,10	W_{45} = 1,11
5	705,5	1,15	W_{56} = 1,121
6	736	1,109	W_{67} = 1,113
7	725,5	1,117	

Température aux différents points :

$t_1 = 10°c$
$t_2 = 18,6°c$
$t_3 = 16,6°c$
$t_4 = 20°c$
$t_5 = 16,9°c$
$t_6 = 10,9°c$
$t_7 = 9,1°c$

Dépression naturelle :

$$h = W_1\ dz - We\ dz$$
$$We = (T_a/Te)\ Wa$$

pour notre cas We est égal à 1,111.

$$h = (1,145 - 1,111).100 = \underline{3,6\ kg/m^2}$$

la résistance totale étant de 127,14 murgues = 0,127 KMurgue .

$$RQ^2 = h$$
$$Q = (h/R)^{\frac{1}{2}}$$
$$Q = (3,6/0,127)^{\frac{1}{2}}$$
$$Q = \underline{5,9\ m^3/s}$$

Besoins en air de la mine :

- Personnel : Le poste le plus chargé comprend un effectif de 110 ouvriers, et, sachant qu'il faut 3m³/mn/ouvrier et 50% de réserves soit 4,5m³/mn/ouvrier : on a :

  4,5 . 110 = 495m³/mn.

- Dilution des gaz et poussières nocives :

  0,7m³/mn.

- Dilution des fumées dégagées par la locotracteur :

La loco a une puissance de 7 CV et sachant qu'il faut 3m³/mn/CV :

7 . 3 = 21m³/mn.

- La salle des treuils nécessite : 3m³/mn
- La salle de pompage nécessite : 3m³/mn

soit en tout : 522,7 m³/mn ou 8,7m³/s.

2° Cas été : $t = 25°c$

Températures enregistrées et Poids spécifiques :

t_1	=	25°c	w_1	=	1,10
t_2	=	33,6°c	w_2	=	1,095
t_3	=	31,6°c	w_3	=	1,108
t_4	=	39,5°c	w_4	=	1,115
t_5	=	31,9°c	w_5	=	1,093
t_6	=	25,9°c	w_6	=	1,11
t_7	=	24,1°c	w_7	=	1,17

$$\frac{We}{Wa} = \frac{Ta}{Te} \quad \text{soit} \quad We = \frac{288}{313} \cdot 1,226 = 1,12 \text{kg/m}^3$$

Dépression naturelle :

$$h = W_1\, dz - We\, dz$$
$$h = (1,10 - 1,12) \cdot 100 = -2 \text{ kg/m}^2$$

Débit d'air :

$$RQ^2 = h$$
$$R_{\text{été}} = R_{\text{hiver}} \cdot W_{\text{été}}$$
$$0,127 \cdot 1,14 = 0,145 \text{ Kmurgue}$$
$$Q = (2/0,145)^{\frac{1}{2}} = \underline{3,73 \text{ m}^3/\text{s}}$$

Les besoins étant de 8,7 m³/s nous voyons que aussi bien en été, qu'en hiver la dépression naturelle ne suffit pas aux besoins. Donc l'utilité d'un ventilateur est primordiale pour de bonnes conditions de travail.

Travaux d'exploitation au Quartier Jacquet

Méthode : Chambres-magasins.

L'abattage du minerai du panneau est éxécuté à partir de tranches ayant une puissance égale à celle du filon, pour éviter l'abattage du stérile des épontes, néanmoins cette mesure n'est pas souvent respectée ceci est dû à la mauvaise détermination du filon, et la reconnaissance parfaite de la minéralisation par les ouvriers qui souvent travaillent sans surveillance.

Dimension d'une chambre :

Longueur = 40 m
Hauteur = 40 m
Puissance moyenne = 0,6 m

Critères du choix de la méthode :

Roches encaissantes assez stables, l'inclinaison des filons Abaïd et Gray est presque perpendiculaire 84° NW, de plus les venues d'eau sont trés faibles voies rares même.

Travaux d'abattage :

La tranche a une hauteur de 2 m, le gradin est horizontal et parallèle aux trous de mine.

Tonnage abattu par gradin/volée	9,5 t/gradin/volée
Nombre de trous de mine	16 trous
Métrage foré	30 m
Temps de foration	150 minutes
Tonnage abattu par jour/chambre	19 tonnes
Consommation explosif	0,63 kg/t
Consommation détonateurs	0,52 Det/t
Boisage. nul	

Effectif par chambre et par poste
Perforeur 1 + 1 aide
Déblayeur 1
Chef poste 1
rouleur 1 - total = 5 HP

Rendements aux chantiers :

- tonnes extraites par poste d'ouvrier : 1,3 t/HP
- tonnes extraites par déblayeur : 9,5 t/HP
- tonnes abattues par jour perforeur : 4,75 t/HP

Creusement d'entonnoirs :

Dimensions : ouverture au sommet 3,5 m
hauteur 3 m
ouverture de base 1,5 m

Nombre d'entonnoirs par chambre :

$$\frac{40}{1,5+2,5} = 10 \text{ entonnoirs/chambre}$$

(en effet il ya en réalité 9 à 10 ent/chambre)

Temps moyen de préparation des chambres :

50 jours/chambre soit : 2 mois.

Transport souterrain :

Le quartier Jacquet comporte trois niveaux de production N + 50, N+80, et N+110.

Au niveau 110 le minerai soutiré des chambres est amené par wagonnets à des cheminées dites de Jet de minerai qui aboutissent au niveau + 80. Par suite l'ensemble des minerais abattus aux niveaux 110 et 80 sont envoyés dans la cheminée centrale qui aboutit au N+50, de là le chargement de la trémie de reception se fait sur berlines de 1 tonne de charge utile et acheminés par locotracteur au jour (par le travers-banc Jacquet et par la suite à la laverie).

Aérage actuel:

Nous envisageons également pour ce quartier les deux cas été et hiver, afin de savoir si la dépression naturelle suffit aux besoins (en effet dans ce quartier également, l'aérage est naturel).

Caractéristiques des voies de passage de l'air :

Voies	L m	S m²	α x10^{-3}	R_S M^S	Nombre de voies	$\sum R_S$
Galeries	100	5,5	1,7	6,22	2	12,44
T - B	180	6,25	1,7	13,94	1	13,94
Cheminée	40	2	1,1	33	2	66
total						92,38 M

1° cas hiver : t = 10°c

P_1 = 755 mm Hg

$W_1 = \frac{0,462.755}{273 + 10} = 1,23$ kg/m³

$P_2 = P_1 + \frac{W_1\ dz}{13,6} = 755 + \frac{1,3 \cdot 4}{13,6} = 755,5$ mm Hg

$W_2 = \frac{0,462.755,5}{273 + 12} = 1,231$ kg/m³

$P_3 = P_2 - \frac{W_2\ dz}{13,6} = 755,5 - \frac{1,318.50}{13,6} = 750,8$ mm Hg

$W_3 = \frac{0,462.750,8}{273 + 21} = 1,21$ kg/m³

P_4 = 751 mm Hg

$W_4 = \frac{0,462.751}{273 + 25} = 1,18$ kg/m³

$P_5 = P_4 - \frac{W_4\ dz}{13,6} = 751 - \frac{1,18.40}{13,6} = 747,6$ mm Hg

$W_5 = \frac{0,462.747,6}{273 + 20} = 1,16$ kg/m³

Dépression naturelle :

$h = W_1\ dz - We\ dz$

$We = W_{4-5} = \frac{1,18 + 1,16}{2} = \underline{1,17 \text{ kg/m}^3}$

$h = (1,23 - 1,17)\ 59 = \underline{3,44 \text{ kg/m}^2}$

$RQ^2 = h$ on a alors : $Q = (h/R)^{\frac{1}{2}}$

$Q = (3,44/0,092)^{\frac{1}{2}}$

$\underline{Q = 6,2\ m^3/s}$

<u>Besoins en air de la mine :</u>

L'effectif au poste le plus chargé est de 70 ouvriers sachant qu'il faut 3m³/mn/ouvrier on a:

Respiration personnel :	70 . 3 =	210 m³/mn
Dilution des gaz et poussières nocives		0,7 m³/mn
Dilution des de la loco : 3m³/mn/cv		
la loco a une puissance de 7 cv donc		21 m³/mn
	total :	231,7 m³/mn

soit avec un coefficient d'utilisation de 0,75 on a:

$$\frac{231,7}{0,75} = 331\ m^3/mn \text{ ou } \underline{5,5 m^3/s}$$

<u>2° cas Eté :</u> t= 25°c

$p_1 = 755$ mmHg

$w1 = 1,184\ kg/m^3$

$$h = p_1 - p_5 + We\ dz$$

$$h = w_1\ dz - We\ dz$$

$$We = \frac{Ta}{Te} Wa = \frac{288}{313}\ 1,226 = 1,128\ kg/m^3$$

$$h = (1,184 - 1,128) \times 9 = 3,2\ Kg/m^2$$

$RQ^2 = h$

<u>Résistance de la mine :</u>

$$R_{été} = R_{hiver} \times W_{été}$$

$R_{été} = 1,184 \cdot 0,092 = 0,110$ kmurges

$RQ^2 = h$ d'où $Q = (3,2/\ 0,110)^{\frac{1}{2}} = \underline{5,28\ m^3/s}$

Les besoins étant de 5,5 m³/s , nous pouvons dire qu'en été la dépression naturelle satisfait tout juste aux besoins . Donc l'aérage naturel. ne pose pas de problèmes, néanmoins il est préférable d'avoir un petit ventilateur pour palier à d'eventuelles difficultés en été .

Conclusion :

L'étude descriptive de la situation actuelle de la mine, nous a montré qu'Aïn-Barbar souffre de plusieurs difficultés aussi bien materiel (voir annexe),de sécurité au travail que ceux d'organisation des travaux d'exploitation

POUR notre part le projet de rationnalisation concernera l'organisation des travaux d'exploitation, l'amélioration du système d'exploitation afin d'avoir de meilleurs rendements aux chantiers et enfin la diminution au maximum du prix de revient de l'exploitation .

Etat des Réserves

I Tonnages reconnus à Aîn Barbar :

Une estimation récente des réserves d'aprés les travaux de recherches de la mission soviétiquea donné les résultats suivants :

Catégories	Certaines	(A + B)	14.000 tonnes
	Probables	(C_1)	226.000 tonnes
	Possibles	(C_2)	90.000 tonnes
Soit des réserves géologiques de :			330.000 tonnes

Avec les caractéristiques suivantes :

Catégories		B + C1	C_2
Tonnages		240.000	90.000
Teneurs %	cu	1,26	1,31
	zn	4,95	4,21
	pb	1,09	1,06
Réserves Metal	cu	30.00	-
	zn	11.900	-
	pb	2600	-

La répartition de ces réserves suivant les filons est la suivante :

Quartiers	Filons	Puissance	Dimensions		Minerai	Catégorie	Teneurs %		
			Profond.	Etendue			cu	zn	pb
Aîn-Touta	PlayFair	1,2 m	200	250					
	Victor	0,7/1,2 m	60	100	240.000	B+C1	1,14	3,17	0,5
	Michaud	0,8/1m	50	70					
Aîn - Touta	Play Fair -bis-	0,5 m			90.000	C_2	2,07	5,54	1,6
Jacquet	ABAID		en	voie	d'épuisement				
	Gray				épuisé				

Les résultats de sondage n'ont fait que confirmerl'épuisement de filons ABAID et GRAY, donc l'essentiel des Réserves se trouvent concentrées dans le quartier AIN-TOUTA.

Pour la suite de notre étude nous retiendrons cet état des réserves avec 50 % de C_2 - soit un total de :

$$\underline{\underline{B + C_1 + 50\% \ C_2}} = 240.000 + 45000 = \underline{\underline{245\ 000\ T}}$$

.../...

La capacité serait donc de :

$$Q = Rp \times t \times 300$$

t étant le régime de fonctionnement.

(3 postes/jour soit 24 h)

$$Q = 6{,}2 \times 24 \times 300 = \underline{\underline{45\ 000\ t/an}}$$

La durée de vie moyenne du gisement serait de :

$$\frac{245\ 000}{45\ 000} = \underline{\underline{5\ ans}}$$

et la production journalière serait de :

$$\frac{45\ 000}{300} = \underline{\underline{150\ t/jour}}$$

Projet d'exploitation

I Découpage du gisement :

I.1 Critère : Compte tenu du fait que toutes les ressources du filon Play fair (englobant le gros des réserves restantes) au flanc nord ont-été épuisées, et pour aborder celles qui existent actuellement entre le niveau450 et 260 au flanc sud et vu que l'essentiel des galeries de roulages déjà tracées et aboutissant au puits d'extraction, nous proposons de maintenir la hauteur des étages situés entre le N 450 et 260 ayant une hauteur de 40 m, néamoins pour diminuer le nombre de cheminées à creuser, nous proposons d'augmenter la longueur actuelle du panne au qui est de 40 m à 60 mètres.

Une étude comparative des dimensions d'un panneau dans les mines suivantes nous a orienté dans notre choix.

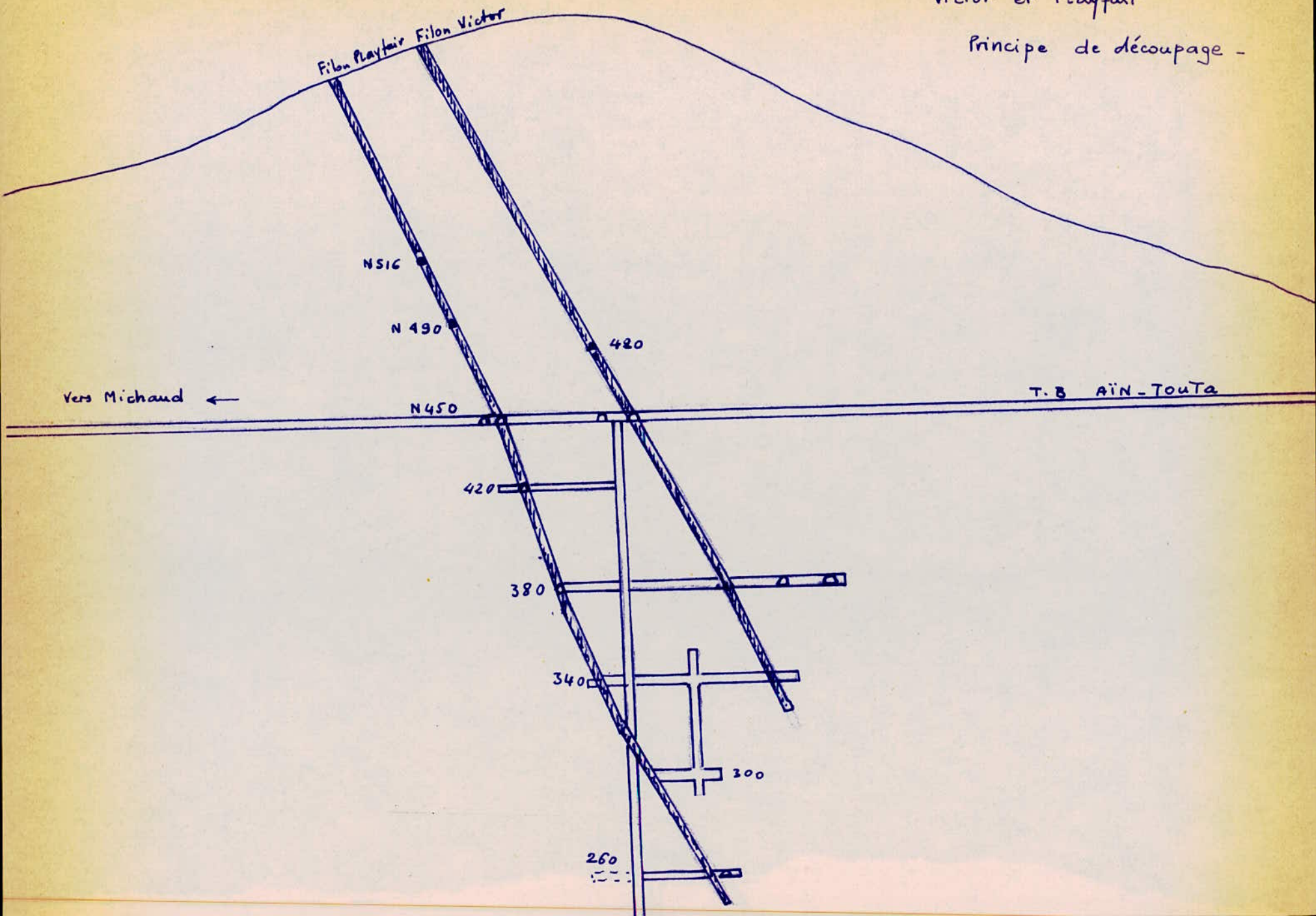
Mines	Méthodes	Prix de revient t/extraite	Longueur d'un panneau
Mine de Chaze-Henry	tranches horizontales remblayées	15 à 25 NF/t	50 à 70 m
Bou-Khadra	Chambre Magasin	25 à 30 DA/t	50 à 70 m
Kef Oum Teboul	tranches horizontales remblayées	25 à 35 DA/t	70 m
Aïn - Barbar (actuellement)	- idem -	45 à 56 DA/t	30 - 40 m

d'abattage ont lieu à partir d'une recoupe tracée au dessus du sôt de protection de la voie de base.

L'abattage commence à partir d'une cheminée de remblayage et va vers la deuxième cheminée. Le remblayage a lieu aprés raclage complet du minerai à abattre.

COUPE Transversale des filons
Victor et Playfair

Principe de découpage -



III Etude des Travaux de découpage

III.1 - Creusement des cheminées :

L'exécution de ces séries de cheminées est faite à partir de galeries principales de roulage parallèlement à la direction du filon.

Elles permettent la circulation de l'air, le passage du personnel, du matériel d'entretien et de consolidation enfin l'arrivée du remblai.

La longueur du panneau étant prise égale à 60 m il ya donc une série de cheminées tous les 60 m, leur hauteur étant égale à 40 m. Leur usage impose une section rectangulaire.

Percement :

Section : 2 x 1,5 = 3 m²

Le chantier se fera en un cycle par jour réparti sur deux postes.

1er poste : (Foration - tir
) 1 mineur + 1 aide.

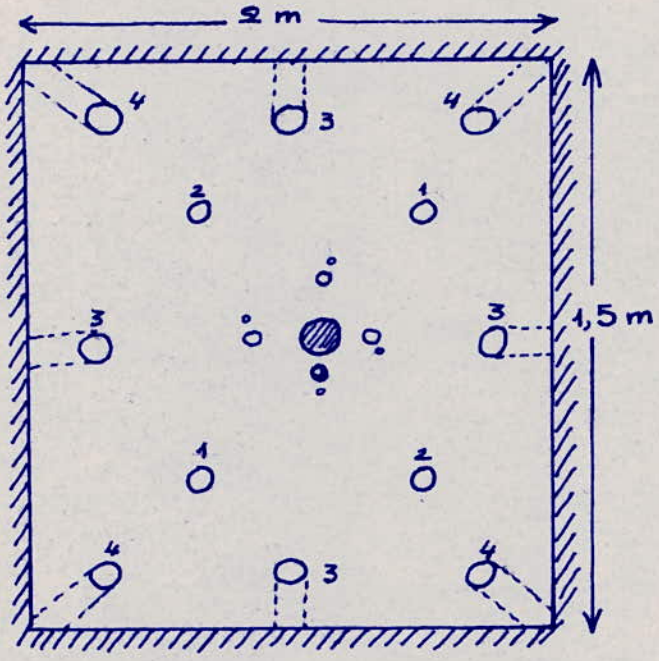
2ème poste : (Boisage - chargement
) 1 Boiseur + 1 aide
(2 pelleteurs.

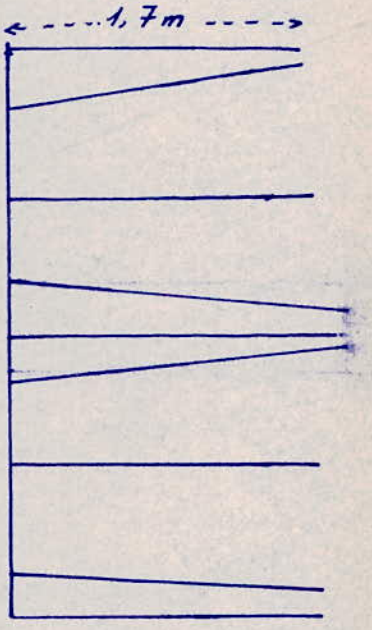
- le tir sera fait aprés avoir retiré le plancher de travail en fin de poste.
- le boisage de la cheminée sera constitué de bois horizontaux placés tous les 0,75 m.

.../...

Schéma de Tir

Creusement de cheminée





N°	Retards	longueur des Trous	Quantité Explos.	N^bre Cartouche	total Explos.
1	0	1,5 m	–	–	
2	1	1,5 m	0,700 Kg	2	1,4 Kg.
3	2	1,5 m	0,700 Kg	2	1,4 "
4	3	1,45 m	0,500 "	4	2,0 "
5	4	1,45 m	0,500 "	4	2,0 "
				12	6,8 Kg

Planning de Creusement cheminées

1 cycle / jour

N°s	Opérations	1	2	3	4	5	6	
1	Purgeage	30'						
2	Preparation chantier	30'						
3	Foration			3H 10'				
4	chargement des trous					40'		
5	tir + Aérage						40'	
6	Pose d'echelles						30'	

Les travaux s'effectueront au minerai et ne nécessitent pas une quantité importante d'explosif.
Nous emploierons des amorces à retard pour avoir des déblais assez fins .

Schéma de tir : (voir figure)

L'explosif sera de la NC1 .

Le tir se fera par exploseur à 50 m du front .

Quantité d'explosif :

series 1	2.0,7 = 1,4	
" 2	2.0,7 = 1,4	
" 3	4.0,5 = 2	
" 4	4.0,5= 2	
12 cartouches		6,8 Kg

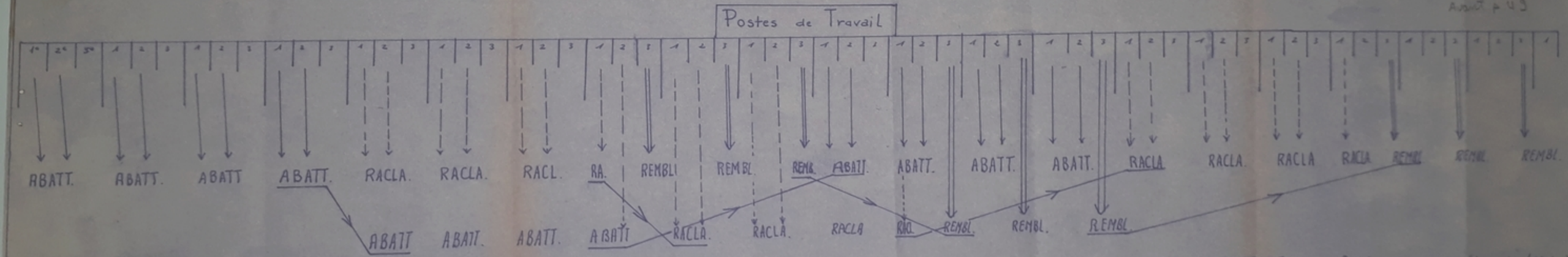
Ainsi conduit,le percement d'une cheminée peut être fait à une vitessde 1,50m/jour.

soit un rendement de: 0,25m/hp

consommation pratique d'explosif:

$$\frac{6,8}{1,5} = 4,53 \text{ kg/m d'avancement}$$

PL00371
Avant p 43



CYCLOGRAMME : NOMBRE DE CHAMBRES A EXPLOITER EN MÊME TEMPS

III.2 Creusement des galeries de roulage:

Ces galeries relieront 2à2 les cheminées et permettront ces dernières d'atteindre le panneau à exploiter et seront creusées au minerai.

Pour ces galeries nous pourrons admettre une section rectangulaire de 7metres carrés.

Longueur 2,8 m

Largeur 2,5 m

Nous estimons qu'elle est suffisante pour permettre une circulation aisée durantles travaux .

Le chantier d'avancement sera mené a 2 cycles/jour et le cycle d'avancement sera assuré durant un poste .

Chaque cycle comprendra : Foration et Tir
2mineurs+ 1aide
Chargement par Eimco
1 homme

Pour la foration des trous de mine,nous adopterons le schéma de tir inspiré du bouchon Canadien avec amorces à retards.

- Nature des roches : Schistes Sénoniens
- Section : 7 m²
- Longueur des trous : 1,70 m
- Diamètre des trous : 39 mm
- Explosif : N1C
- Cartouches ; 125 gr

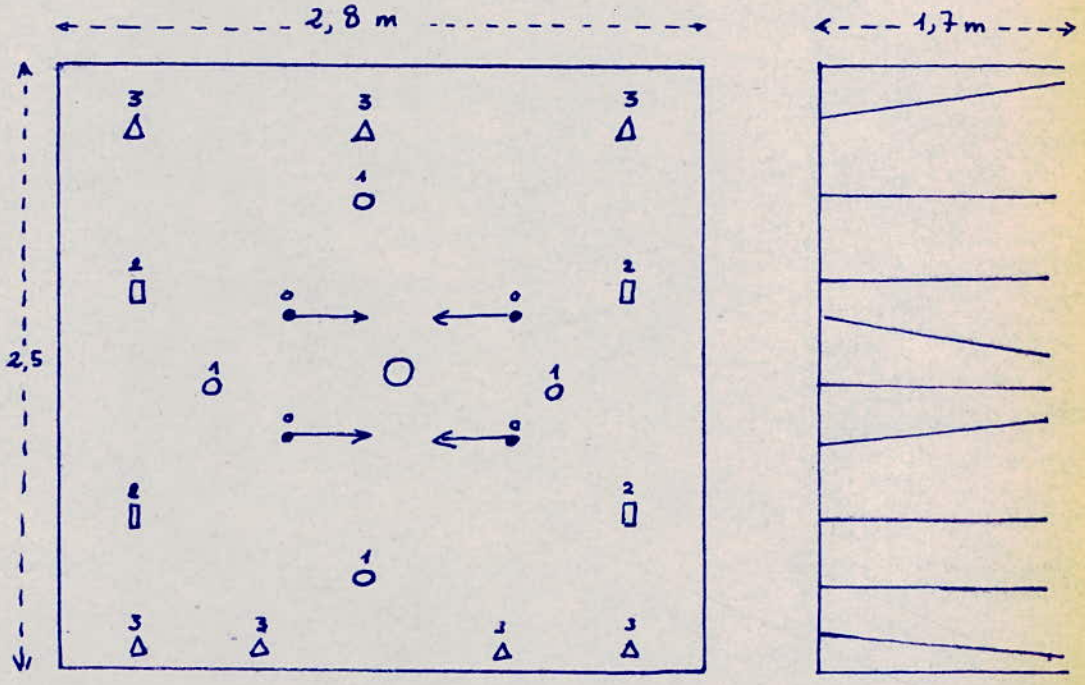
Ainsi mené le chantier pourra atteindre un avancement de 1,4 m par cycle en moyenne . Soit un rendement de : $\frac{1,40}{4}$ = 35 cm/hp

Consommation pratique d'explosif :

14,875/1,4 =10,62 kg/m d'avancement

Schema de Tir

Creusement Galeries de Roulage



N°	Retards	Symboles	Nbre Trous	Longueur/Trou	Nbre de cart/trous	Nbre total cartouches	Explosif
1	0	⊶	4	1,70 m	8	32	4,0 Kg
2	1	o	4	1,70 m	7	28	3,5 Kg
3	2	□	4	1,70 m	6	24	3,0 Kg
4	3	Δ	7	1,70 m	5	35	4,4 Kg
5	4	–	–	–	–	–	–
	Total	–	19	–	–	119	14,9 Kg

Planning de Creusement

Galeries de Roulage

1 cycle / Poste

N°s	Operations	1	2	3	4	5	6	
1	Preparation chantier	10'						
2	Preparation Foration	10'						
3	Foration		3H	- 00				
4	chargement et amorces				30'			
5	Aerage					30'		
6	Deblayage boisage						1H - 40'	

L'avancement est : 1,4m/poste soit un rendement de:

1,4/ 4=35,0cm /hp

L'avancement journalier serait de : 1,4.2 =2,8m/jour

consommation d'explosif : 14,9/1,4 = 9,99 kg/ metre

Creusement des cheminees pour le minerai et le personnel:

Le creusement sera analogue à celui des cheminées délimitant le panneau à exploiter .

IV.2 Temps moyen de préparation d'une chambre

IV.2.1 Creusement cheminée:

On a vu durant le découpage que la possibilitéd'un chantier à 2postes/jour donne 1,5 m d'avancement.

IV.2.2 Creusement de galeries de roulage:

Possibilité d'un chantier à 2 cyclesd'avancement par jour soit 2,8 m/j

Conclusion : Un chantier à 2 postes par jour suffira pour le creusement de ces ouvrages miniers .

La durée théorique de préparation d'un panneau serait de:

$$\frac{80}{1,5} + \frac{120}{2,8} = 97 \text{ jours}$$

Boisage des galeries

Calcul du soutennement :

Les pressions proviennent uniquement du toit.

D'aprés Protodiakonov il se forme une voute parabolique responsable des pressions existantes du toit de la galerie.

$$b = \frac{a}{f} .$$

a = la moitié de la largeur de la galerie

f = coefficient de Protodiakonov = 3.

Largeur de la galerie 2,5 m.

$$a = \frac{2,5}{3} = 0,83 \text{ m}$$

$$b = \frac{0,83}{2} = 0,415 \text{ m.}$$

Section de la voute parabolique

$$S = \frac{4}{3} ab$$

$$S = \frac{4}{3} . 0,83 . 0,415 = 0,46 \text{ m}^2$$

Poids par mètre de galerie : (γ = 3T/m³)

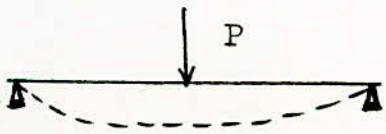
$$F = S . \gamma = 0,46 . 3 = 1,38 \text{ T/m}$$

Distance entre 2 cadres = 1 m.

F' = poids supporté par chaque cadre est de <u>1,38 T</u>

Calcul d'un chapeau :

Un chapeau travaille à la flexion



$$W = \frac{Mm}{Kf}$$

Kf = résistance à la flexion

Mm = couple maximum

$$W = \frac{\pi d^3}{32} = 0,1\ d^3.$$

$(\pi = 3,14)$

<u>Couple</u> : $Mm = \frac{F'a}{2} = \frac{1,38 \cdot 1,25}{2} = 0,862$

<u>Diamètre d'un chapeau</u> :

$$0,1\ d^3 = \frac{Mm}{Kf} \qquad d^3 = 10\ \frac{Mm}{Kf}$$

$$d^3 = 1\ 0\ \frac{0,862}{800}$$

(Kf = 80 bares = 800 T/m²)

$$d = \sqrt[3]{\frac{8,62}{800}} = d = \underline{21\ cm}$$

diamètre du montant = <u>27,25 cm</u>.

Nombre de cadre par galerie, compte tenu du fait que 2 cadres sont distants d'un mètre.

$$1 + \frac{60}{1} = \underline{60\ cadres}.$$

<u>61 cadres</u>

longueur d'un cadre 2,8 m;
un cadre comprend un chapeau de 2,5 m
et un montants de 2,8 m.
soit : (5,6 + 2,5) 61 = <u>49,41 m/galerie</u>

on a : 49,41 m de bois de mine/galèrie vu que l'avancement journalier est de 2,8 m. La consommation journalière en bois est de :

$$\frac{49,41}{2,8} = \underline{17,5\ m\ de\ bois/j}$$

IV. Travaux - Préparatoires :

A partir des travaux énumérésdans le chap. précédent et qui permettent l'accés au corps minéralisé, nous aurons à effectuer des travaux préparatoires de pénétration dans le panneau déjà délimité.

Dimensions d'un panneau

Longueur	60 m
Hauteur	40 m
Puissance	1,2 m

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

IV.1 Travaux-Préparatoires d'abattage:

Creusement de recoupes:

On mènera un chantier d'avancement à 2cycles identiques/jour chaque cycle comprendra:

Foration et tir : 2mineurs

Evacuation des déblais: 1mineur

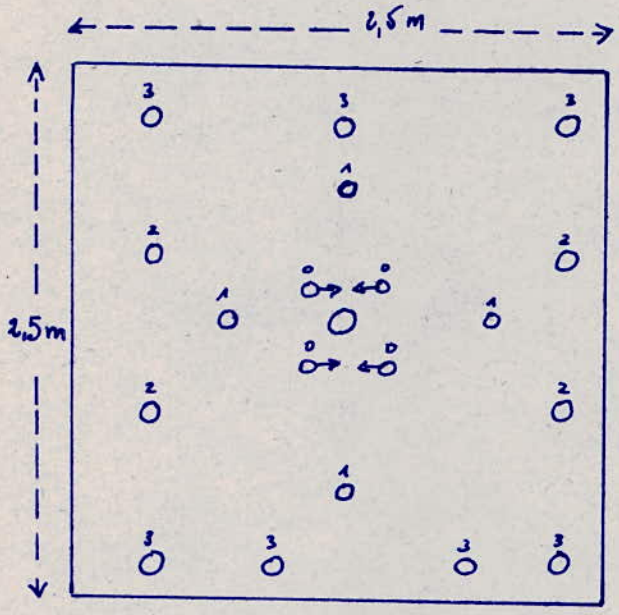
par Scraper

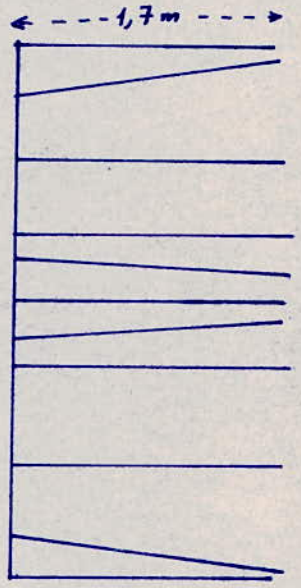
Le tir pourra se faire suivant le schéma de tir donné (voir fig.) Ilcomportera un bouchon convergent à4 trous et qui est un schéma classique de tir en terrain moyen .

Section	6,25m²
Longueur	1,70 m
Diamètre	39 mm
Explosif	N1C
Cartouches	125 gr

Schéma de Tir

Creusement de Recoupes





Retards	Nombre de Trous	Nbre de Cart./Trou	Nbre total de Cartouches	Poids d'expl.
0	4	8	32	4 Kg
1	4	7	28	3,5 Kg
2	4	6	24	3 Kg
3	7	5	35	4,4 Kg
total	19	–	119	14,9 Kg

Effectifs pour les travaux préparatoires

	Nbre de Chantiers	Nbre d'Ouvriers par chantier	Nbre d'Ouvriers par poste	Nbre de poste par jour	Nbre d'Ouvriers/j
Creusement Cheminées	1	3	3	2	6
Creusement galeries de roulage	1	4	4	2	8
Chef de Poste			1	2	2
Boutefeu			2	2	4
Entretien des galeries pose voies			4	2	8
Divers			2	2	4
Chef Poste principal			1	2	2
TOTAL			17	2	34

Bilan global des travaux-pratiques préparatoires

d'un panneau

	Nombre	Section (m²)	Longueur unitaire	Longueur total	Hommes Posfe	Rendements m/Hf
Cheminées	2	3	40	80	320	0,25
Galeries de roulage	2	7	60	120	343	0,35
Recoupe	1	6,25m²	56	56	113	0,375
				256	776	-

Tonnages extraits des travaux préparatoires

- minerai récupéré des galeries :

$2,2 \cdot 1,2 \cdot 60 \cdot 3 = 475,2$ T

Soit pour 2 galeries $475,2 \cdot 2 = \underline{950,4 \text{ T}}$

- minerai des cheminées :

$1,2 \cdot 1 \cdot 40 \cdot 3 = \underline{144}$

pour 2 cheminées parallèles :

$144 \cdot 2 = \underline{288 \text{ T}}$

Cheminée centrale : $3,6 \cdot 1,2 \cdot 3 \cdot 3 = \underline{39 \text{ T}}$

au total : 11 32 Tonnes

soit : $\frac{1132}{97} = \underline{11,7 \text{ t/j}}$

pour 3 chambres :

$11,7 \cdot 3 = \underline{35,1 \text{ t/j}}$

Etude des Travaux d'Exploitation

I - Introduction : Les travaux d'exploitation commencent à partir de la galerie de départ sur stôt. On amorce l'abattage à partir de la cheminée à remblai. L'abattage sera selectif compte tenu de la faible puissance des filons, on retiendra une ouverture égale à 1,20 m la tranche aura une hauteur de 2 mètres et le gradin sera incliné de 45 à 60°, les trous de foration seront horizontaux et auront une longueur de 2 m et un diamètre de 35 mm.

Avec une efficacité de tir de 0,9 l'avancement sera de 1,8 m.

1) Volume abattu par volée :

$$2 \times 1,2 \times 1,8 = 4,32 \text{ m}^3$$

La densité du minerai étant de 3 t/m³

2) Tonnage par volée :

$$4,32 \times 3 = 12,96 \text{ tonnes}$$

Le schéma de tir comprendra 1 0 trous de 2 m et 1 trou de 2,5 m pour le bouchon.

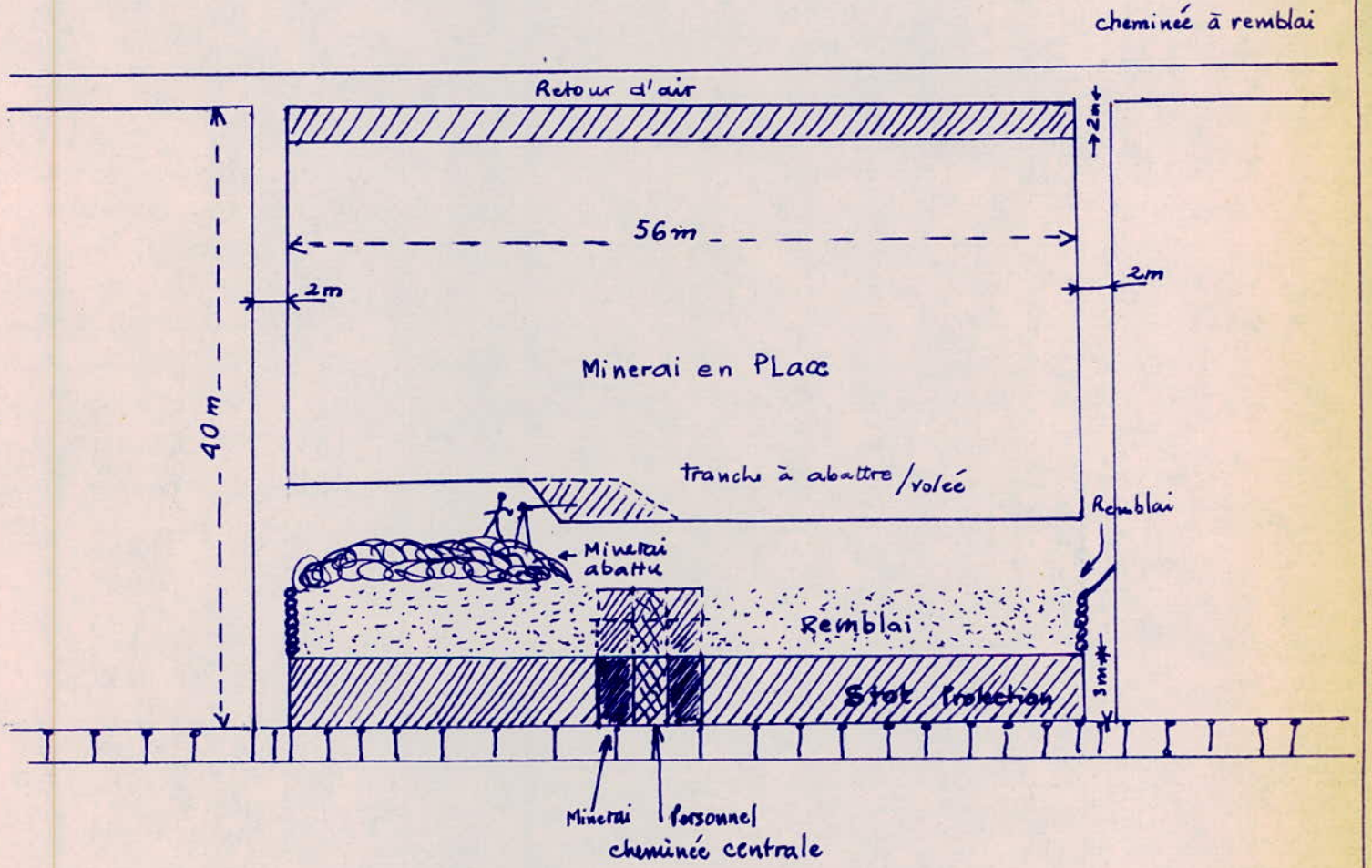
3) Longueur totale à forer :

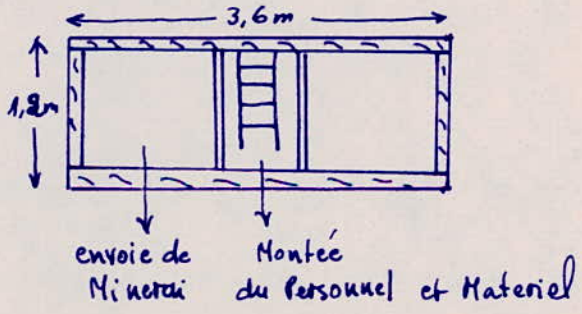
$$10 \times 2 + 2,5 = \underline{22,5 \text{ mètres}}.$$

.../...

Panneau à Exploiter

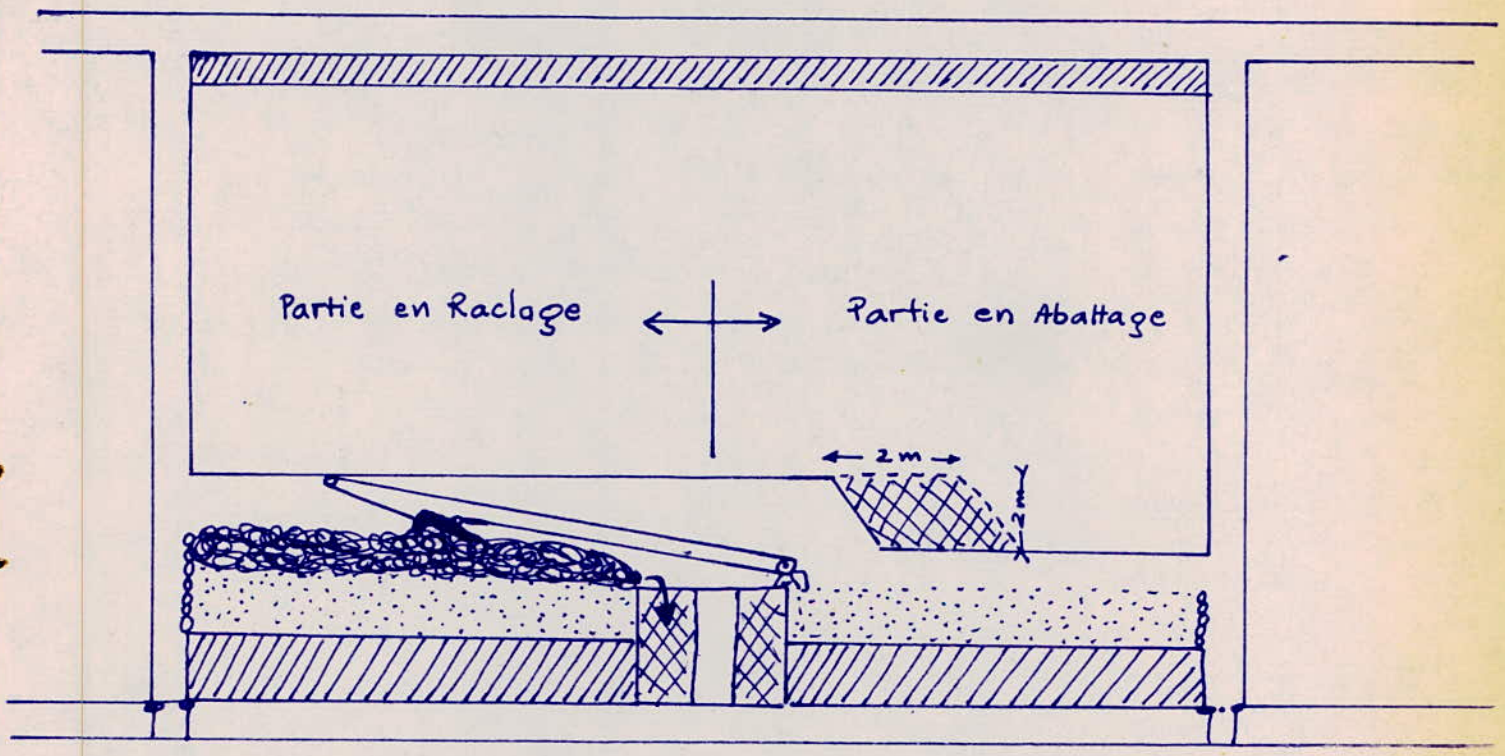
Caracteristiques



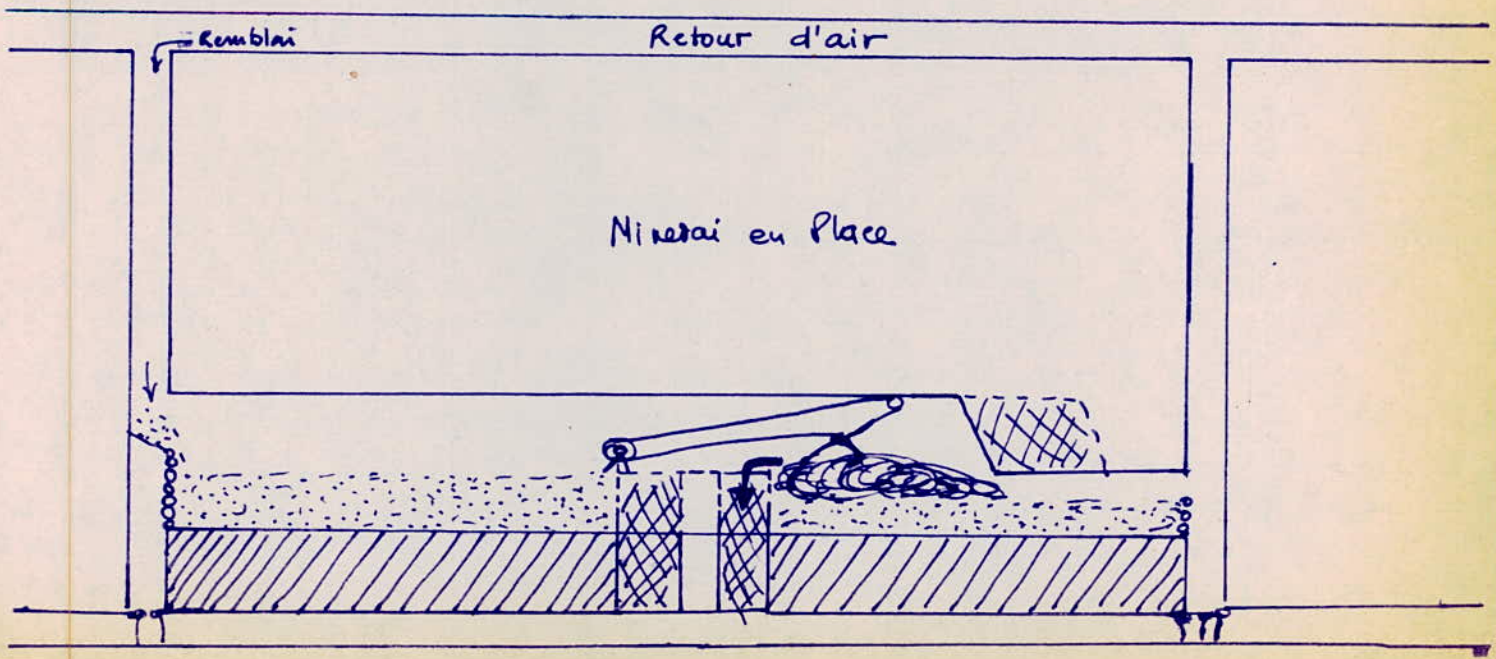


Execution des travaux dans une chambre en Exploitation

1ere Phase



2eme Phase



L'etat actuel des marteaux perforateurs permet une vitesse de foration égale à 20 cm/mn.

Temps de foration :

$$\frac{2250}{20} = 112,5 \text{ min.}$$

Si on compte 1,5 minutes pour le déplacement d'un marteau pour passer d'un trou à un autre on aura :

$$1,5 \times 11 = 16,5 \text{ min.}$$

d'où le total f oration : 112,5 + 16,5 = 129 min

Avec la répartition suivante :

Foration	:	129'
Bourrage	:	20'
Tir + attente	:	30'
		1 79 minutes

On voit qu'en un poste de 6 heures soit 360 minutes on pourra faire 2 volées,

4) Tonnage par poste :

$$12,96 \times 2 = 25,96 \text{ tonnes/poste}$$

.../...

.../...

Pour les barrières à remblai si on considère une hauteur de 2 m avec du bois de 20 cm de diamètre on aura :

$$(10 \times 1,2) 2 = 24 \text{ m.}$$

Dans le cas où la cheminée sert à deux chambres la consommation serait seulement de 1 2 m, d'où au total si on monte la cheminée de 2 m par tranche.

$$7 \times 10 + 12 = 82 \text{ m/tranche}$$

Soit 0,16 m/tonne

II - Détermination du nombre de chambres en exploitation :

II-1 - Volume d'une tranche :

$$2 \times 1,2 \times 56 = 134,4 \text{ m}^3$$

II-2 - Tonnage minerai correspondant :

$$134,4 \times 3 = 403,2 \text{ t/tranche}$$

ou 201,6 tonnes/par demi-tranche.

Etant donné que la production doit être de 150 t/j soit 75 t/poste on aura suivant les possibilités techniques le raclage au moins en deux demi-chambres en déblayage.

Soit : $\frac{75}{2} = 37,5$ t/poste/chambre.

.../...

Déterminons le temps d'abattage et celui de raclage d'une demi-tranche .

a) Abattage:

$$\frac{201,6}{25,96} = 7,8 \quad \text{soit } \underline{8 \text{ postes}}$$

b) Raclage :

$$\frac{252}{37,5} = 6,67 \quad \text{soit } \underline{7 \text{ postes}}$$

c) Remblayage :

Si l'on considère que le volume de vide crée doit être comblé à 150 tonnes de minerai correspondant à un volume de : (densité du minerai = 3 T/m³)

$$\frac{150}{3} = 50 m^3$$

Le volume d'une demi-tranche étant de : $\frac{201\ 6}{3} = 67,2\ m^3$

Le volume de remblai necessaire pour une tranche est de:

$$V = 134,4\ m^3$$

Il faut donc : $\frac{134,4}{50} = 2,68$ soit 3 postes pour remblayer le vide crée .

Conclusion /

ON déduit le graphique de succession des opérations et de cela on conclu que pour une production de 150t par jour et un tonnage de 51 tonnes/chambre/jour qu'il faudrait 3 chambres en exploitation .

Temps d'exploitation d'une chambre :

- tonnage a extraire d'une chambre compte tenu des pertes en stôts de protection :

$$3 \cdot 1,2 \cdot 52,4 \cdot 35 = \underline{6624\ t}$$

Vu qu'on extrait 51,8 tonnes/jour et par chambre

<u>temps d'exploitation</u> :

$$\frac{6624}{51,8} = \underline{127\ j}$$

soit <u>5 mois</u> (pour 25 j ouvrables/mois)

Le temps de préparation d'une chambre étant de : 97j donc pour qu'il n'yait pas de temps mort pour l'exploitation nous aurons également 3 chambres en préparation.

Les 3 chambres en préparation donneront 35,1 t/j de minerai

La laverie dispose de deux trémies de 80 tonnes de capacité et une de 100 tonnes,

Le minerai extrait des chambres et des travaux préparatoires serait égal à :

190 tonnes. Puisque la laverie traite uniquement 150 tonnes par jour 40 tonnes de minerai seront en réserve dans les trémies.

Etude du Déblayage du Minerai

Pour cette opération nous opterons pour le raclage.

1) Volume du minerai à évacuer :

$$\frac{150}{3} = 50 \text{ m}^3/\text{jour}$$

Si on prend le temps de raclage égal à 5 heures le débit horaire serait de :

$$Q = \frac{50}{5} = \underline{10 \text{ m}^3/\text{h}}$$

2) Calcul de la machine de raclage :

Le débit d'un treuil de raclage est donné par la formule suivante :

$$Q = \frac{K.\ C.\ V.\ 3600}{2\ L} \quad (\text{ avec } K = 0,6 \ )$$

c = capacité du godet

v = vitesse de raclage en m/s

L = distance de raclage.

Nous prenons une vitesse de raclage égale à 1,4 m/s on aura la capacité du godet.

$$C = \frac{Q\ .\ 2\ L}{K.V.3600} = \frac{10\ .\ 2\ .\ 28}{0,6.1,4.3600} = \underline{0,11 \text{ m}^3}$$

2.a - Charge utile du godet :

0,11 . 3 = 0,33 tonnes

soit : 330 kg

.../...

- On prendra un godet de poids à vide 300 kg pour palier aux encombrements.

2.b - <u>Puissance du treuil de raclage</u> :

$$Nt = \frac{(Pv + Pu)fV}{75 \cdot 0,75}$$

Pv = poids à vide
Pu = poids utile
f = coeff de frottement (= 1)
V = en m/s

$$Nt = \frac{(300 + 330)\ 1,4.1}{75 \cdot 0,75} = 16 \text{ ch}$$

avec 50% de réserve de puissance on aura <u>24 CV</u> soit <u>18 kW</u>

- Pour ce treuil on a retenu le MHG 41 H Atlas-Copco dont les principales caractéristiques sont :

Type	capacit. pression de 6kg/m²	vitesse à pleine charge	Diamèt. du câble	Longu. du câble	Poids net	Consommat. d'air à puiss. max.
MHG 41 H A.Copco	300kg	1,5 m/s	6 mm	600 m	120kg	5,2m³/mn

De plus ce treuil permettra :

- au début de poste la montée de matériel
- au 3° poste le remblayage.

-Etude du Remblayage

Ne disposant pas de remblais naturels,il conviendrait de s'orienter vers une methode autonome consistant à tirer le remblai des épontes pour combler le vide crée par l'exploitation .

Nous avons retenu le remblai tiré par le foisonnement du stérile des épontes et par le triage . DE plus disposant d'un scraper pour le raclage ,on pourrait utiliser cette même machine pour étendre le remblai dans le chantier.

L'epaisseur de stérile à tirer dans les épontes dépend evidemment de l'epaisseur de la veine minéralisée,la puissance du filon étant comprise entre 0,7 et 1,2 m ce qui nous permet de prendre une largeur de stérile entre 1 et 1,5m.

Le filon étant mince il n'est pas necessaire d'approvisionner les stériles de l'exterieur du chantier.

Cette methode nous permet d'éviter le salissage du minerai en obtenant du stérile assez fin et des blocs plus grands de minerai.

Cette opération necessite :

1perforeur et 1 manoeuvre

Le volume necessaire pour combler le vide est de:

$$52,6 \cdot 2,7 \cdot 2 = 210 \text{ m}^3$$

Les roches sont peudures. (Schistes)

La performance d'un marteau est de 20 cm/mn

si on fore 10 trous de mines on a le temps de foration

- longueur totale à forer :

$$10 \cdot 1,8 = 18\text{m} \quad \text{ou } 1800 \text{ cm}$$

$$t_f = \frac{1800}{20} = 90 \text{ mn} \quad \text{soit } 1\text{h } 30\text{mn}$$

et s'il faut 1 mn pour passer d'un trou à un autre on aura :

$$90 + 10 = 100\text{mn}$$

Foration:	100 mn
Chargement:	30 mn
Tir+ Aérage/	30 mn
	160 mn

DONC en 1poste on peut abattre 2 volées .

Volume abattu par volée /

- section à abattre: $1,5 \cdot 2 = 3$ m²

- les trous de mines auront une longueur de 2 m et un diamètre de 39 mm. Si l'efficacité du tir est de 0,9 , l'avancement sera de : $2 \cdot 0,9 = 1,8$ m

Le coefficient de foisonnement est de: 1,4

Volume abattu/volée:

$$1,8 \cdot 1,5 \cdot 2 \cdot 1,4 = 7,56 \text{ m}^3$$

volume abattu /poste :

$$7,56 \cdot 2 = 15,12 \text{ m}^3$$

L'avancement au front stérile se fera parallelement à celui au minerai ; donc le stérile abattu/jour est de :

$$1\ 5,12 \cdot 2 = 30,24 \text{ m}^3$$

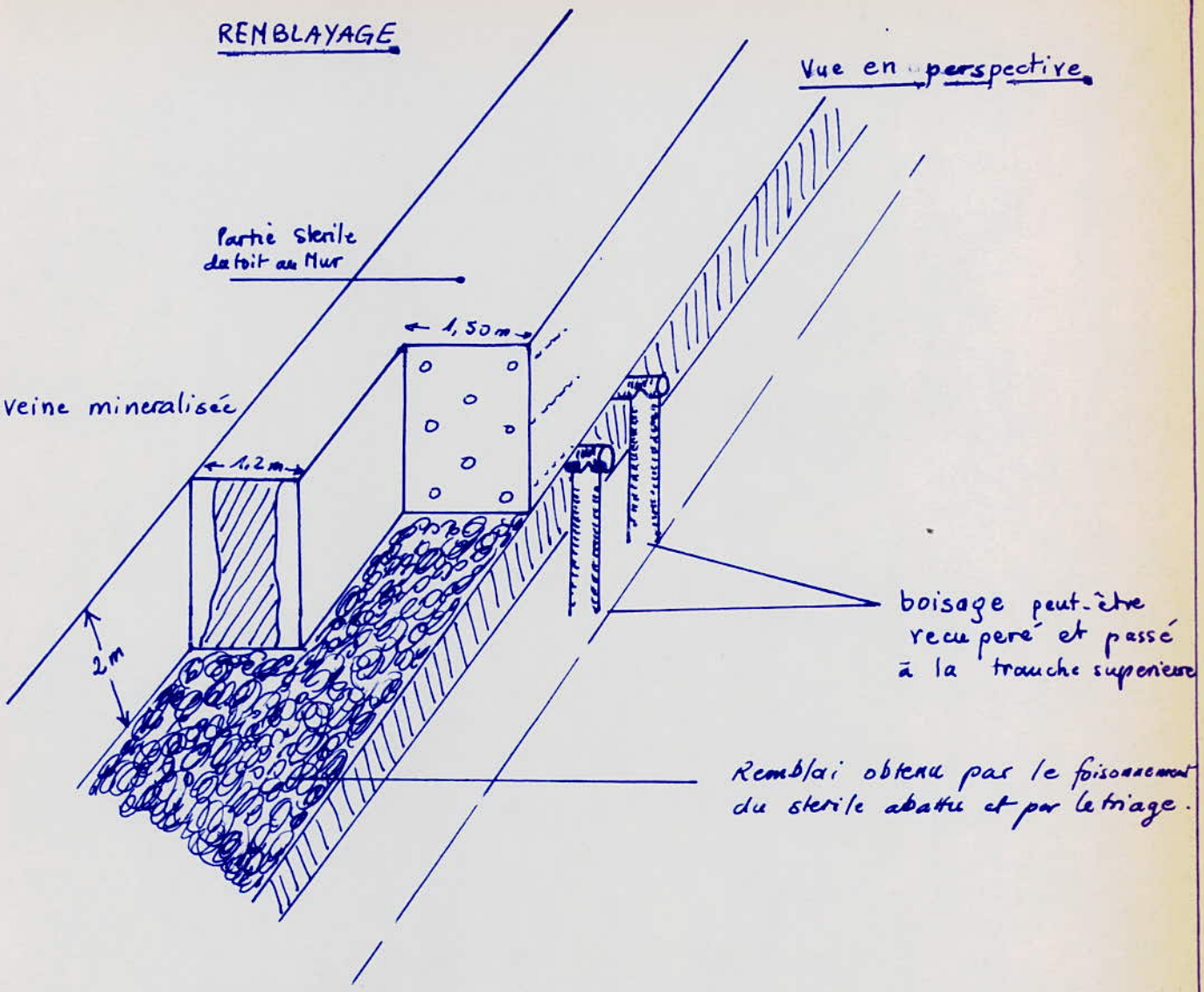
Le volume de remblai necessaire étant de : 210 m³ donc

$$\frac{210}{30,24} = 7 \text{ postes}$$

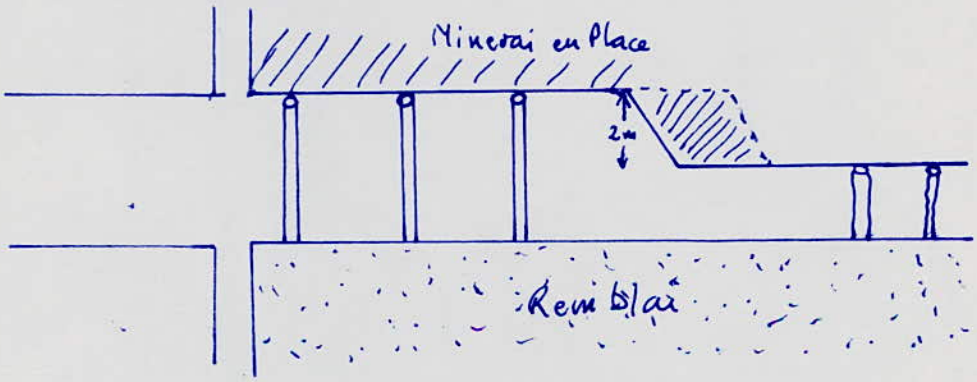
Le volume necessaire pour combler tout le vide sera obtenu en 7 postes d'abattage .

REMBLAYAGE

Vue en perspective



Vue en coupe :



Consommation d'explosif :

On prendra des cartouches de 20 cm et pesant chacune 100 gr . La longueur à charger étant de : 1 m/trou .
La longueurde bourrage étant de 0,8 m .

10 trous chargés (0,5kg/trou) soit 5 kg/volée soit par m³ :

$$\frac{5}{7,56} = 0,7 \text{ kg/m}^3$$

Consommation de détonateurs :

0,7 Dét/m³

Consommation d'energie /

Le temps de foration est de: 100 mn soit 1h 40 mn /volée donc 3h 20 mn /poste ou 6h 4o mn/jour
UN marteau consomme: 4m³/mn
La puissance necessaire pour la compression d'un m³ d'air est de

$$N = \frac{1,945 \cdot 0,66 \cdot 10^4}{0,75 \cdot 1000} = 15 \text{ Kw}$$

La consommation journalière est de :

$$15 \cdot 6,6 = 99 \text{ Kwh/j}$$

Consommation en bois:

Quand l'abattage se fait sur une demi-tranche on doit soutenir l'autre moitié pour palier aux risques d'effondrement en cours d'abattage .

ON prendra des cadres en bois de 2m .
nombre de cadres sur la demi-tranche:

$$\frac{20}{d} = \frac{20}{1} = 20 \text{ cadres}$$

d étant la distance entre deux cadres .

Le perimètre d'un cadre est de 6,7 m

d'où la consommation/chambre : 20 . 6,7 = 134 m/ch/½tranche.

Extraction

Pour nos calculs , l'extraction sera faite à la profondeur maximale du puits, soit entre les niveaux 450 et 260.
La hauteur serait de : 190 m.

Le puits d'Aïn-Touta comporte actuellement un Skip de capacité 730 l et une cage à 2 étages pour la descente et la montée du personnel uniquement.

1°/ Rendement horaire du Skip :

$Rp = n\ Q$ (t/h)

$Pj = Rp\ Teff$ (tj)

Pj = production jouranlière
Teff = temps effectif
Q = tonnage

La production journalière serait de 150 tonnes.
Si on admet un coefficient d'irrégularité de l'extraction égal à 1,25 et une durée de l'extraction égale à 10 heures le rendement horaire sera de :

$$Rp = 1,25 \cdot \frac{150}{10} = 19 \text{ t/h.}$$

2°/ nombre de cycles/heure

$$n_h = \frac{Rp}{Q\ Skip} = \frac{19}{2;08} = \underline{7 \text{ cycles/heure}}.$$

Temps d'un cycle :

$V_m = 0,8\sqrt{H} = 0,8\ \sqrt{190} = 4$ m/s

$a = d = 1$ m/s^2

$$tc = \frac{H}{Vr} + \frac{Vr}{a} + \frac{Vr}{d} + to = \frac{190}{4} + \frac{2.4}{1} + 20 = \underline{76 \text{ secondes}}$$

H = profondeur d'extraction

Vr = vitesse de régime

a = d = accélération et décélération

to = temps de manoeuvre.

Pour que le puits Ain Touta puisse réaliser ce temps de cycle à l'avenir, il faudra changer le câble d'extraction qui pose des problèmes actuellement et engendre des accidents à cause de son usure.

3°/ Calcul du câble d'extraction :

3.1 - Résistance :

$R = \alpha p$ on prendra un câble ordinaire

avec Kr = 1 80 kg/mm²

α = 16.000

3.2 - Poids métrique :

Charge utile du Skip : 0,730 . 2,85 = 2,08 t

$$K \geq \frac{R}{Q + q + p H}$$

avec Q : charge utile du Skip

q : poids du skip

H : profondeur d'extraction

K : coefficient de sécurité (= 7)

$Q = 2q$

$$p \leqslant \frac{K (Q + q)}{\alpha - K H}$$

$$p \leqslant \frac{7 (4,16 + 2,08)}{16000 - 7 . 190}$$

$$p \leqslant 5 \text{ kg/m}$$

Résistance à la rupture :

$$R = \alpha p = 16000 \cdot 5 = 80.000 \text{ kg ou } 80 \text{ tonnes}$$

3.3 - Diamètre du câble :

Section théorique :

$$St = \frac{1}{K} \cdot \frac{P}{\gamma}$$

γ = poids spécifique du câble, il sera en acier = 7,85

K = coefficient de sécurité = 10

$$St = \frac{1}{10} \cdot \frac{5}{8,85} = 0,063 \text{ dm}^2$$

soit : 6,3 cm² .

diamètre du câble :

$$D_p = 1,3\ D_t = 1,3 \sqrt{\frac{S_t \cdot 4}{\pi}}$$

D_p = diamètre pratique

D_t = diamètre théorique

S_t = section théorique

$$D_p = 1,3 \sqrt{\frac{6,3 \cdot 4}{3,14}} = 3,7 \text{ cm.}$$

La longueur totale du câble répondant aux besoins est de 500 m.

Etude du Transport Souterrain

Dans l'étude du transport, nous distinguons 2 cas.

1°/ Transport du minerai du niveau 260, le minerai des niveaux 300 et 340 arrivent à ce premier par les cheminées et sera évacué par treuil de traction au puits d'extraction.

2°/ Le transport principal de la recette fond au jour par le travers- banc Aïn Touta.

A - Etude du transport au niveau 260 :

Le transport a lieu entre la cheminée centrale d'une chambre et le puits d'extraction. Vu la faible distance (dans le cas le plus défavorable elle est de 400 m) nous avons opté pour la traction par treuil placé prés du puits.

On aura à évacuer le produit de 3 chambres soit un tonnage :

$$3 \cdot 25,9 = 77,7 \text{ t/poste.}$$

Si la durée effective du transport est égaleà 5 heures/poste le rendement horaire serait de :

$$\frac{77,7}{5} = \underline{15,54 \text{ t/h}}$$

pour la suite des opérations nous prenons les wagons existants à la mine. Ils ont une charge utile de 1 tonne.

Soit : $\frac{15,54}{1} = 15,54$

Soit : 16 Wagons/heure.

Si on opte pour une vitesse de traction de 1,25 m/s la distance à parcourir étant de 400 m en moyenne.

Le temps de parcours serait de :

(aller-retour) $\frac{400}{1,25} \cdot 2 = 640$ secondes soit 10 minutes.

Durée d'un cycle :

Le temps de manoeuvre considéré dans le cas le plus défavorable égal à 5 minutes d'où :

$5 + 10 =$ 15 minutes

Nombre de cycles :

$\frac{3600}{15.60} = 4$ cycles/heures.

On aura un train formé de 4 Wagons.

Puissance du treuil :

$$N_t = \frac{Ft.V}{0,75.75}$$

Ft = Force de traction

V = Vitesse de traction.

$$Ft = (\sin\alpha + \frac{T}{1000})\ (\ [\ P + P_o)n + (\sin\alpha + f\cos\alpha)\ L\ q_c)$$

avec P = charge utile d'un wagon . (1 T)

Pu = poids de la berline vide. (0,5 T)

α = o q_c = 1,5 kg/m poids métrique du câble

T = 10 $P+P_o$ = 1,5 tonnes

fc = coeff. de frott. = 0,5

L = longueur de parcours = 400 m.

$$Ft = \frac{10}{1000} \cdot 1500 \cdot 5 + 0,5 \times 400 \cdot 1,5$$

$$\underline{Ft = 3080 \text{ kg}}$$

<u>Puissance</u> :

$$\frac{3080 \cdot 1,25}{75 \cdot 0,75} = \underline{6 \text{ CV}}$$

soit : <u>4,42 Kw</u>

<u>Nombre de berlines nécessaires</u> :

Chargement de 4 wagons :	2 minutes
déchargement de 4 wagons :	2 minutes
temps de manoeuvre :	5 minutes
temps de parcours :	<u>10 minutes</u>
	19 minutes

Donc un convoi fait : $\frac{60}{19}$ = <u>3 voyages</u>

Soit $3 \cdot 4 = 12$ wagons/heure

- On aura à évacuer le produit de 3 chambres :

soit : 77,7 t/poste. La charge utile d'un wagon étant de 1 T donc on aura $\frac{77,7}{1} = 77,7$ wagons en 5 heures (soit 78 W/h)

d'où $\frac{78,0}{5} = 16$ wagons par heure.

On déduit qu'un train peut être chargé 5 fois par heure soit 25 fois en 5 heures, au total on aura 125 wagons/5 heures. donc il faut un 2° train.

Soit au minimum 4 Wagons

On ajoute 1 train au point de chargement
1 train au point de déchargement
soit au total : 12 wagons

2°/ Transport Principal :

Pour la détermination du matériel roulant nous prenons le cas d'étude d'un cycle complet du puits d'extraction à la station de téléphérique. Distance de roulage = 300 m.

Temps d'un cycle :

a - Temps théorique :

$$t'_L = \frac{L}{60} \left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_v}\right) + t_d + tch$$

L = distance de roulage
V_p = vitesse à plein
V_v = vitesse à vide
t_d = temps de manoeuvre au point de déchargement/
tch = temps de manoeuvre au point de chargement.

En tenant compte qu'il faut 1 minute pour charger et décharger un wagon, et avec un convoi composé de 10 berlines on aura :

$$t'_L = \frac{300}{60}\left(\frac{1}{2,22} + \frac{1}{2,78}\right) + 10 + 10 = 24 \text{ minutes.}$$

b - <u>temps réel</u> :

$$t_L = \frac{t'_L}{0,85} = 28 \text{ minutes.}$$

En tenant compte que la durée de transport est de 5 heures le nombre de cycle sera :

$$\frac{300}{28} = \underline{10 \text{ cycles/poste}}$$

<u>Limitation du nombre de berlines</u> :

1°/ <u>cas du train vide en montant</u> :

$$N_V \leqslant = \frac{1000.\ f.\ PL - P_L\ (T + a + i + c)}{P_o(T + i + a + c)}$$

f	=	coefficient de frottement	0,15
P_L	=	poids de la locotracteur	5 t
T	=	coefficient de traction	4 t
a	=	accélération	
i	=	pente	4‰
c	=	influence des courbes	4
P_o	=	poids d'une berline vide	0,5 t

$$a = \frac{V^2}{2L} = \frac{(2,22)^2}{2\ .\ 300} = 1,25 \text{ cm/s}^2$$

$$N_V \leqslant \frac{1000\ .\ 0,15 - 5\ (4 + 1,25 + 4 + 4)}{0,5\ (4 + 4 + 1,25 + 4)}$$

$$N_V \leqslant \underline{14 \text{ wagons}}.$$

Etude de l'Exhaure

L'exhaure actuel pose un problème uniquement pour la station de pompage du N 260. Pour notre étude nous allons prévoir un matériel capable d'évacuer les venues d'eau concentrées dans l'albraque du N 260 ayant une capacité de 300 m³.

I - Hypothèses de calcul d'exhaure :

Pour diminuer les frais de consommation d'énergie le pompage aura lieu au 3° poste et aux interpostes soit pour une durée de 11 heures/jour.

- Les venues d'eau sont de 5,4 l/s soit 20,74 m³/h.
- L'albracque doit avoir une capacité supérieure à 1 3 h de venues d'eau.

I.1 - Venues d'eau pour 13 heures :

$$20,74 \cdot 13 = 269,6 \text{ m}^3$$

La capacité de l'albracque est supérieure à ces venues d'eau,donc nous voyons bien que nous sommes dans les limites fixées.

I.2 - Venues d'eau journalières :

$$20,74 \cdot 24 = 498 \text{ m}^3/\text{jour.}$$

- Le pompage en 11 heures donne un débit de :

$$\frac{498}{11} = \underline{45 \text{ m}^3/\text{heure}}.$$

Pour,la suite de nos calculs on choisira une pompe de 50 m³/heure pour avoir une marge de sécurité lors des grandes venues d'eau.

II - Puissance du moteur :

L'eau aspirée de l'albracque sera évacuée par les conduites le long du puits et par la suite par le travers-banc Aîn-touta. La hauteur du puits étant égale à 190 m.

- diamètre de refoulement : 100 mm
- vitesse de refoulement : 1,75 m/s

II.1 - Vitesse d'aspiration :

$$V_a = \frac{4\,Q}{3600\,\pi\,d^2}$$

d = diamètre d'aspiration

Q = débit horaire de la pompe

$$V_a = \frac{4 \cdot 50}{3600 \cdot 3,14 \cdot (0,125)^2} = 1,135 \text{ m/s.}$$

II.2 - Pertes de charges dans les conduites :

II.2.1 - Conduite de refoulement :

$$\psi_r = \left(\varphi_1 + \varphi_2 + n\,\varphi_3 + n'\varphi_4 + \varphi_5\right)\frac{V^2}{2g}$$

$\varphi_1 = 1$

$\varphi_3 = 0,3$ $\quad \varphi_5 = 0,25$

$\varphi_4 = 0,5$

$\lambda = 0,03$

$L_v =$ Longeur

$d_r =$ diamètre

$$\psi_r = \left(1 + 0,03\,\frac{190}{0,100} + 3 \cdot 0,3 + 2 \cdot 0,5 + 0,25\right)\frac{1,75^2}{2 \cdot 9,81}$$

$$\underline{\psi_r = 9 \text{ m}}$$

II.2.2 - conduite d'aspiration :

$$\psi_a = \left(1 + 0,03\,\frac{5}{0,125} + 0,3\right)\frac{1,135^2}{2 \cdot 9,81} =$$

$$\underline{\psi_a = 0,18 \text{ m}}$$

II.3 - Hauteur manométrique :

$$H_m = 190 + 9 + 0,18 + 5 + 1 = 206 \text{ m}$$

$$\underline{H_m = 206 \text{ m}}$$

II.4 - Puissance de la pompe :

$$N = \frac{Q \; H_m}{3600.102\,\eta}$$

$$N = \frac{50.206.1000}{3600.0,85.102} = \underline{34 \text{ KW}}$$

II.5 - Puissance du moteur :

$$34.1,2 = \underline{40,8 \text{ KW}}$$

III. - Consommation d'énergie :

Pour 11 heures de marche on a :

$$\frac{40,8 \; . \; 11}{0,9. \; 0,95} = \underline{528 \text{ KWh}}$$

Etude de l'Aérage

Nos calculs ont été fait à partir des formules usuelles suivantes :

Formules usuelles :

- Résistance unitaire :

$$r_s = \alpha \frac{B}{S^3}$$

B = périmètre de l'ouvrage
L = longueur
S = section
α = coefficient dépendant du soutenement.

- Résistance spécifique :

$$R_s = \alpha \frac{B}{S^3} L$$

- Poids spécifique de l'air :

$$\omega = \frac{0,462\ P}{273 + t_s}$$

P = pression en mm Hg
t_s = température sèche

- Pression en un point donné :

  - en profondeur $P_2 = P_1 + \frac{\omega_1\, dz}{13,6}$
  - en remontant $P'_2 = P'_1 - \frac{\omega'_1 dz}{13,6}$

- Résistance naturelle $R_n = \frac{\omega_0}{\omega} R_s$

avec $\omega_0 = 1,226$ kg/m²

ω_0 Poids spécifique de l'air dans les conditions normales

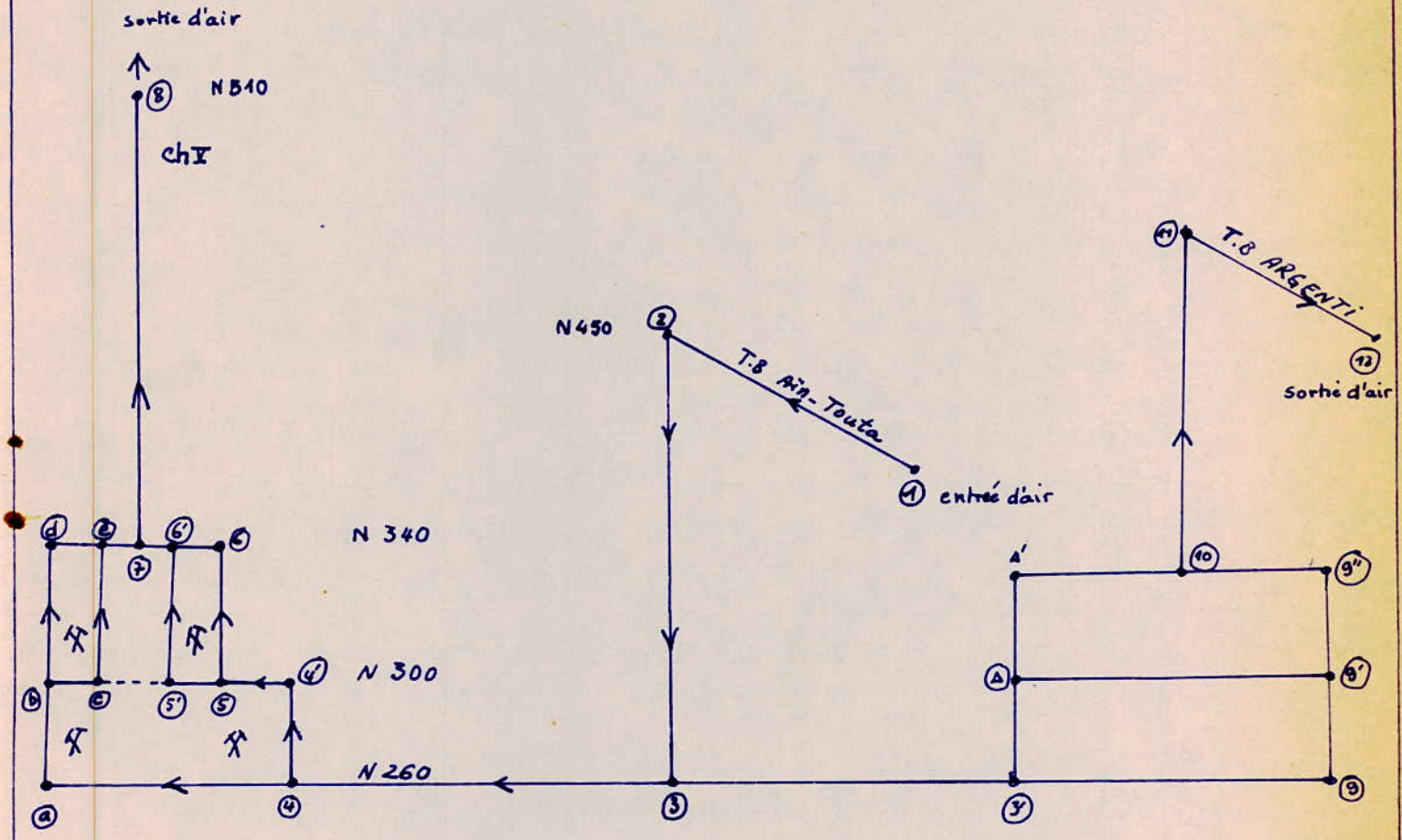
- Pertes de charges :

$$\sum_1^n \Delta X = \sum_1^n R_n\, Q_n^2$$

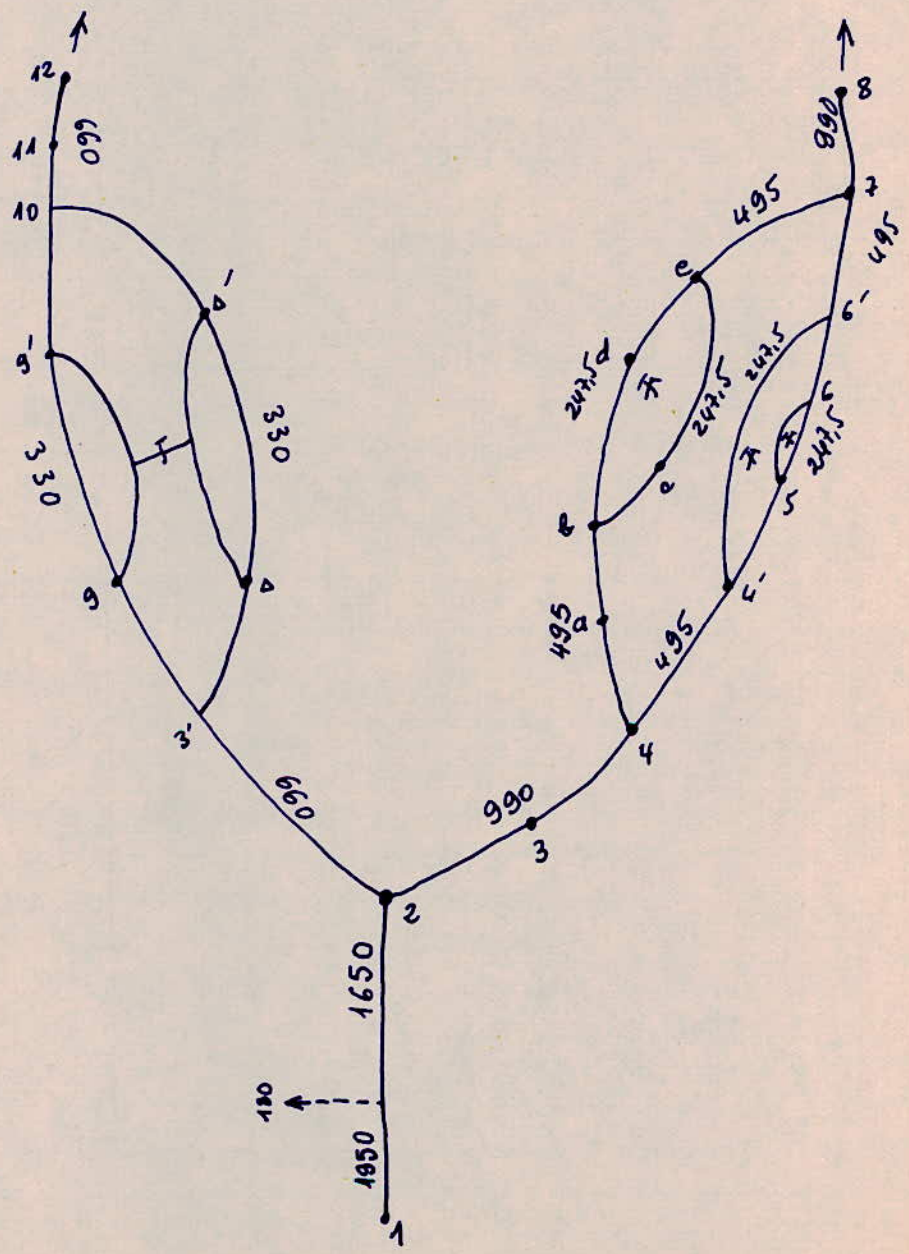
- débit $Q = S \cdot V$

Aerage

Schéma géometrique



Repartition de l'air



Branches	α 10^{-3}	B (m)	S (m^2)	S^3	τ_s M/100	L (m)	R_s (M)	ωm (Kg/m^2)	R_n (M)	Q_v (m^3/s)	Q_n (m^3/s)	Q_n^2	$R_n Q^2$
1 - 2	1,5	10,28	6,5	273	0,054	260	14,5	1,092	16,24	27,5	24,2	585,6	9,5
2 - 3	2,25	8,91	6,5	273	0,073	190	13,87	1,097	15,4	16,5	15,4	237,16	3,56
3 - 4	1,5	9,4	5,5	166,37	0,084	115	9,66	1,10	10,62	16,5	15,4	237,16	2,48
4 - 4'	0,7	7	3	27	0,18	40	7,20	1,096	7,99	8,2	7,21	52,98	0,32
4' - 5	1,5	10,6	7	343	0,046	60	2,76	1,093	3,09	4,12	3,62	13,1	0,04
5 - 6	0,7	9,4	3	27	0,23	40	9,20	1,091	10,30	4,12	3,62	13,1	0,13
6 - 6'	1,5	10,6	7	343	0,046	60	2,76	1,092	3,09	4,12	3,62	13,1	0,040
4' - 5'	1,5	10,6	7	343	0,046	120	5,52	1,10	5,74	4,12	3,62	13,1	0,685
5' - 6'	0,7	7	3	27	0,18	40	7,20	1,110	7,99	4,12	3,62	13,1	0,105
6' - 7	1,5	10,6	7	343	0,046	80	3,68	1,112	4,08	8,2	7,21	52,98	0,46
4 - a	1,5	10,6	7	343	0,046	140	6,44	1,087	7,21	8,2	7,21	52,98	0,38
a - b	0,7	9,4	3	27	0,23	40	9,20	1,089	10,30	8,2	7,21	52,98	0,545
b - c	1,5	10,6	7	343	0,046	60	2,76	1,090	3,08	4,12	3,62	13,1	0,041
c - e	0,7	7	3	27	0,18	60	10,80	1,096	12,09	4,12	3,62	13,1	0,158
b - d	0,7	7	3	27	0,18	40	7,20	1,094	7,97	4,12	3,62	13,1	0,145
d - e	1,5	10,6	7	343	0,046	60	2,76	1,092	3,09	4,12	3,62	13,1	0,042
e - 7	1,5	10,6	7	343	0,046	80	3,68	1,094	4,12	8,2	7,21	52,98	0,49

7 - 8	0,7	7	3	27	0,18	170	30,60	1,081	34,57	16,5	15,4	237,16	8,2
2 - 3'	1,5	9,4	5,5	166,37	0,084	50	4,2	1,093	4,7	11	9,68	93,7	0,440
3' - Δ	0,7	5,74	2	8	0,512	40	20,48	1,09	22,93	5,5	4,84	23,32	0,541
Δ - Δ'	0,7	5,74	2	8	0,512	40	20,48	1,087	23,14	5,5	4,84	23,32	0,55
Δ' - 10	1,5	9,4	5,5	166,3	0,084	60	5,04	1,092	5,64	5,5	4,84	23,32	0,135
3' - 9	1,5	9,4	5,5	166,37	0,084	90	7,56	1,095	8,46	5,5	4,84	23,32	0,199
9 - 9'	0,7	5,74	2	8	0,512	40	20,48	1,09	22,93	5,5	4,84	23,32	0,541
9' - 9"	0,7	5,74	2	8	0,512	40	20,48	1,087	23,14	5,5	4,84	23,32	0,55
9" - 10	1,5	9,4	5,5	166,37	0,084	30	2,52	1,091	2,82	5,5	4,84	23,32	0,065
10 - 11	0,7	5,74	2	8	0,512	150	76,8	1,083	86,78	11	9,68	93,7	8,12
11 - 12	1,5	9,4	5,5	166,37	0,084	100	8,4	1,084	9,49	11	9,68	93,7	0,89

I - <u>Détermination des besoins en air</u> :

Si l'on considère que le personnel au poste le plus chargé sera de 100 personnes et si les besoins sont de :

3 m³/Min/ouvrier on aura :

100 . 3 = 300 m³/minute.

De plus les besoins pour la dilution des gaz de la locotracteur sont de 3 m³/min/cv. La loco a une puissance de 10 cv.

10 . 3 = 30 m³/minute.

Soit au total 300 + 30 = 330 m³/minute, si on prend 50% de réserve les besoins seront de : 495 m³/minute.

- La vitesse de circulation devient presque nulle au chantier.
- On prendra une vitesse moyenne de l'air dans le travers-banc égal à 5 m/s.
- La section du travers-banc est de 6,5 m².

Le débit sera :

Q = S.V = 5.6,5 = <u>32,5 m³/s</u>

soit : <u>1950 m³/min</u>

Pour la répartition de l'air on prendra 40 % du débit pour les anciens travaux [illegible]

[illegible]

- La salle des treuils nécessite :

Q_1 = 3 m³/s soit 180 m³/min

- Pertes dans le travers-banc

Q_2 = 2 m³/s soit 120 m³/min

Il restera donc pour les chantiers :

$$1950 - 300 = \underline{1650\ m^3/min}$$

Etant donné que 3 chambres seront en exploitation, la répartition serait de : $\frac{1650}{3} = \underline{550\ m^3/min}$

soit : 9 m³/seconde.

<u>La vitesse dans ce cas serait de</u> :

$$V = \frac{Q}{S} = \frac{9}{7} = \underline{1,28\ m/s}$$

<u>vitesse acceptable</u>

<u>Calcul des pertes de charges</u>:

- <u>Dans la 1ere Branche:</u>

$$\sum \Delta X = R_n Q_n^2 = 18,4\ kg/m^2$$

La puissance du ventilateur serait de:

$$\underline{N} = \frac{Q.H}{75.0,75} = \frac{18,4.\ 16,5}{75.\ 0,75} = \underline{5,3\ Cv}$$

ou <u>3,97 Kw</u>

- <u>Dans la 2ème Branche:</u>

$$\sum \Delta X = \sum R_n Q_n^2 = 33,06\ kg/m^2$$

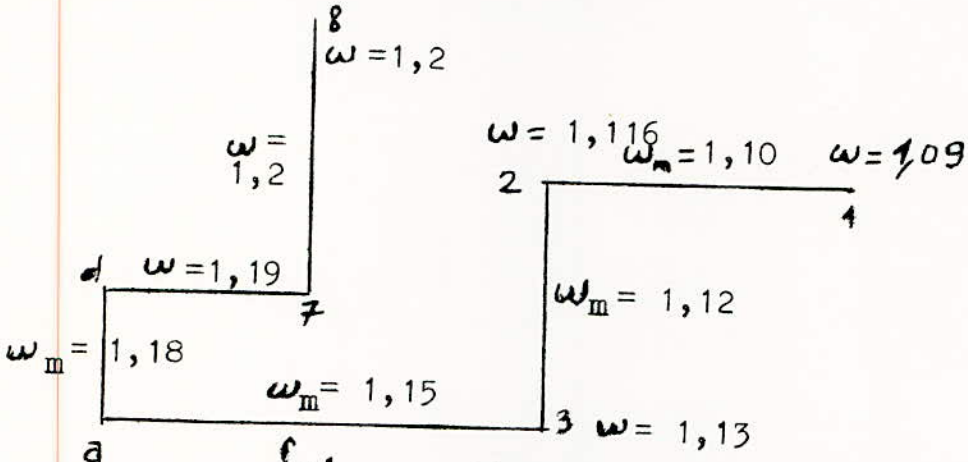
La puissance du ventilateur serait de:

$$N = \frac{Q.H}{75.0,75} = \frac{33,06.\ 11}{75.\ 0,75} = \underline{6,2\ Cv}$$

ou <u>4,65 Kw</u>

Determination des Forces Aéromotrices Naturelles

1°/ Flanc sud cas Eté:



$\int \omega_{18} dz = \omega_{18} (Z_8 - Z_1) = 1,14 . 60 = 68,4$ kg/m²

$\int \omega_{a8} dz = (Z_a - Z_8) = 1,18 . -250 = -295$ "

$\int \omega_{23} dz = (Z_2 - Z_8) = 1,12 . 190 = 212,8$ "

$\int \omega_{12} dz = (Z_1 - Z_2) = 1,10 . -5 = -5,50$ "

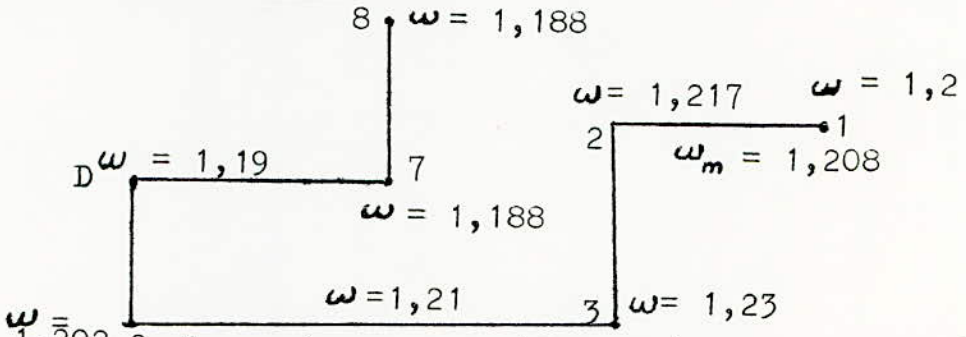
Total = - 19,3 kg/m²

On voit que c'est un cas défavorable où il ya renversement du sens du courant. Ce qui correspond à un supplément de puissance de :

$$N = \frac{19,3 . 16,5}{75 . 0,75} = 5 \text{ CV}$$

soit un supplément de : 3,75 KW.

2°/ Flanc sud cas hiver :



$$\int \omega_{18}\, dz = {}_{18}(Z_8 - Z_1) = 71,64 \text{ Kg/m}^2$$

$$\int \omega_{a8}\, dz = {}_{a8}(Z_a - Z_8) = -297,5 \text{ "}$$

$$\int \omega_{23}\, dz = {}_{23}(Z_2 - Z_3) = 232,37 \text{ "}$$

$$\int \omega_{12}\, dz = {}_{12}(Z_1 - Z_2) = -6,040 \text{ "}$$

$$\text{Total} = +0,47 \text{ kg/m}^2$$

3°/ Flancnord cas été :

Un calcul analogue au précédent donne :

$$RQ^2 = -20,37 \text{ kg/m}^2$$

Cas défavorable qui correspond à un supplément de puissance de :

$$\frac{20,37 \cdot 11}{75 \cdot 0,75} = \underline{4 \text{ CV}}$$

Soit : 3 KW

4°/ Flanc nord cas hiver :

$$RQ^2 = +0,61 \text{ kg/m}^2$$

d'où l'on déduit finalement qu'il faut

1 ventilateur au flanc sud de puissance :

$$3,97 + 3,75 = \underline{7,72 \text{ KW}}$$

1 ventilateur au flanc nord de puissance :

$$4,65 + 3 = \underline{7,65 \text{ KW}}$$

Pour cds deux ventilateurs on les prendra identiques et de puissance 20 KW pour palier aux éventuelles difficultés.

Aérage Secondaire

Sachant que nous aurons aux travaux préparatoires 2 chantiers aux galeries de roulage et 1 chantier aux recoupes principales, il est nécessaire de déterminer la puissance des ventilateurs secondaires.

Ici nous opterons pour une ventilation aspirante pour maintenir les galeries propres.

Le temps d'aérage est donné par :

$$t = \frac{\delta' \cdot S(L_o - d)}{Q}$$

d = distance entre le front et la conduite d'aspiration.

avec δ' coefficient de dilution de CO dans l'air. ($\delta' = 3$)

- pour un temps d'aérage de 30 minutes on a :

$$Q = \frac{3 \cdot 7\ (70-10)}{30 \cdot 60} = 0,7\ m^3/s$$

- en prenant des conduites metalliques neuves on a :

$$r = 1 \text{ et } \lambda = 0,0205$$

Calcul des diamètres des conduites :

$$r = 0,1 \frac{\lambda}{D^5} = 1 \quad \text{soit } D^5 = 0,1\ \lambda$$

$D^5 = 0,1 \cdot 0,0205 = 205 \cdot 10^{-5}$

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

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

d'où $D = 0,292$ m soit un diamètre normalisé de <u>300 mm</u>.

<u>Calcul de la dépression</u> :

ayant un débit de 0,7 m³/s et un diamètre de 300 mm on a d'aprés le diagramme :

$$h = 0,49 \text{ mm } H_2O$$

La longueur des conduites nécessaires est d'environ 400 m d'où $H = 0,49 \cdot 400 = 196$ mm H_2O soit 196 kg/m².

<u>La puissance du ventilateur serait de</u> :

$$N = \frac{HQ}{75.0,75} = \frac{0,7.196}{75.0,75} = \underline{3 \text{ CV}}$$

Ayant 3 chantiers a aérer, nous pourrons utiliser 3 ventilateurs secondaires dont la puissance serait de 3 CV chacune.

Usine de Traitement (Laverie)

La laverie de la Mine d'Ain Barbar a été construite en 1954 - 56. Le rendement horaire est de 6,3 tonnes soit 150t/j à condition que la granulométrie du produit dans le broyeur soit comprise entre 10 et 15 mm.

La laverie traite actuellement le minerai complexe cu - pb - zn ayant les teneurs suivantes :

cu : 1,40 %
pb : 1,06 %
zn : 4,21 %

et produit des concentrés ayant des teneurs métal suivantes :

cu : 24 %
pb : 45 %
zn : 50 %

Principe de traitement :

1. concassage : Le minerai du quartier Aîn touta est acheminé vers la laverie par téléphérique jusqu'à la section de concassage qui a 3 trémies de réception ayant une capacité totale de 200 tonnes environ.

   Le minerai est déchargé des trémies par un alimentateur - crible mobile Sinex Grisley type F 33 DD sur deux transporteurs. Le minerai à granulométrie supérieure à 35 mm est amené par transporteur dans le concasseur à mâchoires, le reste est transporté vers le crible.

4. Réactifs utilisés et leur rôle :

Réactifs	Rôle	lieu d'utilisation	consommation gr/tonne
Carbonate de sodium	régulateur de PH	broyeur	2 200
chaux	précipite Py	Flottation zn	2 500
Sulfate de zn	" " zn	broyeur et flottation pb-cu	380
Sulfate de cu	active zn	avant flottation zn	260
Métabisulfate	active cu-pb	broyeur et flot. cu - pb	190
huile de pin	Ecumant	Flot.cu-pb-zn	187
Ethyl Xanthate	collecteur cu-pb	Flot. cu-pb	162
Amyl Xanthate	collecteur zn	Flot. zn	61
Bichromate de soude	précipite pb	séparation cu-pb	120
Dextrine	" " pb	" " cu-pb	25
Sulfure de Na		Flot. Principale cu - pb	20
Cyanure de Na	précipite Py et gangue		20

La consommation de boulets pour 1 tonne de minerai traitée est d'environ 900 grammes.

5° Déshydratation :

Aprés flottation, les concentrés de cu et zn passent dans les épaississeurs, et par la suite sont séchés par les filtres à disques. Les concentrés de cu et zn déshydratés sont déposés dans les bassins de stockage.

6° Paramètres technologiques :

Téneurs des métaux :

cu = 1 ,26 % - zn = 4,95 % - pb = 1,09 %

Teneurs des métaux dans le concentré :

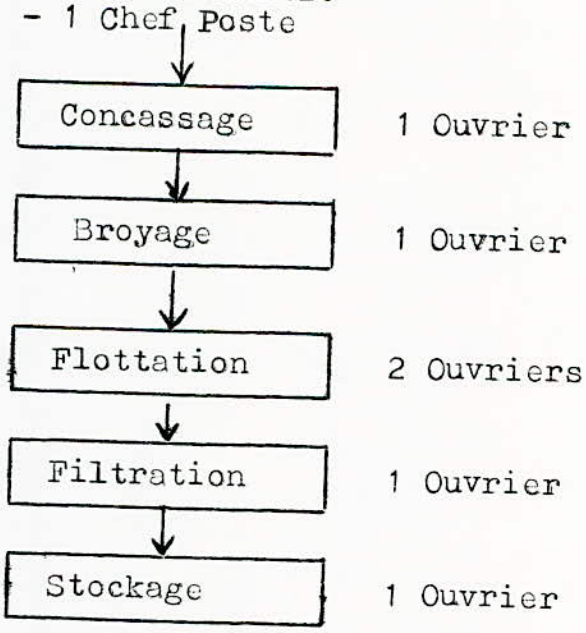
cu = 23 % - zn = 52 % - pb = 50 %

Récupération métal :

cu = 90 % - zn = 85 % - pb = 80 %

- La laverie travaillera 3 poste/jour avec la répartition suivante :

- 1 ingénieur laverie
- 1 contremaître
- 1 Chef Poste



ANALYSES DE LABORATOIRE
(SONAREM)

en milliers de tonnes

en milliers de t.

	Réserves Géo-logiques	Réserves Exploi-tables	Teneurs %			production de concentrés		
			cu	zn	pb	cu	zn	pb
						24 %	50 %	45 %
Tonnage total	330	245	1,4	4,21	1,06	11,9	16	2,8
Tonnage Annuel	-	45	"	"	"	2,34	3,2	0,56
Tonnage Journa-lier	-	0,1 5	"	"	"	0,0078	0,01	0,002

Détermination de la Main-d'oeuvre

Pour la suite de nos calculs on distinguera la main-d'oeuvre fond et celle du jour.

1° Main d'oeuvre Fond :

a) Exploitation : 2 postes/jour :

	Ouvriers/poste	Ouvriers/jour
Foreurs	3	6
Aides	3	6
Boiseurs	3	6
Boutefeux	1	2
Aides-Boiseurs	3	6
Racleurs	3	6
Abatt. Stérile	3	6
Chef quartier	3	6
Chef Poste Principal	1	2
total	23	46

b) Transport principal : 2 postes/jour :

- Recette	2	4
- Machiniste + aide	2	4
- Nettoyage voie	2	4
total	6	12

c) Transport Niveau 260 : 2 postes/jour :

	Ouvrier/poste	Ouvriers/jour
Treuilliste	1	2
Chargement	1	2
Déchargement	1	2
Chef Transport	1	2
total	4	8

d) Service d'entretien : 2 postes/jour :

	Ouvrier/poste	Ouvriers/jour
Magasinier	1	2
Mécanicien	1	2
Exhaure	2	4
Electricien	1	2
Divers	2	4
total	7	14

c) 3ème Poste :

	Ouvrier/Poste	Ouvriers/jour
Treuilliste	1	1
Remblayeur	3	3
Exhaure	2	2
Maîtrise	2	2
total	8	8

f) Travaux - Préparatoires :

2 postes par jour

	Ouvriers par poste	Nbre de postes/jour	Ouvriers par jour
1) Creusement cheminées	3	2	6
2) Creusement galerie de roulage	4	2	8
3) Chef de Poste	1	2	2
4) Boutefeux	1	2	2
5) Entretien galeries pose de voies	4	2	8
6) Divers	3	2	6
7) Chef poste principal	1	2	2
total	17	2	34

2°/ Main-d'oeuvre jour : 2 postes/jour

	Ouvriers/poste	Ouvriers/jour
Téléphérique	3	6
Pointeur	1	2
Compressiste	1	2
Entretien	2	4
Traitement	8	16
total	15	30

6°/ Service Social :

- Cité	10
- Service médical	2
- Economat	2
- Gardiennage	4
- Approvisionnement	8
total	26

7°/ Transport extérieur :

- Chauffeurs	4
- Aides	4
- Entretien	4
total	12

Ce qui nous donne un total au travail de : 257 personnes. L'effectif total inscrit en ajoutant 15 % serait de :

385 ouvriers

ENERGIE ET CONSOMMABLES

I - Hypothèses de calcul pour l'énergie :

Durée de foration : 129 minutes

Durée du raclage : 300 "

Durée de la Traction : 300 "

- La durée moyenne est de : 243 minutes
- avec un coefficient de simultanéité de 0,7

La durée effective est de 170 minutes/poste

soit : 340 minutes/jour

soit : 5 heures 40 minutes

Matériel aux chantiers :

Matériel	nombre travaillant en parallèle	consommation m³/minute	total
- Marteaux perforateurs	3	4	12
- Treuil de raclage	3	30	90
- Treuil de traction	1	10	10
total			112

La consommation totale étant de 112 m³/min on ajoute 20 % pour les pertes soit un total de : 135 m³/min.

En prenant le même coefficient de simultanéité (0,7) le débit sera : Q = 135 . 0,7 = 95 m³/minute

soit : 1,6 m³/s

2) Puissance de Transformation :

L'énergie nécessaire à la compression de 1 m³ d'air est donnée par la formule :

$$L_{is} = 2,3\ P_1\ V_1\ \text{Log}\ \frac{P_2}{P_1} \qquad (\text{joule/m}^3)$$

P_1 = pression initiale = 1 atm = 10^5 Pascal.

P_2 = pression finale = 7 atm = 7.10^5 Pascal.

$$L_{is} = 2,3\ .\ 10^5\ .\ \text{Log}\ 7 = 2,3\ .\ 10^5\ .\ 0,845.$$

$$= \underline{1,945\ .\ 10^5\ \text{J/m}^3}$$

Puissance

$$N = \frac{L_{is}\ .\ V}{0,75} \qquad V \text{ en m}^3/\text{s}$$

$$N = \frac{1,945\ .\ 1,6.10^5}{0,75\ .\ 1000} = \underline{416\ \text{KW}}$$

La consommation d'énergie est de :

$$416\ .\ 5,6 = 2329\ \text{Kw h/j}$$

soit par tonne $\frac{2329}{150} = 15$ KW h/t

Energie consommée par l'exhaure :

2 pompes travaillent en parallèle, l'une au N 300 de puissance 40 KW (SULZER), l'autre au N 260 de puissance 40,8 KW.

soit un total de 80,8 KW.

Consommation journalière compte tenu du fait que le pompage dure 11 h/jour.

$$\frac{80,8\ .\ 11}{0,9\ .\ 0,95} = 1045\ \text{Kw h/jour.}$$

Soit à la tonne extraite :

$$\frac{1045}{150} = 7 \text{ Kw h/t}$$

Energie consommée par le téléphérique :

Puissance 40 KW

Si le téléphérique fonctionne 10 heures/j

on a la consommation 400 KW h/j

rapporté à la tonne :

$$\frac{400}{150} = \underline{2 \text{ KW h/t}}$$

Consommation d'énergie pour la ventilation :

Sachant qu'on a 2 ventilateurs de puissance de 20 KW pour l'aérage principal et 3 ventilateurs de 2,25 KW pour l'aérage secondaire.

- Aérage principal :

$2 \cdot 20 = 40$ KW

$40 \cdot 24 = 960$ KW h/j

- Aérage secondaire :

$3 \cdot 2{,}25 = 6{,}75$ KW

$6{,}75 \cdot 12 = 81$ KW h/j

soit au total : $960 + 81 = 1041$ KW h/j

soit à la tonne : $\frac{1041}{150} = \underline{6 \text{ KW h/t}}$

Energie consommée par l'extraction :

Nous nous limiterons à faire l'étude de l'extraction entre les niveaux les plus éloignés soit entre le N 260 et 450.

Profondeur = 190 m

Vitesse = 10 m/s

γ = 1

a) Forces statiques :

$F_s = P + cu + pH - Cp - p50$

p = poids par mètre de câble = 3 kg/m

H = hauteur d'extraction = 190 m

P = poids Skip = 2080 kg

cu = charge utile du skip = 4100 kg

Cp = poids de la cage = 5000 kg

$F_s = 2080 + 4100 + 3 \cdot 190 - 5000 - 3 \cdot 50 = 1660$ kg.

b) Forces de frottement :

$F_f = 1660 \cdot 0{,}2 = 332$ kg.

c) Forces dynamiques :

$$Fd = P_o \frac{\gamma}{g} = (P_t + P_r) \frac{\gamma}{g}$$

Forces en mouvements $P_t = 4160 + 2080 + 3 \cdot 190 = 6810$ kg

Forces en rotation $P_r = \frac{P_t}{2} = 3405$ kg

$Po = 3405 + 6810 = 10215$ kg

$Fd = \frac{10215}{9{,}81} = \underline{1041 \text{ kg}}$

Couples correspondants :

$$F_t = 1660 + 332 + 1041 = 3033 \text{ kg}$$

Le treuil d'enroulement a diamètre de 2,5 m

d'où Couple = 3033 . 1,25 = 3791 kg. m

Puissance :

$$\frac{3791 \cdot \Omega}{75 \cdot 0,75} \Longrightarrow \Omega \doteq \frac{V}{r} = \frac{10}{1,25} = 8 \text{ rd/s}$$

$$P = 368 \text{ KW}$$

En sachant que l'extraction dure 10 heures par jour avec 2 heures pour descente et la montée du personnel soit 12 heures de marche, avec un coefficient d'utilisation de 0,8 on a un temps effectif de : 12 . 0,8 = 9,6 soit 10 heures

Consommation d'énergie :

$$368 \cdot 10 \doteq 3680 \text{ KW h/j}$$

Vu que durant le déplacement du skip cette consommation est maximale, mais elle s'annule grâce à la cage qui est en contre-poids apparaissant sous forme de couples de freinage.

Donc nous prendrons uniquement 50 % de cette valeur

soit : 1840 KW h/j

Pour une tonne extraite on a :

$$\frac{1840}{150} = 12 \text{ KW h/tonne}$$

Eclairage :

Si on considère que la puissance de l'éclairage sera de 10 KW et que le temps d'éclairage est de 18 heures on a :

Energie consommée : 10 . 18 = 1 80 kw h/j

soit : $\frac{180}{150}$ = 1,2 kw h/tonne

II Consommables :

Définition : Elles concernent les consommations en explosifs détonateurs, bois de mine, pièces de rechange et lubrifiants.

Explosif : 0,7 kg/t

détonateur : 0,7 det/t

Bois de mine : 0,16 m/t

Pièces de rechange et lubrifiants.
(elles seront prises en fonction des données pratiques)

ANALYSE ECONOMIQUE

Nous allons en premier lieu déterminer les dépenses occasionnées par l'exploitation, le traitement et les autres dépenses, par suite nous aborderons l'étude de rentabilité par laquelle nous essayerons de conclure en l'opportunité des investissements dans la réorganisation de la mine en fonction des réserves connues.

I Dépenses d'exploitation :

On distinguera successivement les dépenses de main-d'oeuvre, d'énergie et des consommables.

I.1- Main-d'Oeuvre :

Nous considérerons deux groupes :

- ouvriers fond (25 DA/j)
- Chef de poste fond (40 DA/j)

Les calculs ont-été faits à partir des nouveaux prix dû SMIG (charges sociales exclues).

I.1.1- Ouvriers fond :

$$72 \cdot 25 = 1800 \text{ DA/j}$$

I.1.2- Chef de poste fond :

$$10 \cdot 40 = 400 \text{ DA/j}$$

total 2200DA/j

d'où les dépenses rapportées à la tonne :

$$\frac{2200}{150} = \underline{14,7 \text{ DA/tonne}}$$

+ 50 % de charges sociales = ce qui donne <u>22,05 DA/t</u>

I.2 - Energie :

D'aprés les analyses déjà faites on a :

I.2.1- Air comprimé :

La consommation d'énergie est de 15 Kw h/tonne, si la la valeur du Kwh est de 0,15 DA, nous avons les dépenses à la tonne : 15 . 0,15 = 2,25 DA/t

I.2.2- Ventilation : 6 Kw h/tonne

0,15 . 6 = 0,90 DA/tonne

I.2.3- Exhaure : 7 Kw h/tonne

0,15 . 7 = 1,05 DA/tonne

I.2.4- Extraction : 12 kw h/tonne

0,15 . 12 = 1,8 DA/tonne

I.2.5- Téléphérique : 2 Kw h/tonne

0,15 . 2 = 0,30 DA/tonne

I.2.6- Eclairage : 1,2 Kw h/tonne

0,1 5 . 1,2 = 0,19 DA/tonne

Au total pour la consommation d'énergie on a : 6,47 DA/tonne

I.3 - Consommables :

I.3.1- Explosifs La consommation étant de 0,7 kg/t. Si le prix du kg d"explosif est de : 5,5DA

Les depenses seront :

5,5 . 0,7 = 3,85 DA/tonne

I.3.2- Détonateurs: 0,7 détonateur/tonne, sachant que 100 détonateurs coûtent 130 DA.

dépenses : $\frac{130.0,7}{100}$ = 0,91 DA/t

I.3.3 Bois de mine:

La consommation en bois étant de 0,16 m/t

Si le coût du mètre est de 5 da les dépenses pour le bois sont:

$$0,16 \cdot 5 = 0,80 \text{ DA/t}$$

I.3.4 Pièces de rechange : 2,3 DA/t

I.3.5 Carburants et lubrifiants: 0,2 DA/t

Dépenses globales pour le remblayage:

- Main d'oeuvre: 25DA.2 =100 DA
- + 50% charges sociales 50 DA

150 DA

SOIT par tonne extraite: $\frac{150}{52} = 2,8$ DA/t

- Explosif : $\frac{5}{12,96} = 0,4$ kg/t

coût $0,4 \cdot 5,5 = 2,20$ DA/t

- Détonateurs : $\frac{0,4 \cdot 130}{100} = 0,52$ DA/t
- Energie : $\frac{99 \cdot 0,15}{52} = 0,30$ DA/t

Soit au total: 5,82 DA/t

II Dépenses pour les travaux préparatoires :

II.1- Hypothèses de calcul

II.1.1- Tonnage à extraire d'une chambre :

Compte tenu du fait qu'on laisse des stots de protection le tonnage effectif à extraire est de :

$$3 \cdot 35 \cdot 1,2 \cdot 56 = 7056 \text{ t}$$

Pour extraire ce tonnage les travaux préparatoires ont nécessité le creusement de deux cheminées parallèles et de deux galeries de roulage, une de tête et l'autre de base.

soit : - 120 m de galerie

- 80 m de chaminée (voir travaux préparatoires).

Pour déterminer le coût de ces travaux nous allons analyser les différentes consommations et la main-d'oeuvre nécessaire

II.1.2. Consommation d'énergie :

matériel consommant l'air comprimé

Lieu	Matériel	Nombre	Consom. en m³/mn	total en m³/minute
Cheminées	Marteaux perforateurs	2	4	8
Galeries	Marteaux perforateurs	4	4	1 6
				24 m³/mn

La consommation est de 24 m³/mn, on ajoute 20 % de pertes soit au total 30 m³/mn. Avec un coefficient de simultaneîté de 0,7 la consommation effective serait de :

$$30 \cdot 0,7 = 21 \text{ m}^3/\text{min ou } 0,35 \text{ m}^3/\text{s}$$

On sait que l'énergie nécessaire pour comprimer 1 m³ d'air est de : $1,945 \cdot 10^5$ j/m³

La puissance nécessaire :

$$N = \frac{1,945 \cdot 0,35 \cdot 10^5}{0,75 \cdot 1000} = \underline{90,7 \text{ KW}}$$

Consommation d'énergie :

Vue que la durée de perforation est de 9 heures (voir planing des creusements chap : Travaux de découpage) la consommation d'énergie est de : $90,7 \cdot 9 = \underline{816,3 \text{ Kw h/j}}$

Cette énergie est consommée pour :

1,5 m/j aux cheminées

2,4 m/j aux galeries

soit au total : 3,9 m/j au total

La consommation d'énergie rapportée au mètre d'avancement est de :

$$\frac{81\ 6,3}{3,9} = \underline{209,4 \text{ Kw h/m d'avancement}}$$

Energie pour la ventilation :

Vu que le temps d'aérage est de 30 minutes/au 1° poste et 2° poste (total 60 minutes) dans le cas de creusement de cheminées et également celui des galeries avec un ventilateur de puissance 2,25 Kw (Aérage secondaire).

La consommation est de : $2,25 \cdot 1,0 = 2,25$ Kw h/jour

soit au m d'avancement : $\frac{2,25}{3,9} = 0,57$ Kw h/ m d'avancement

II.2. Consommation d'explosif :

- aux cheminées	4,53 kg/ m d'avancement
- aux galeries	10,62kg/ m d'avancement
soit au total :	15,15 kg/m d'avancement

II.3. Main - d'Oeuvre :

Pour 2,4 m/j aux galeries
1,5 m/j aux cheminées — total 3,9 m/j

34 HP -

Soit par mètre :

$$\frac{34}{3,9} = 8,7 \text{ HP/m -}$$

II.4. Détonateurs :

250 détonateurs pour réaliser
3,9 m d'avancement soit : $\frac{250}{3,9} = 64$ Dét/j

III. Dépenses occasionnées par les travaux préparatoires:

III.1. Energie : soit à raison de 0,15 DA le Kwh.

209,97 . 0,15 = 32 DA/j

III.2. Explosif : à raison de 5,5 DA le kg.

15,1 5 . 5,5 = 83,325 DA/j

III.3. Main-d'oeuvre : avec un coût moyen de 30 DA.

8,7 . 30 = 261 DA
+ 50 % charges sociales 130,5 DA
soit au total main-d'oeuvre 390,5 DA/j

- Bois de mine :

17,5 . 5 = 87,5 DA/jour

III;4 Détonateurs :

$$\frac{9,7 \cdot 130}{100} = 12,61 \text{ DA/j}$$

Soit les dépenses rapportées à la tonne extraite :

-Energie	0,21 DA/t
-Explosif	0,55 DA/t
-Bois de mine	0,58 DA/t
-Détonateurs	0,08 DA/t
-Main-d'oeuvre	2,6 DA/t
-Pièces de rechange	1,6 DA/t
-Carburant + lubrifiant	0,23 DA/T
Soit au total	5,85 DA/t
+ 20% d'imprévu	1,17 DA/t
Total général	7,02 DA/t

IV. Dépenses pour le traitement :

On distinguera également la main-d'oeuvre,l'energie, et les consommables .

IV.1 Main-d'oeuvre:

-Ouvriers :	25 . 16	=	400 DA
-Chefs de postes:	30 . 3	=	90 DA
			490 DA/J

Les dépenses rapportées à la tonne sont:

$$\frac{490}{150} = 3 \text{ DA/t} + 50\% \text{ charges sociales}$$

soit au total :

$$3 + 1,5 = 4,5 \text{ DA/t}$$

IV.2. Energie :

La consommation pratique d'énergie est d'environ 33 Kwh/t avec l'installation du nouvel équipement de traitement.

coût à la tonne : 33 . 0,15 = 4,95 DA/t

IV.3. Consommables :

Réactifs	:	5 DA/t
Lubrifiants	:	0,2 DA/t
Pièces de rechange	:	3 DA/t
Entretien électrique	:	0,6 DA/t
Divers	:	0,7 DA/t
Total	:	9,5 DA/t

V. Autres dépenses :

Elles concernent la main-d'oeuvre au jour et le transport des concentrés au port de ANNABA.

V.1. Main-d'oeuvre :

- Ouvriers

25 DA . 35 = 875 DA

- Chefs de Poste et Techniciens

40 DA . 3 = 120 DA

- Administration

30 DA . 6 = 180 DA

- Ingénieurs et Cadres

60 DA . 5 = 300 DA

soit au total 1475 DA/j

rapportées à la tonne on a :

$\frac{1475}{150}$ = 9 DA/tonne + 50% Charges sociales(4,5 DA/t)

total main-d'oeuvre : 9 + 4,5 = 13,5 DA/t

$\frac{30,36}{150}$ = 0,202 DA/t

- Consommation de Lubrifiant et pneux :

Sur la base de données pratiques on a :

lubrifiant : 0,016 DA/km

Consommation pneux : 0,041 DA/km

Soit au total : 0,057 DA/km

Compte tenu du fait que l'on effectue 180 km/jour on a :

$$180 \cdot 0{,}057 = 10{,}260 \text{ DA/j}$$

soit à la tonne extraite : $\frac{10{,}260}{150} = \underline{0{,}068 \text{ DA/t}}$

- Main-d'oeuvre Transport :

- Chauffeurs	4
- Aides	4
- Mécaniciens et entretien	4
total :	12 personnes.

A raison de 35 DA/jour les coûts s'élèveront à :

$$12 \cdot 35 = \underline{420 \text{ DA/jour}}$$

Soit à la tonne :

$$\frac{420}{150} = 2{,}8 \text{ DA/t.} + 50\% \text{ Charges sociales}$$

soit au total : $2{,}8 + 1{,}4 = \underline{4{,}2 \text{ DA/t}}$

Bilan total pour le transport :

- Carburant	0,202 DA/t
- Lubrifiant et pneux	0,068 DA/t
- Maind'oeuvre	4,2 DA/t
- total :	4,47 DA/tonne

V.3. Frais d'embarquement :

D'aprés les données pratiques ils s'élèvent à 5 DA/tonne de concentré, nous avons 20,4 t de concentré à charger par jour donc : $5 \cdot 20{,}4 = \underline{102 \text{ DA/jour}}$

coût rapporté à la tonne extraite : $\frac{102}{150} = \underline{0{,}68 \text{ DA/t}}$

VI. Frais généraux :

Constituent les impôts et taxes payés par l'exploitation ainsi que les frais divers de gestion et les prestations de service des tiers :

- Impôts et taxes : 2 DA/t de TV
- Frais divers de gestion : 2,1 DA/t de TV
- Prestations de service des tiers : 1,3 DA/t de TV

- total : 5,4 DA/t de TV.

Dépenses directes d'exploitation

rapportées à la tonne de minerai

Désignations	DA/t	TOTAL DA/t
1°/ Main-d'oeuvre + Charges sociales	22,05	22,05
2°/ Energie		
- Air comprimé	2,25	
- Ventilation	0,90	
- Exhaure	1,05	
- Extraction	1,80	
- Téléphérique	0,30	
- Eclairage	0,19	
	6,49	6,49
3°/ Consommables		
- Explosif	3,85	
- Détonateurs	0,91	
- Bois de mine	0,80	
- Pièces de rechange	2,3	
- Carburant et Lubrifiant	0,2	
	8,06	8,06
4°/ Remblayage		
- Main-d'oeuvre	2,80	
- Explosif	2,20	
- Détonateurs	0,52	
- Energie	0,30	
	5,82	5,82
Total général		42,42 DA/t

Dépenses pour les travaux préparatoires rapportées à la tonne

Désignations	DA/j	DA/t
1°/ Main-d'oeuvre Charges sociales	390,5	2,6
2°/ Energie	32	0,21
3°/ Consommables		
-Explosif	83,325	0,55
-Détonateurs	12,61	0,08
-Bois de mine	87,50	0,58
-Piéces de rech.		1,6
-Carburant et lubrifiant		0,23
+ 20% D'imprévu		1,7
Total général		7,02

Dépenses directes de Traitement rapportées à la tonne

Désignations	DA/t	Total DA/t
1°/ Main-d'oeuvre + charges sociales	4,5	4,5
2°/ Energie - concassage - broyage - classification - flottation - épaississeur - filtration	4,95	4,95
3°/Consommables - réactif - produits de graissage - Pièces d'usures Mécanique (boulets) - entretien électrique - divers	 5 0,2 3 0,6 0,7	
	9,5	9,5
total général		18,95 DA/t

Autres Dépenses

rapportées à la tonne

Désignations	DA/t	total DA/t
1°/ Main-d'oeuvre au jour + charges sociales	13,50	13,50
2°/ Transport extérieur		
- Main-d'oeuvre + charges sociales	4,2	
- Carburant	0,202	
- Matériel	0,068	
	4,47	4,47
3°/ Frais d'embarquement	0,68	0,68
4°/ Frais généraux		
- Impôts et taxes	2	
- Frais divers de gestion	2,1	
- Prestations de service des tiers	1,3	
	5,4	5,4
total général		24,05DA/t

CALCUL DES AMORTISSEMENTS

Nous allons determiner les investissements necessaires à la rationnalisation de la production et à l'amélioration des conditions de travail à la mine en fonction des reserves connues

Ces investissements sont destinés essentiellement à un renouvellement des installations de la laverie et du materiel d'extration.

1°/ Investissements pour la laverie :

Nombre	Machines	Coûts
1	Broyeur à boulets	200.000 DA
20	Cellules de flotation	24.000 DA
1	Poste de transformation	200.000 DA
5	Pompes	50.000 DA
1	Installation de distribution de réactifs	200.000 DA
	Total	670.000 DA

Il faut remarquer que ce renouvellement de l'usine de traitement de la mine de Aîn-Barbar a été décidé pour deux raisons

-Traitement des reserves de Aîn-Barbar

-Traitement éventuel du minerai du djebel Gustar plus tard aprés l'épuisement total des reserves de Aîn-Barbar .

Pour notre étude nous allons prendre la part des investissements pour la mine de Aîn-Barbar pour en dégager le taux d'amortissement.

Si l'on considère que ce materiel sera amorti en 5 ans et avec un taux d'interêt de 8% . Le taux d'amortissement est de:

$$\frac{670.000}{\frac{1}{1,08} + \ldots\ldots \frac{1}{(1,08)^5}} = \frac{670.000}{3,99271} = 167.500 \text{ DA/an}$$

167.500 DA/an soit pour la production désirée (45000T/an)

$$\frac{167.500}{45.000} = \underline{3,7 \text{ DA/t}}$$

2°/ <u>Materiel d'exploitation</u>: Materiel amorti en 3 ans

Materiel	Nombre	Prix unitaire	Total DA
TREUIL DE RACLAGE	3	30.000	90.000
TREUIL DE TRACTION	2	5000	10.000
STATION D'EXHAURE	1	35.000	35.000
VENTILATEURS			
aérage principal (20 Kw)	2	10.000	20.000
aérage secondaire (2,25 Kw)	3	5000	15000
CABLE D'EXTRACTION (550 m)			800
TUYAUTERIE ET VENTUBES D'AERAGE			10.000
TOTAL			180.800 DA

Avec un taux d'amortissement de 8%,l'amortissement annuel est de :

$$\frac{180.800}{\frac{1}{1,08} + \frac{1}{(1,08)^2} + \frac{1}{(1,08)^3}} = \frac{180.800}{2,5876} = 69.538 \text{ DA/an}$$

Soit pour la production désirée de 45000 T/an

$$\frac{69.538}{45.000} = \underline{1,54 \text{ DA/t}}$$

Tableau Récapitulatif des dépenses

	Main-d'oeuvre DA/t	Energie DA/t	Consommables	Total DA/t
Exploitation	24,85	6,79	10,76	42,4
Travaux-Préparatoires	2,6	0,21	4,21	7,02
Traitement	4,50	4,95	9,5	18,95
Autres dépenses	17,70	0,68	0,270	18,65
Frais généraux				5,4
Amortissements				5,24
Prix de revient global de la tonne de minerai extraite, traitée et embarquée				97,68

Calcul des bénéfices
Nature du Cash-Flow

Le prix de revient de la tonne de minerai traitée et embarquée étant de 107,66 DA, nous allons determiner les bénéfices réalisés aprés la vente des concentrés .

1°/ Vente des concentrés:

D'après la Bourse de Londres les prix des concentrés se répartissent comme suit:

Concentré de Cu :	1500 DA/t
Concentré de Pb :	1100 DA/t
Concentré de Zn :	400 DA/t

- Production annuelle des concentrés :

2340 Tonnes de concentré Cu
3200 Tonnes de concentré de Zn
560 Tonnes de concentré de Pb

- Prix de vente des concentrés:

Cu :	2340 . 1500DA	=	3.510.000 DA/an
Pb :	560 .1100DA	=	616.000 DA/an
Zn :	3200 . 400DA	=	1.280.000 DA/an

Recettes annuelles : 5.406.000 DA/an

soit pour la production annuelle :

$$\frac{5.406.000}{45.000} = \underline{120,13 \text{ DA/t}}$$

Calcul des Bénéfices :

- Bénéfice Annuel :

$$(120,13 - 97,68)\ 45000 = \underline{1.010.250\ DA/an}$$

- Bénéfice par tonne :

$$120,13 - 97,68 = \underline{22,45\ DA/t}$$

-Bénéfice en % :

$$\frac{22,45 \cdot 100}{97,68} = \underline{23\ \%}$$

- CASH-FLOW : (Recettes et dépenses sans amortissements)

Dépenses : 92,44 DA/t

Recettes : 120,13 DA/t

D'où le cash-flow: 120,13 - 92,44 = 27,69 DA/t

Le cash-flow est positif c'est une première caractéristique de Rentabilité .

-Bénéfice Annuel :

$$27,69 \cdot 45000 = \underline{1.246.050\ DA/an}$$

-Bénéfice net actualisé :

POUR faire ce calcul adoptons les notations suivantes:

-Ba(net) : Bénéfice net actualisé
-n : Durée de l'exploitation (5 ans)
-i : Taux d'interêt (8 %)
-Y : Investissements (850.800 DA)
-K' : Prix de revient sans amortissement(92,44DA/t)
-D : Valeur de la production (120,13 DA/t)
-B' : Bénéfice sans amortissements = D-K'

B'= 27,69 DA/t ou 1.246.050 DA/an

$$Ba(net) = \sum \frac{B'}{(1+i)^n} - Y = -Y + \frac{D-K'}{1+i} + \ldots\ldots + \frac{D-K'}{(1+i)^5}$$

Posons $\frac{1}{1+i} = X$ il vient alors

$$Ba(net) = -Y + \frac{D-K'}{(1+i)} \left(\frac{1+X+\ldots\ldots+X^4}{A} \right) \quad \text{avec } A = \frac{1-X^4}{1-X}$$

$$Ba(net) = -Y + (D-K')\frac{1}{r} \qquad r = \text{Anuité} = \frac{}{1-e^{-in}}$$

n= 5 ans

i= 8%

r étant l'anuité elle nous est donnée par des tables :

r= 0,25046

$$Ba(net) = -Y + \frac{B'}{r} = -850.800 + \frac{1.246.050}{0,25046} = 4.133.400 \text{ DA}$$

Bénéfice annuel net

$$\frac{4.133.400}{5} = 826.680 \text{ DA/an}$$

Bénéfice journalier :

$$\frac{826.680}{300} = 2753,6 \text{ DA/j}$$

Bénéfice par tonne de reserves :

$$\frac{4.133.400}{245.000} = 17 \text{ DA/t}$$

Comparaison entre les deux Etats
Etat Actuel / Etat Rationalisé

Designations		Unités	Etat Actuel	Etat Rationalisé	Ecart
Production Annuelle Minerai tout venant		tonnes	32 à 35000	45 à 48000	+13000
Production des Concentrés par an.		Cu Pb Zn	2375 216 1550	2340 560 3200	-35 +344 +1650
Teneurs % des concentrés		Cu Pb Zn	23 44,7 48	24 45 50	+1 +0,3 +2
Teneurs % dans le tout venant		Cu Pb Zn	1,6 0,47 2,88	1,4 1,06 4,21	-0,2 +0,59 +1,33
Avancements Travaux - Preparatoires	cheminées	m/j	1	1,5	+0,5
	galeries	m/j	2,2	2,8	+0,6
	Recoupes	m/j	2	2,8	+0,8
Rendements aux Travaux - preparatoires avanct/j perforeur	cheminée	m/HP	0,25	0,30	+0,05
	galerie	m/HP	0,55	0,80	+0,25
	Recoupes	m/HP	0,55	0,80	+0,25
avanct/j deblayeur	cheminée	m/HP	0,16	0,50	+0,34
	galerie	m/HP	0,18	0,35	+0,17
	Recoupes	m/HP	0,27	0,35	+0,08
Consommables explosif kg/m	cheminée	kg/m	6,8	4,60	-2,2
	galerie		18	10,62	-7,38
	Recoupes		17,6	10,62	-7

Travaux d'exploitation					
tonnage/volée		tonnes	11,7	12,96	+1,26
Nombre de trous		-	12	10	- 2
Metrage Foré		m	22	22,5	+ 0,5
temps de foration		m.n	155	112	- 43
N^bre de volées/Poste		-	1	2	+ 1
Explosif/t		Kg/t	0,98	0,7	-0,28
dét/t		det/t	0,96	0,7	-0,26
Rendements	t/pate ouvrier	t	1,3	3,24	+1,94
	t/deblayeur	t	3,92	6,48	+2,56
	t/perforeur	t	5,8	6,48	+0,68
Etat des travaux -					
Deblayage		-	Manuel	par treuil de Raclage	-
Remblayage		-	Manuel	Mecanisé (Scraper)	-
Transport Soutenrain					
N 450			locotracteur	locotracteur	
N 420			Roulage manuel	-	
N 380			Roulage manuel	-	
N 340			Roulage manuel	treuil de traction	
N 300			Roulage manuel	-	
N 260			Roulage manuel	treuil de traction	
Extraction Puits	temps de cycle	mn	6mn 50 s	76 s.	
	N^bre cycles/h	-	4,4 cycl/heure	7 cycles/heure	

Exhaure		- station de pompage au N300 en bon état - Station de pompage defectueuse ⇒ Puits noyé au N 245 ÷ 260	- idem - station nouvelle de pompage Puits dénoyage.	
Aerage		Se fait par la depression naturelle non satisfaisant	Aerage - Principal 2 Ventilo de 20 KW Aerage Secondaire 3 ventilo de 3 CV	
<u>Main - d'oeuvre</u> - <u>Service Production</u>				
- ABATTAGE	"	56	46	- 10
- TRAVAUX - PREPARATOIRES	"	80	68	- 28
- Roulage	"	40	20	- 20
- Entretien	Hommes	80	50	- 30
- Transport	"	21	12	- 9
- Atelier	"	20	20	0
- Traitement	"	30	24	- 6
- Approvisionnement	"	11	8	- 3
- Administration.	"	15	11	- 4
- <u>Service social</u>				
- cité	"	38	10	- 28
- Medical	"	1	2	+ 1
- Economat	"	5	2	- 3
- gardiennage	"	10	4	- 6
- divers	"	17	20	+ 3
TOTAL		424	297	-127
+ 15% effectif		-		
total général		424	340	- 84

Resultats Economiques				
	DA/t			
- Main - d'oeuvre totale	DA/t	90	49,65	-40
- Materiel Consommables	DA/t	27	20,22	-6,78
- T. F. S. E	DA/t	9	7,07	-1,93
- Transport	DA/t	0,12	0,10	-0,02
- Frais generaux	DA/t	5,4	5,4	0
- Amortissements	DA/t	-	5,24	+5,24
total		131,52	97,68	-43,84
Recettes	DA/t	116,8	120,13	
Deficit	DA/t	14,72	0	
gain	DA/t	0	22,45	

CONCLUSION

Bien que théoriques, les résultats obtenus au cours de cette étude permettent de constater une sensible amélioration du rendement et une baisse appréciable du prix de revient.

Les résultats auraient été plus satisfaisants si les réserves étaient plus importantes.

Néanmoins, j'espère que ce projet attire l'attention des responsables de la SONAREM pour être étudié plus profondémment et, peut être appliqué à des gisements présentant les mêmes caractéristiques que celui de Aîn Barbar.

M. KHALDI

BIBLIOGRAPHIE

-Cours d'exploitation des mines par M. WOLSKI

-Cours d'energie des mines par M. TAKTAKOV

-Cours d'Hydrogéologie par M. KUZNIAR

-Cours d'exploitation des mines par VIDAL

-Mines metalliques :Methodes d'exploitation

.Ta_1

.Ta_2

-Documents S.I.M Aérage

.T1

.T2

-Rapport annuel de la mine d'Afn-Barbar

-These de doctorat en géologie par M. HILLY
(étude géologique du massif de l'Edough)

- Resultats des recherches de Technoexport