

5/97

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'enseignement supérieur
et de la recherche scientifique

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Ecole Nationale Polytechnique
Département Genie Minier

MEMOIRE

*Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état
en GENIE MINIER*

THEME



**EXPLOITATION PILOTE DU GISEMENT
AURIFERE DE TIREK
HOGGAR, ALGERIE**

Proposé et encadré par:

Mr: T. HAFIDI

Présenté par:

Mr: Djilali Talhaoui

PROMOTION 1997

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'enseignement supérieur
et de la recherche scientifique

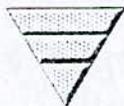
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Ecole Nationale Polytechnique
Département Genie Minier

MEMOIRE

*Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état
en GENIE MINIER*

THEME



**EXPLOITATION PILOTE DU GISEMENT
AURIFERE DE TIREK
HOGGAR, ALGERIE**

Proposé et encadré par:

Mr: T. HAFIDI

Présenté par:

Mr: Djilali Talhaoui

PROMOTION 1997

Remerciements



Je remercie monsieur: **T.HAFIDI, mon promoteur** et salue son sens de la responsabilité. Toujours encourageant, il n'a cessé de me prodiguer ses conseils pour faire aboutir ce travail. Je le remercie profondément d'avoir accepté de diriger mon travail.

Je tiens à remercier tous les enseignants de l'**école nationale polytechnique** d'Alger, surtout les enseignants du département **génie minier**.

Je remercie les membres du **jury** qui ont acceptés d'évaluer mon travail.

Enfin, je remercie aussi toutes les personnes qui, ne se serait ce que d'une parole d'encouragement, m'ont aidé dans la réalisation de ce mémoire.

Le jury:

La présidente: M^{me} CHABOU

Les examinateurs: Mr AIT YAHIATENE

Mr DJADOUN

Le rapporteur: Mr HAFIDI

Dédicace

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Je dédie ce travail:

A ma mère

A mon père

A mes frères

A mes sœurs

A TOUTE MA FAMILLE

A tous mes agréables amis (ies)

SOMMAIRE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

Introduction 01

Chapitre 1: Partie géologique

I-1 Historique des travaux	03
I-2 Situation géographique	03
I-3 Géologie régionale	04
I-4 Hoggar Occidental	05
I-5 Géologie des gisement	05
I-6 La structure du gisement	08
I-7 Morphologie du gisement	10
I-8 Composition minérale et caractéristique technologique des minerais.....	11
I-9 Calcul des réserves	11
I-10 Données minières	16

Chapitre : Partie exploitation

II-1 Ouvrages miniers existants	15
II-2 La production de la mine	17
II-3 Méthode d'exploitation	24
II-4 Ventilation	42
II-5 Extraction.....	57
II-6 Exhaure.....	66
II-7 Air comprimée	71
II-8 Eclairage	79
II-9 Sécurité et protection	82
II-10 La puissance électrique	83

Chapitre 3: Partie technico-économique

III-1 Frais d'exploitation	84
III-2 Coût de la tonne de minerai	100
III-3 La production du métal	101

Conclusion
Bibliographie

المدسة الوطنفة المفعدة الففنفاف
BIBLIOTHEQUE — المكةفة
Ecole Nationale Polytechnique

Introduction

Introduction

L'objet de ce projet est de présenter une exploitation à petite échelle, du gisement aurifère de Tirek avec l'utilisation de l'infrastructure minière souterraine existante, réalisée dans le cadre de la recherche géologique.

L'infrastructure en question est située à 40 - 50 m de la surface.

Cette exploitation pilote permet de réaliser les objectifs suivants:

- *- Exploiter 30% des réserves globales du gisement et 40% des réserves en C1 avec un minimum d'investissement.
- *- Entrer en production dans des délais relativement réduits
- *- Acquérir une expérience dans la production de l'or et la formation d'une main d'oeuvre qualifiée, avant que la production devienne plus importante.
- *- Résoudre les problèmes qui pourraient éventuellement surgir et qui sont liés à l'environnement du gisement caractérisé par l'isolement et un climat très dur durant les saisons chaudes.

Parmi ces problèmes, on peut citer:

- La pause saisonnière (Juin-Juillet-Aout) pendant laquelle il est prévu la fermeture de la mine. Il serait peut être plus rationnel de passer à un travail de nuit pendant cette période.
- Les vents de sable et leur incidence sur le fonctionnement de l'usine et du transport de minerai, d'une part, et sur la ventilation de la mine d'autre part. L'air refoulé dans la mine sera saturé de sable et de poussière.
- *- L'exploitation pilote permettra aussi d'affiner les données géologiques et technologiques et donner une certaine crédibilité au projet vis à vis d'éventuels partenaires nationaux et étrangers.
- *- Enfin, cette exploitation pilote devra s'autofinancer.

Chapitre 1
Partie géologique

I-1 Historique des travaux:

Les premiers travaux de prospection sur le territoire du Hoggar occidental ont été effectués à partir des années 50, par des géologues français.

Après l'indépendance, en 1970, l'équipe algéro-roumaine effectua des recherches sur l'uranium et sur autres substances utiles y compris l'or. En 1971-1974 l'indice de Tirek a été étudié par des tranchées en surface et 12 forages en profondeur

En 1976-1978 des travaux d'évaluation préliminaires du gisement de Tirek ont été entamés . Les niveaux profonds du gisement de Tirek ont été évalués par forage, jusqu'à 150 m.

En 1978-1987 des travaux de prospection au 1:50000 ont été réalisés sur la région de Tirek, par la SONAREM. Des travaux d'évaluation détaillés et complémentaires ont été effectués pour déterminer le niveaux profond de gisement (par l'EREM et l'ORGM) .

I-2 Situation géographique:

*- Le gisement de Tirek est situé dans la partie Sud-Ouest du Hoggar à environ de 2500 km d'Alger et à 400 km au Sud-Ouest du chef lieu de wilaya de Tamanrasset.(fig:1)

*- La superficie du champ minier est environ 30 km².

*- Les coordonnées géographiques du centre du champ minier sont 21°30' de latitude Nord et 2°31' de longitude Est.

*- Le climat est continental du type aride avec des températures de 20° - 25° en décembre- janvier et 35° - 45° en juillet- août .

*- Le puit d'Iraldouin situe à 60 km au Sud- Ouest du gisement est le seul point d'eau dans la région .

*- La pluviométrie est concentrée dans la partie Sud-Ouest du gisement généralement caractérise par une intensité de moyen de 7 mm/an .

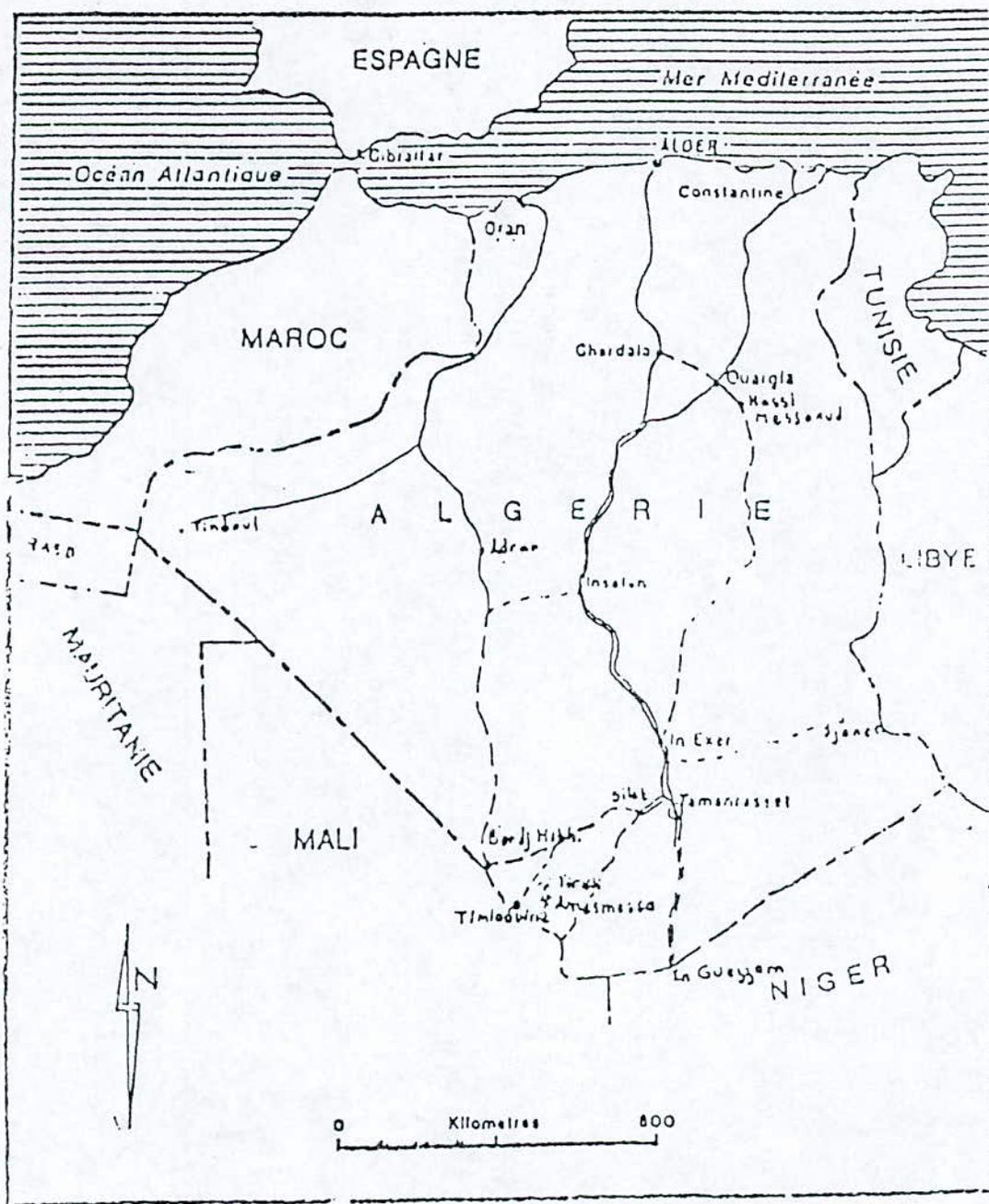


FIGURE 1

LOCALISATION GÉOGRAPHIQUE DES GISEMENTS
D'AMESMESSA ET DE TIREK

⚡ · GISEMENT AURIFÈRE (SONAREM, 1974)

I-3 Géologie régionale:

La région de Tirek est située dans la partie Sud-Ouest du Hoggar couverte par des formations d'âge précambrien et recouverte en discordance par des dépôts du Paléozoïque inférieur et du Crétacé (synthèse des travaux d'évaluation sur les gisements de Tirek-Amesmessas au 01-01-1991).

Le Hoggar se caractérise par son système de grande faille de direction Nord-Sud et du point de vue géologique; fait partie de la chaîne panafricaine (850-980ma), (Kennedy 1964).

Le Hoggar est globalement subdivisé en trois domaines différents du point de vue structural et lithologique, qui sont respectivement: Hoggar Occidental, Hoggar Central et Hoggar Oriental séparés par des accidents majeurs d'orientation subméridienne : $8^{\circ}30'$ et $4^{\circ}50'$. (fig:2)

Ces domaines sont d'Ouest en Est (Bertrand.Caby, 1978):

- Hoggar occidental (ou chaîne pharusienne).
- Hoggar central (ou polycyclique).
- Hoggar oriental (ou chaîne Tiririenne).

I-4 Hoggar Occidental:

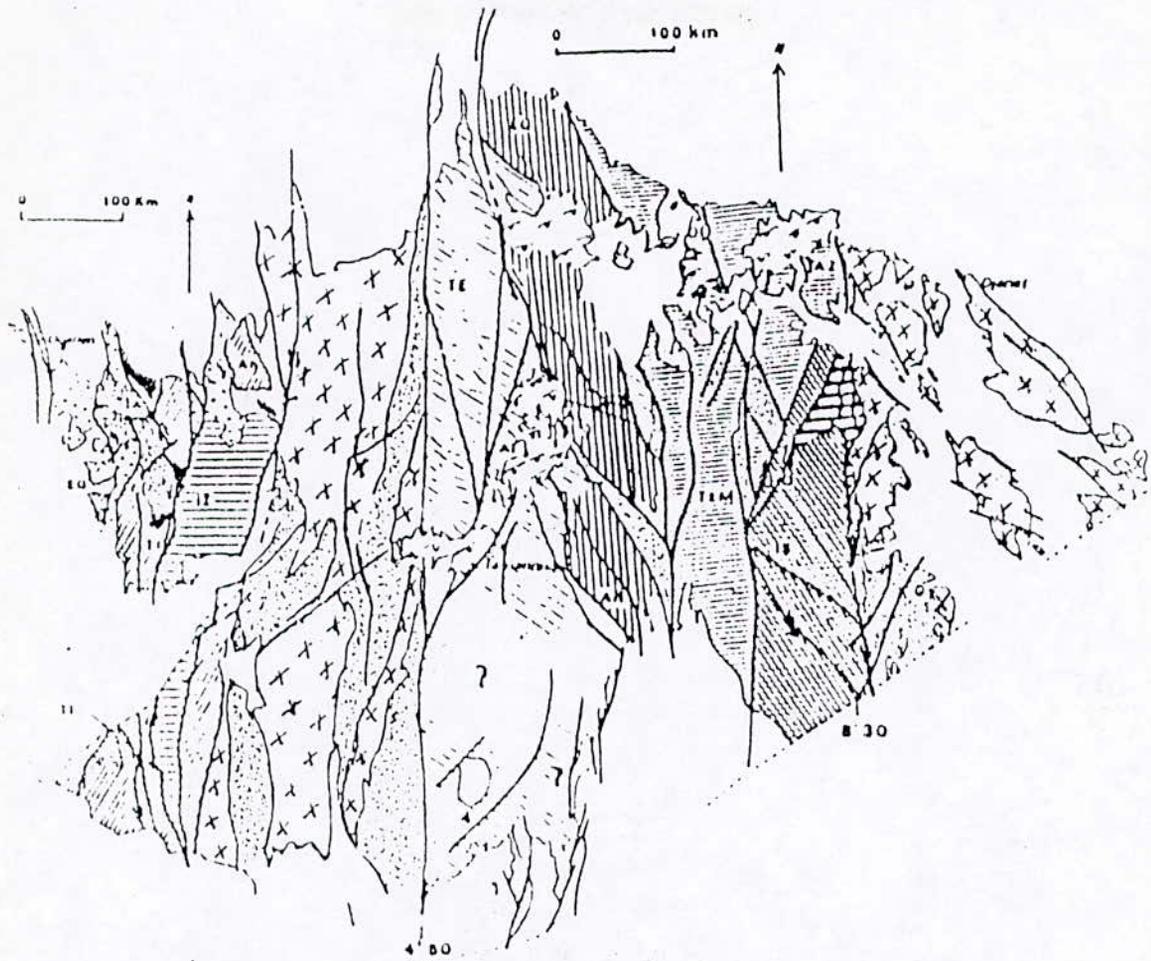
Le Hoggar occidental est limité à l'Ouest par la suture Est du craton Ouest Africain à noyau d'âge archéen et à l'Est séparés du Hoggar Central par l'accident majeur $4^{\circ}50'$.

Ce domaine est essentiellement composé de deux rameaux, rameau Occidental et le rameau Oriental, séparés par le bloc granitique archéen d'In ouzzal.

La région d'étude est constituée de deux domaines structuraux:

- *- A l'Ouest le bloc d'In Ouzzal constitué de roches archéennes.
- *- A l'Est un domaine protérozoïque inférieur à moyen.

Ces domaines sont séparés par une faille majeure de $2^{\circ}30'$, constituée par des Ultramylonites qui forment une bande de 2 à 3 km.



- | | |
|---|---------------------|
| 1-Volcanisme récent | 9- Domaine Aleksod |
| 2- Dépôts molassiques supérieurs (série pourprée) | 10- Môle d'Issalène |
| 3- Dépôts molassiques inférieurs (série volcano-sédimentaire) | 11- Môle In Ouzzal |
| 4- Série de Tiririne | |
| 5- Granitoïdes calco-alcalins | |
| 6- Roches basiques et ultrabasiques | |
| 7- Série de plate-forme | |
| 8- Socle éburnéen | |

Fig: 03 Schéma géologique du Hoggar.
(D'après BERTRAND et CABY, 1978)

I-5 Géologie du gisement:

Le gisement de Tirek se trouve à l'intérieur d'un massif d'âge prétectonique, situé à l'Est du bloc Archéen d'In Ouzzal (EREM 1984).

La superficie occupée par le gisement est d'environ 30 km². Il est constitué de trois champs filoniens Ouest, Centre, Est.

Le secteur Ouest localisé dans les mylonites tandis que les secteurs centre et Est sont situés à l'intérieur d'un massif de gabbro.

A- Le massif de Gabbro:

IL est allongé suivant une direction subméridienne. Il est limité dans sa partie occidentale par l'accident Est-Ouzzalien, alors que la frontière orientale plonge sous les roches du protérozoïque à un angle de 45°- 50° (EREM 1984).

Les gabbros de Tirek forment une gamme des roches allant des gabbros à olivine à des monzodiorites quartzites. Tandis que dans la partie centrale on rencontre des gabbros-diorites et diorites. Dans sa partie NW au niveau des filons XIV-XV, les gabbros sont recoupés par des granites.

La composition pétrographique des massifs de gabbros est hétérogène.

B- Les dykes:

Le massif de gabbro est recoupé par des dykes de composition basique, intermédiaire et acide développés dans le flanc occidental du champ minier. Souvent ils se recoupent entre eux.

*- Les dykes de gabbro, gabbro-diorites et diorites sont répandus dans la partie centrale. Leur orientation est sublatitudinale, la longueur atteint 250 m, l'épaisseur est de 2 à 3 m.

*- Les dykes de grano-diorites sont disloqués dans les parties centrale et orientale du champ minier, leur étendue est de quelques dizaines de mètres jusqu'à un kilomètre, et leur épaisseur de quelques centimètres à 3-4 m.

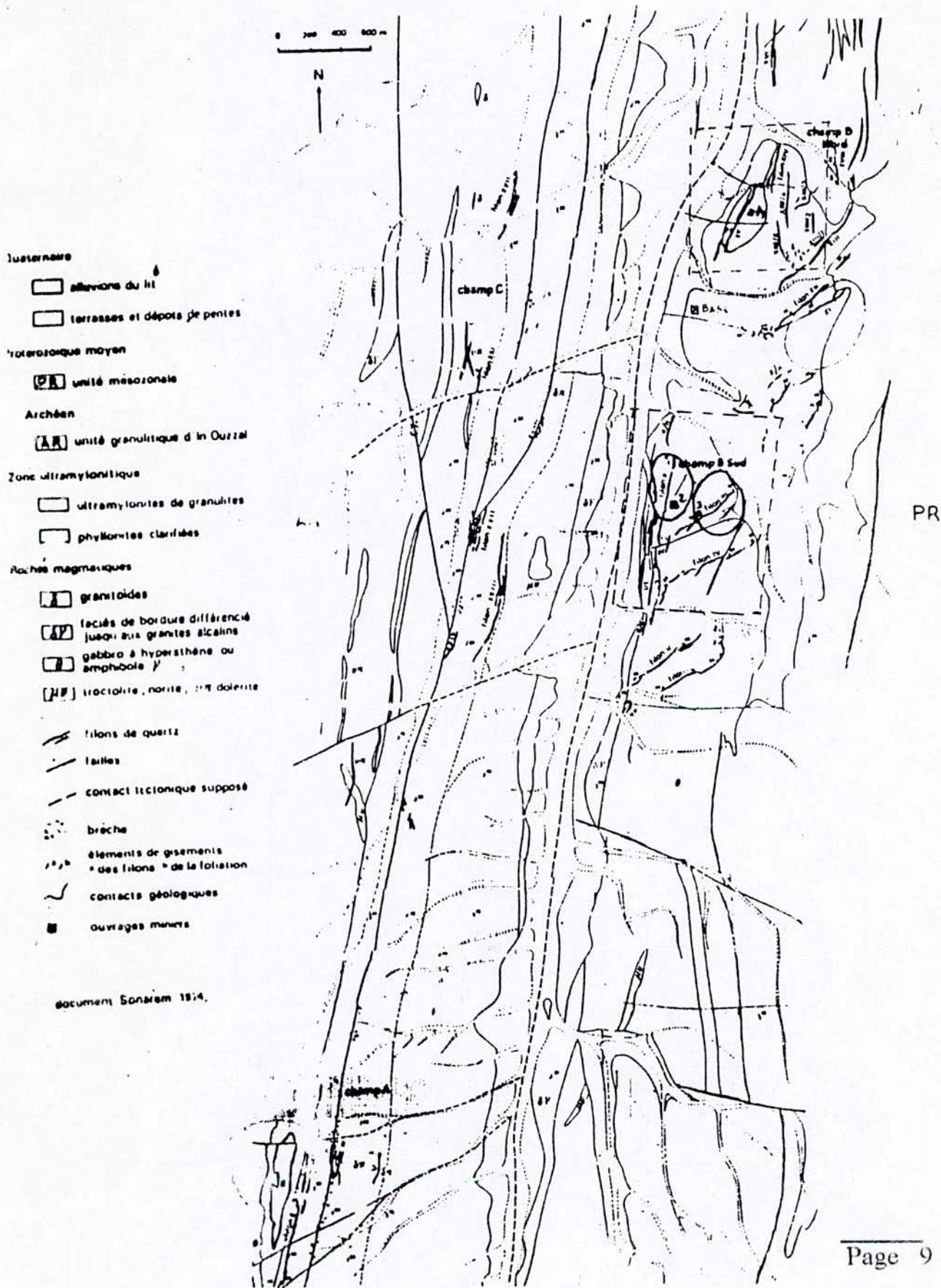
Ils ont une structure à grains fins et un taux réduit des changements. L'orientation de ces dykes est diverse (synthèse des travaux d'évaluation sur les gisements de Tirek-Amessmessa).

I-6 La structure du gisement:

Le gisement de Tirek est constitué par des filons de quartz dont les contacts sont nets:

La puissance est environ de 0.72 m en moyenne, le pendage est de 50° à 90°, la direction d'orientation est de 10° à 40° nord-est . Selon les particularités structuro-morphologiques et leur position spatiale, les filons quartzeux sont répartis dans trois secteurs minéralisés : occidental, central et oriental (**fig:3**).

Fig 9: Carte géologique du gisement
Tirek (SONAREM 1974)



1- Secteur occidental:

Il est situé sur le flanc occidental du champ minier, composé de granito-gneiss. Ce secteur s'étend sur près de 9 km, les contacts entre les roches de différentes formations sont sinueux et localisent des dykes de différentes formes et puissance.

L'épaisseur max atteint 2.2 m. La minéralisation dans ce secteur est très irrégulière, dont le coefficient de variation de l'Or est de 157.7% (Synthèses des travaux d'évaluation sur les gisement de Tirek-Amessmessa du 01-01-1991).

2- Secteur central:

Il est situé dans la partie centrale du champ minier, son orientation est linéaire à fort pendage .

L'étendue est plus de 4 km, composée de filon de quartz minéralisé en Or.

Les coefficient de variation des épaisseurs et des teneurs en or sont 43.6 à 66.7% et de 104.5 à 157.7% respectivement. (Synthèses des travaux d'évaluation sur les gisement de Tirek-Amessmessa du 01-01-1991).

3- secteur oriental:

Contiguë au secteur central du côté Est, il est représenté par le système des filons de direction nord -est (leur morphologie de ce secteur est complexe) avec un pendage nord-est, sous un angle de 50° à 70° .

L'épaisseur moyenne des filons atteint 0.6 à 0.8 m .

La répartition de la minéralisation dans ces filons est irrégulière (coefficient de variation est de 139.8% à 145.5%).

I-7 Morphologie du gisement:

Les corps minéralisés du gisement sont représentés par des filons quartzeux de fort pendage .

La puissance des filons est en général rectiligne et nette.

Le caractère commun à tous les filons est le développement d'altérations des épontes dans les zones de contacts.

Les filons du gisement sont caractérisés par des teneurs en or extrêmement inégales, la répartition de la minéralisation dans le plan du filon a le caractère d'une colonne .

I-8 Composition minéralogique et caractéristique technologique des minerais:

Suivant la caractéristique minéralogique le gisement de Tirek est attribué à la formation quartzo-aurifère du type pyrito-aurifère .

Le minéral principal est le quartz qui constitué 90 à 95% de la masse filonienne,

Les minéraux métallifères sont représentés par:

- l'Or natif
- la pyrite FeS_2
- pyrrhotine Fe_{1-x}S ($x \leq 0.3$).
- chalcopryrite CuFeS_2
- blende ZnS

La quantité des sulfures ne dépasse pas généralement 5% et atteint rarement 15 à 18% .

La minéralisation métallifères (veinules, imprégnations et nids) est constatée dans les zones de fracturation et dans les fissures isolées .

I-9 Calcul des réserves:

Le gisement de Tirek appartient au troisième groupe d'après le mode de gisement et la morphologie des corps, selon la classification de GKZ en vigueur en Russie. Dans le groupe en question, on individuelles les réserves ont été classés en catégories C1 et C2 .

Les critères d'évaluation des réserves technico-économiques utilisées ne sont pas basés sur des données économiques mais sont établis de façon conventionnelle:

- Teneur économique min (teneur de coupure) en Or dans un bloc 10 g/t d'un épaisseur inférieure à 0.8 m.
- Epaisseur minimale du corps minéralisé 0.8 m
- Teneur de coupure 5 g/t

Le calcul des réserves a été exécuté par la méthode géologique la plus utilisée pour les filons peu épais, linéaires allongés et le pendage fort. Ce calcul des réserves a été fait sur les projections verticales.

Le réserves concernées par ce projet et situées entre les niveaux 0.00 et 525 m (entre 40 et 50 m de la surface) figurent sur le tableau N° 1.

numéro de filon	catégorie des réserves	réserves de minerai T	teneurs moyennes en A g/T	réserves du métal kg
I	C1	3515	22.60	79.4
II	C1	4234.16	29.13	124.55
III	C1	19686.5	24.55	598.1
IV	C1	12440	17.35	235.9
XI	C1	26137	31	810.2
XII	C1	765	25.1	19.2
XIII	C1	10656	35.7	380.4
XIV	C1	3891.75	18.37	87.97
XIV/1	C1	2246.5	40.05	100.25
XV	C1	4171	27.65	230.65
XV/1	C1	2133	45.5	97.1
XV/2	C1	2650	21.8	57.8
total	C1	163916	29.7	4873.8
I	C2	1290.5	27.75	230.65
II	C2	2071	24.8	50
III	C2	4280	9.5	40.7
XI	C2	2759	24.4	67.3
XIII	C2	1158	22	25.5
XIV	C2	458.25	13.62	11.3
TOTAL	C2	14628	18.9	276.4
TOTAL	C1+C2	178544	28.8	5150.2

Tableau N°: 1 Réserves géologiques entre 0.00 et 525 m

N.B: par commodité, nous avons représenté les décimales après un point et non pas une virgule.

Réserves géologiques du gisement:

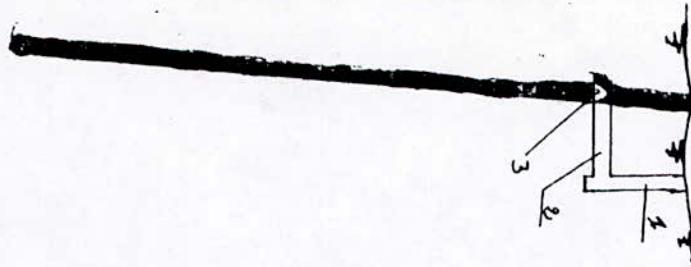
- Globale
- A exploitation par pilote

Categorie des réserves	C1	C2	C1 + C2
Réserves géologiques			
Réserves globales	395700	204100	599800
Réserves a exploités par le pilote	163916	14628	178544
Le % de réserve exploité par a port au réserve global	41	7.1	30

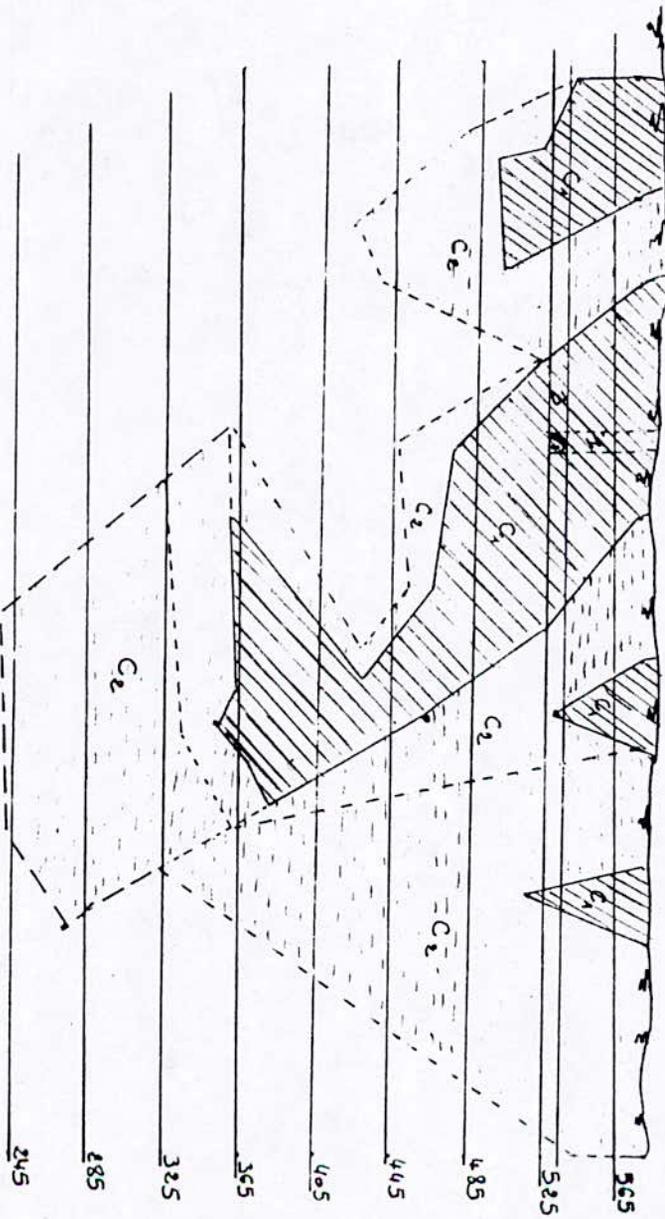
I-10 Données minières:

- Les corps de minerai du gisement sont représentés par les filons de quartz de fort pendage et d'épaisseur de 0.2 à 1 m en moyenne 0.72 m
- Les filons de quartz et les épontes ont une bonne tenue
- La résistance des roches encaissantes est de 1100 à 1500 kg/cm²
- L'écoulement superficiel au gisement inexistant
- La venue d'eau attendue dans les ouvrages miniers est de 0.07 - 0.1 m³/h et au niveau plus profond (jusqu'à 200 m de la surface) elle peut monter à 1 m³/h

- Les fissures sont très fines.
- Le coefficient de foisonnement du minerai est de 1,4.



- 1: Puits
- 2: Travers-Banc
- 3: Galerie de Roulage



coupe vertical du filon II

FIG: 4

Chapitre 2
Partie Exploitation

***- Le régime de travail de la mine est comme suit:

- Nombre de jours ouvrables par an 270 jours, (pause saisonnière- Juin-Juillet-Aout).
- Nombre de postes de travail par jour 1 poste
- Durée du poste : 8 heures

II-1 Ouvrages miniers existants:

Lors de l'évaluation géologique du gisement, les ouvrages miniers réalisés sont les suivants:

A- Trois puits de recherche dont les caractéristiques sont représentés dans le tableau n°2 :

- Puits N°1 a été foré au champ minier Nord, et recoupe le filon XV par l'intermédiaire d'un T-B de 15 m .
- Puits N°2 a été creusé au toit du filon II par l'intermédiaire d'un T-B de 20 m.
- Puits N° 3 a été foncé dans le filon III par l'intermédiaire d'un T-B de 18 m.

Les puits sont bétonnés sur une profondeur de 15 m d'une épaisseur d'environ 420 mm et non soutenu sur le reste de la profondeur.

Tableau N°2

N° des puits	longueur (mm)	largeur (mm)	profondeur (m)	section (m ²)
1	2500	1650	40	4.125
2	2500	2000	49	5
3	2680	2000	48	5.36

B- Les galeries d'une longueur totale de 1040 m. Toutes les galeries ont été creusés au niveau 525 m suivant la direction des filons. Les caractéristiques de ces dernières sont présentées sur le tableau N° 3.

Tableau N° 3

N° de filon	distance (m)	position	champ minier
XV	188	toute la longueur	Nord
XIV	56	nord-2	
XIV-1	96	sud et nord	
XIV	245	nord de nord-2	
II	219.5	nord	Sud
	178	sud	
III	30	nord	
	30	sud	
total	1042		

Les puits et les galeries, après le ravalement et l'élargissement de section respectivement seront utilisés pour les besoins de l'exploitation.

II-2 Détermination de la production annuelle:

Pour déterminer la production annuelle de la mine, on utilise la méthode qui tient compte de la vitesse d'abaissement du niveau

d'extraction suivant la verticale et qui est représentée par la formule suivante :

$$A = v \times (S \times \delta \times k) / (1 - p) \text{ [T/an]}$$

où S : surface horizontale des corps minéralisés, m²

δ : poids volumique du minerai, T/m³

k : coefficient d'extraction de minerai du gisement

p : taux de salissage

v : vitesse d'abaissement du niveau d'extraction, m/an.

Pour calculer la production annuelle du champ minier à partir des filons qu'on a pris en considération dans les zones centrales et orientales du gisement, nous serons obligés de le diviser en deux champs miniers, l'un Nord et l'autre Sud, pour diminuer les travaux préparatoires au stérile.

Le champ minier Nord a une longueur d'environ 700 m, sera exploité à l'aide du puits N°:1 et comprend les filons XIV-XIV/1, XV-XV/1 et XV/2.

Le champ minier Sud a une longueur d'environ 750 m, comprend les filons I-II-III et IV. Son exploitation se fera à l'aide du puits N°:2.

Pour déterminer la production annuelle, on doit déterminer la longueur des filons de chaque chantier qui sont représentés sur le tableau N° 4.

Tableau N° 4

Filon	Longueur du filon (m)	Champ minier
XIV	215	Nord
XIV/1	95	
XV	188	
XV/1	115	
XV/2	102	
Total	715	
I	117	Sud
II	457	
III	428	
IV	281	
Total	1283	

La production de chaque champ minier est représenté dans le tableau N°5, pour cela:

* Epaisseur moyenne des filons = 0.72 m

$$\delta = 2.7 \text{ T/m}^3$$

$k = 1 - 0.055 = 0.945$, les pertes en minerai sont égales à 5.5%.

$$p = 43.9\%.$$

Pour le chantier Sud:

Prenons la vitesse d'abaissement du niveau d'extraction

$$v = 7 \text{ m/an}$$

$$A = 7 \times 924 \times 0.72 \times 2.7 \times 0.9 / 1 - 0.439 = 14708.6 \text{ T}$$

Pour le chantier Nord:

Vu l'importance de la surface de la minéralisation du champ sud comparée à celle du champ Nord, la vitesse d'abaissement du niveau d'extraction moindre prenons $v = 3.5 \text{ m/an}$.

$$A = 3.5 \times 515 \times 0.72 \times 2.7 \times 0.9 / 1 - 0.439 = 16396 \text{ T}$$

Tableau N°5

Champ minier	Longueur (m)	Epaisseur moyen (m)	Surface (m ²)	Production annuelle (T)
Nord	715	0.72	515	16396
Sud	1283	0.72	924	14708.6
	TOTAL			31124.6

Prenons une production globale annuelle environ de 30000 T pour la mine et une production de 15000 T pour chacun des champs miniers Nord et Sud.

Vu le caractère pilote de l'exploitation, les vitesses d'abaissement du niveau d'extraction ont été prises très faibles. En réalité la vitesse peut atteindre 15 m/an et plus pour la méthode

- Les pertes $178544 \times 0.055 = 9819.92$ T
 donc: $178544 - 9819.92 = 168724.08$ T (de minerai à exploiter)

- Le tout-venant extrait de la mine sera composé de :

168724.08 ----- 56.1% de minerai
 x ----- 43.9% de stérile

Donc:

$$x = (168724.08 * 43.9) / 56.1 = 132031.85 \text{ T}$$

Alors:

- la quantité du minerai est: 168724.08 T
- la quantité du stérile (salissage) est: 132031.85 T

En fin:

- La quantité de minerai extrait sera égale à:

$$168724.08 + 132031.85 = \underline{300756T}$$

- La teneur moyenne sera égale à:

$$(168724.08 * 28.8 + 132031.85 * 0) / 300756 = \underline{16.2 \text{ g/T}}$$

- La quantité de métal égale à:

$$300756 * 16.2 = \underline{4872.2 \text{ kg}}$$

II-3 Méthode d'exploitation:

Pour éviter les zones d'effondrement autour du puits entraînés par les vides qui seront créés par l'exploitation, les premiers blocs, l'un situé en Nord et l'autre situé au Sud de l'intersection des T-B avec les filons XV pour le puits N°1 et le filon

Il pour le puits N°2, ne seront abattu qu'en fin d'exploitation du niveau.

Dans le choix de la méthode d'exploitation du gisement de Tirek, on a pris en considération la morphologie des corps minéralisés et des caractéristiques techniques et géomécaniques du terrain suivants :**(fig:4)**

- des filons minces, d'épaisseur moyenne de l'ordre de 0.72 m et fortement pentes, l'angle de pendage varie de 50° à 90° .
- un encaissant formé de gabbros très solides dont la résistance en compression monoaxiale (σ_c) est comprise entre 1100 et 1500 kg/cm² .
- un minerai quartzeux très résistant avec $\sigma = 1200$ à 1500 kg/cm² .
- un terrain très stable (encaissant et minerai) ne nécessitant pas de soutènement systématique .

Et enfin un minerai qui ne s'agglomère pas (lors de l'emmagasinage dans les chambres) .

Selon les critères cités, la méthode par chambres magasins s'avère la plus adaptée pour l'exploitation du gisement de Tirek.

Cette méthode doit :

- assurer la production nécessaire
- assurer les conditions de sécurité et de travail du personnel
- permettre de minimiser les pertes de minerai
- aboutir à un prix de revient réduit

1- les paramètres de la méthode:

Les paramètres sont représentés sur(**fig:5**):

- la hauteur de l'étage, ayant comme base le niveau 525 m, qui varie suivant la topographie de la surface de 40 à 50 m ;
- la longueur du bloc d'exploitation (de la chambre) égale à 40 m .- la largeur de la chambre de 1.0 m. Elle ne doit pas être inférieure car une largeur plus petite risque de provoquer le coincage du minerai dans la chambre.

La largeur du front d'abattage, en comparaison avec l'épaisseur des filons (0.72 m) explique en grande partie le salissage important obtenu lors de l'exploitation .

- la largeur des stots inter-chambre est de 3.5 m ;
- les stots situés au dessus de la galerie de roulage et au toit de la chambre ont une épaisseur de 2 m chacun .
- les cheminées de blocs, à un compartiment de (1.5 × 1.5) m, sont percés dans les stots inter-chambre et communiquent avec la surface .

1:préparation 2:abatage et soutirage partiel 3:soutirage intégral

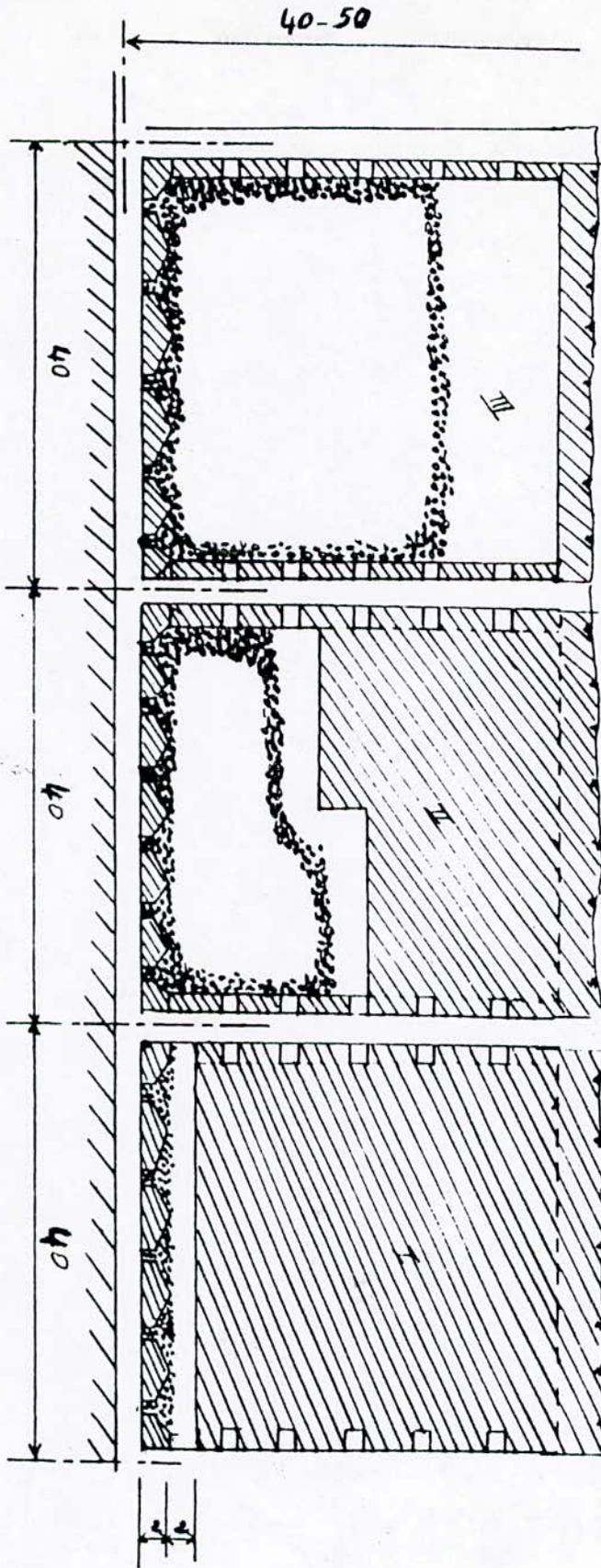


FIG:4
les 3 Phases d'exploitation du bloc

CARACTERISTIQUES DIMENSIONNELLES

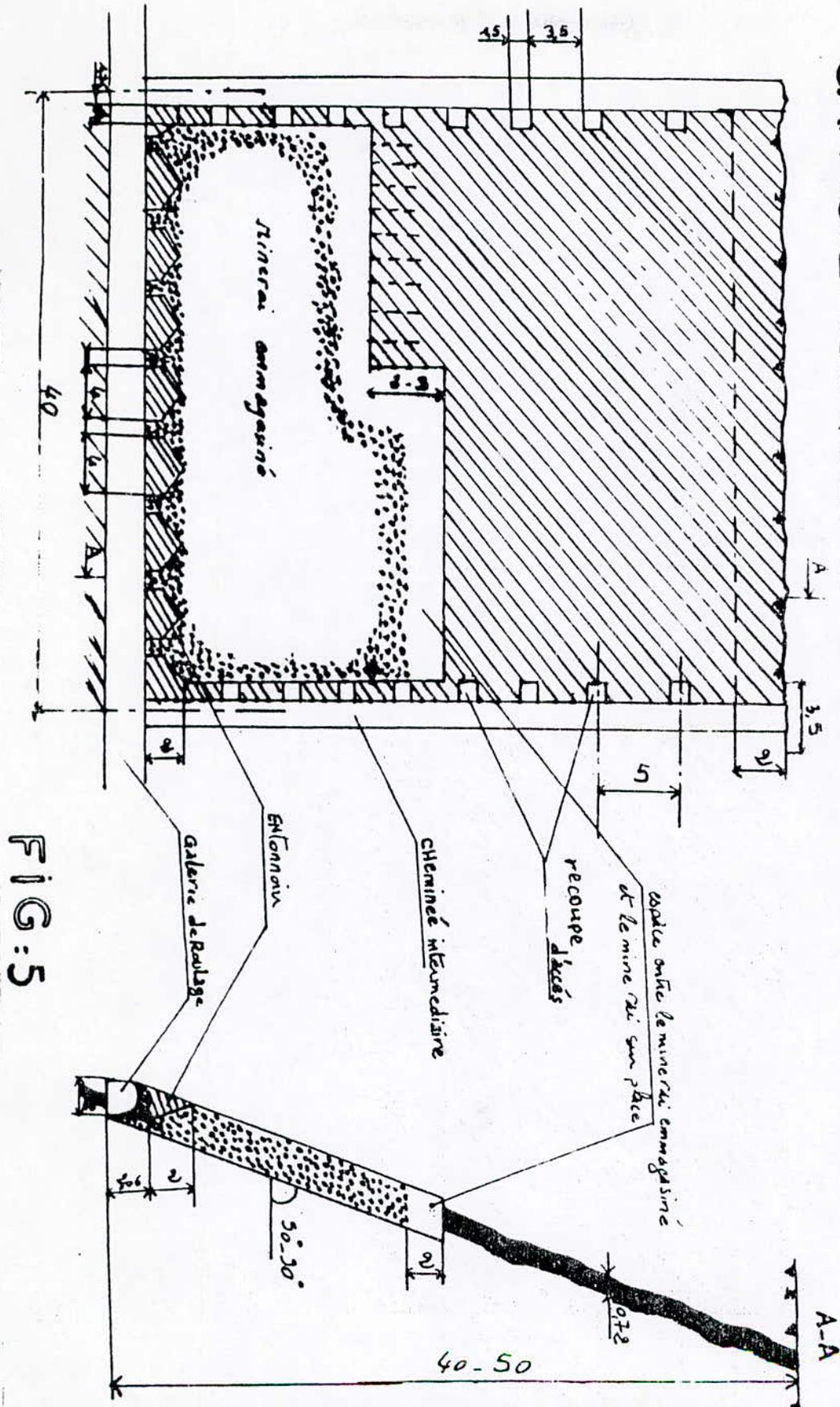


FIG:5

2- Les travaux préparatoires:

Ils comprennent les trois étapes suivantes:

- l'avancement des galeries de roulage ;
- le percement des cheminées de blocs,
- la préparation de la base des blocs .

A- Les galeries de roulage:

En forme de voûte, elles sont creusées au minerai le long des filons et suivant la direction des filons au niveau 525 m, sans soutènement. En cas de besoin, le soutènement est assuré par un revêtement projeté (béton projeté) ou par pose de boulons d'ancrage avec éventuellement un treillis métallique.(fig:6)

la section nette est : $S = 6.4 \text{ m}^2$.

la section brute est : $S = 6.75 \text{ m}^2$.

Périmètre = 11.9 m.

Les dimensions des galeries de roulage sont faites en prévision de l'augmentation de la production de la mine .

Pour l'écoulement des eaux vers le puisard et pour diminuer l'effort de traction du locotracteur lorsque les wagonnets sont chargés. les galeries sont creusées avec une pente, vers la recette du puits, de 3‰ à 4‰.

GALERIE DE ROULAGE

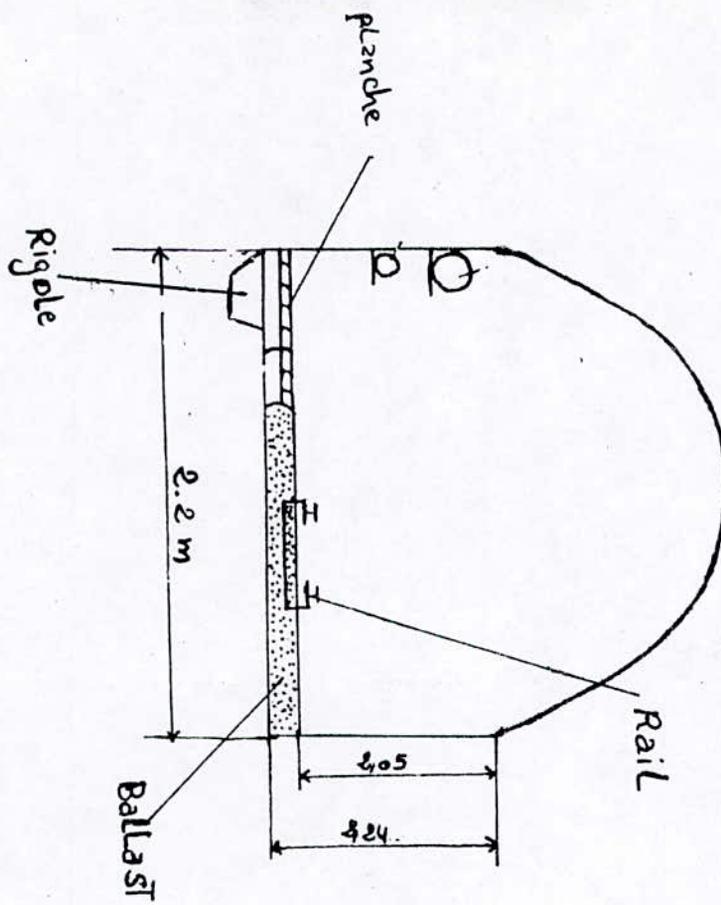
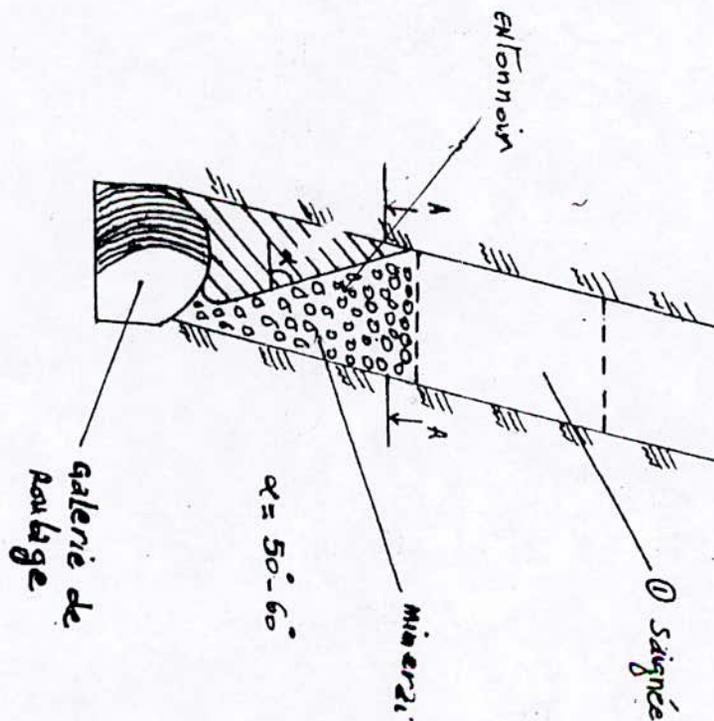


FIG:6



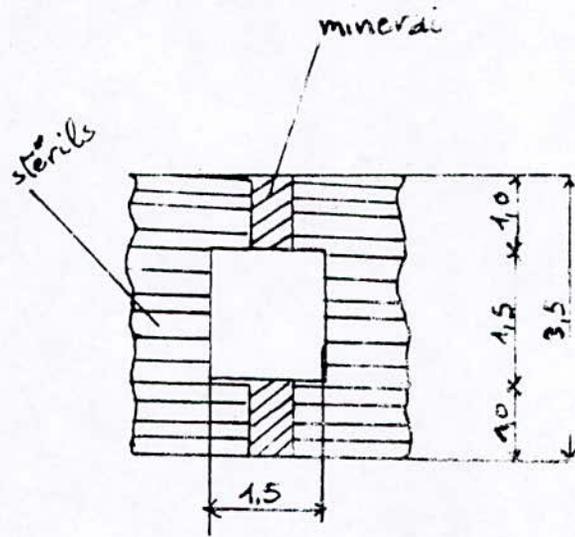
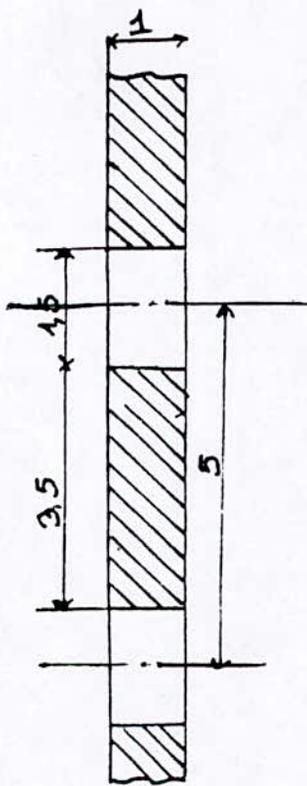
B- Cheminées de blocs:

Dans les piliers situés entre les chambres, les cheminées seront réalisés suivant le pendage des filons et communiquent au jour.

Elles sont destinées à la circulation du personnel et à la ventilations et sont équipés d'échelles et de paliers. Les passages vers les chambres sont distants de 5 m l'un de l'autre.

Les cotés sur lesquels se trouvant les passages vers les chantiers d'abattage sont boisés par du bois rond (billes) de 15-20 cm de diamètre. (fig:7)

Passage vers
la chambre



CHEMINEE
DE BLOC

FIG: 7

C- Préparation de la base du bloc:

On prépare également la base du bloc de 40 m de la manière suivante:

On creuse une saignée horizontale sur toute la longueur de la chambre de 1 m de large et 2 m environ de hauteur, cette saignée sert d'espace de foisonnement pour la 1^{ère} tranchée .

On réalise des entonnoirs ayant la forme d'une demi-ellipse reliés au niveau de roulage par d'étroits cheminées (des doigts) de section (1 × 1) m qui servent à soutirer le minerai.

Les doigts sont équipés de trémies de chargement munies de mécanismes d'ouverture fermeture commandés par des vérins hydrauliques .

3- Abattage:

L'abattage est exécuté par foration des trous de mine et tir.

Alors, on divise le bloc en 2 parties égales (deux fronts), d'une longueur de 18.25 m chacune, sont décalés l'un par rapport à l'autre de 2 à 3 m environ suivant le pendage .

L'abattage se fait par tranchée montante, horizontale, de longueur égale à 18.25 m et 1.1 m d'épaisseur à l'aide de trous de

mine de 30 mm de diamètre, forés vers le haut .

Comme explosif, on utilise de la Gelanit I en cartouche de 25 mm de diamètre (longueur 130mm, poids 100 gr), le tir sera électrique

La disposition des trous de mines est représentée sur la (fig :8).

Disposition des pous de mine

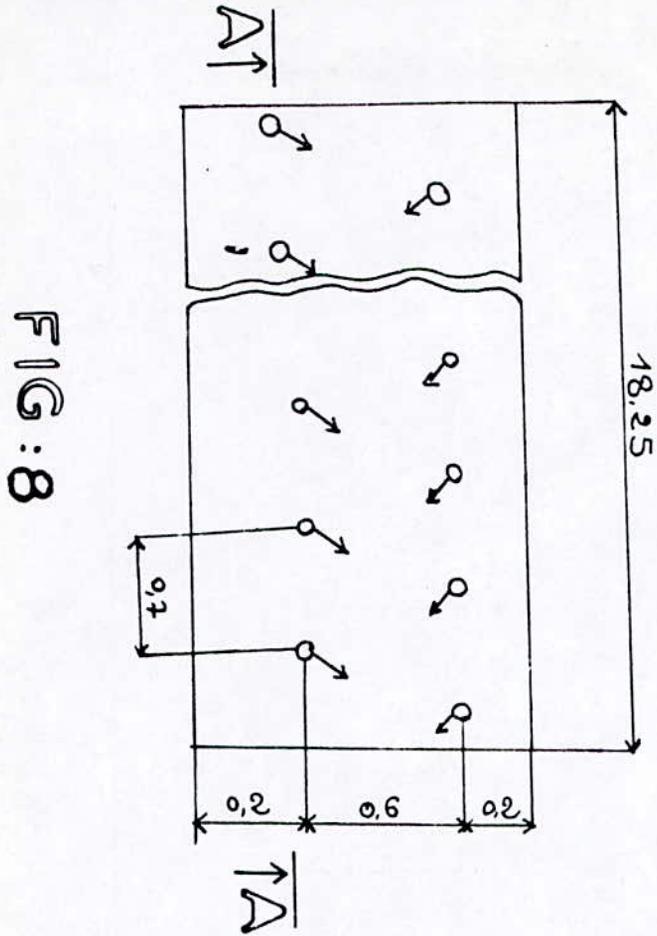
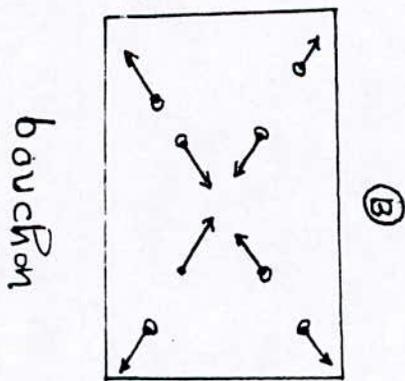
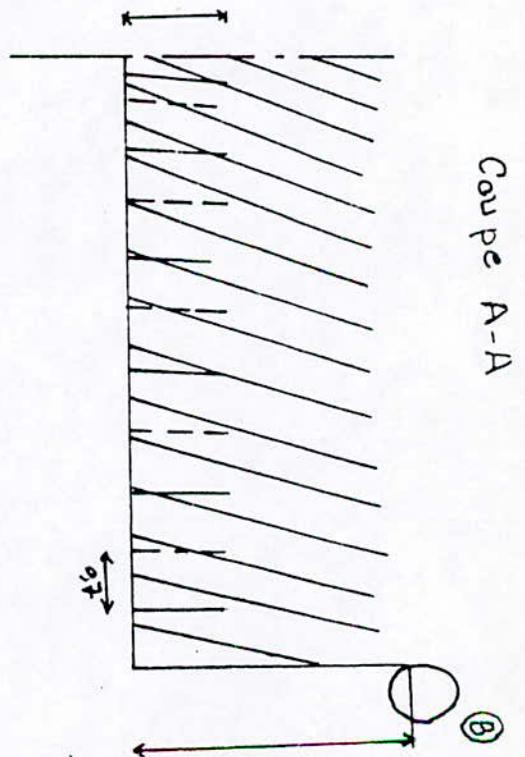


FIG: 8



4- Production de minerai par poste :

La production de minerai est obtenue à partir :

- Des travaux préparatoires effectués dans les filons.
- Du soutirage de minerai des chambres qui est de deux sortes :
 - *- Soutirage partiel à partir d'une chambre en cours d'abattage.
 - *- Soutirage intégral d'une chambre complètement abattue.

a- A partir de la chambre:

Le nombre de trous foré pour chaque front est:
 $(18.25/0.7) \times 2 = 52$ trous de mine sur deux rangés d'une longueur totale de 62.4 m.

La foration est réalisée à l'aide des marteaux perforateurs, télescopiques d'une capacité de foration d'un marteau égale à 5 m/h (compte tenu de la dureté de la roche et du rendement du foreur), alors le nombre d'heures nécessaires à la foration du front d'abattage sera de:

$$62.4/5=12.48 \approx \underline{13 \text{ heures}} .$$

En un seul poste de travail, il est nécessaire d'avoir deux marteaux pour 6.5 heures de travail chacun, donc pour 1 poste de 8 heures on a:

- 6.50 heures seront consacrées à la foration
- 1.50 heures, au minage et tir de la volée .

La ventilation du chantier sera effectuée après le poste de travail

La quantité de minerai abattu déterminée par la formule suivante

$$Q = L \times l \times h \times k \times \delta \quad (T)$$

ou : $L = 18.25$ m - longueur du front d'abattage

$l = 1$ m - largeur du front

$h = 1.2$ m - épaisseur de la tranche à abattre correspondant à la longueur des trous de mine .

$k = 0.9$ [coefficient d'utilisation du trou de mine (rendement)]

$\delta = 2.7$ t/m³ poids volumique du minerai .

Donc:

$$Q = 18.25 \times 1 \times 1.2 \times 0.9 \times 2.7 = 53.2 \text{ T}$$

De cette quantité nous soutirons 30% ,

Donc :

$$53.2 \times 0.3 = 15.95 \text{ T} \approx \underline{16 \text{ T}} .$$

*- Le soutirage de 30% est réglé de façon qu'à mesure que le front se déplace, il reste constamment entre ce dernier et le minerai abattu un espace de travail suffisant (environ 2 m) et que la surface du minerai abattu soit approximativement horizontale.

b- à partir des travaux préparatoires:

On utilise la formule suivante:

$$Q = S \times l \times k \times \delta \quad (\text{T})$$

ou: S: la section de creusement (m^2)

l : longueur du trou de mine

k = 0.9 coefficient d'utilisation du trou de mine

$\delta = 2.7 \text{ T/m}^3$ (poids volumique)

La production de minerai obtenu pour 1 tir sera donc (Tableau N°6)

Tableau N° 6

Ouvrages	S (m^2)	l (m)	Q (T)
Galerie de roulage	6.2	1.5	22.6
Cheminée de bloc	2.25	1.2	6.2
	TOTAL		28.8

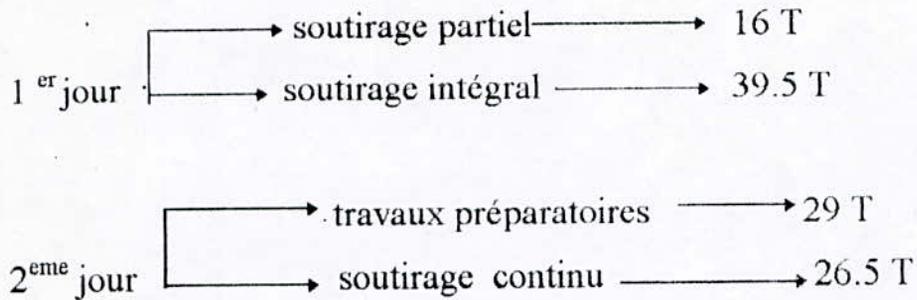
Le minerai obtenu lors de la préparation de la base du bloc a partir de la saignée et les doigts sera rassemblée a la base de galerie de roulage et remplie par la pelle chargeuse dans les wagonnets. Cette quantité est intégrée dans la production de la chambre .

La production annuelle de minerai pour chaque quartier (champ minier) est de 15000 tonnes de tout venant par an .

Sur la base de 270 jours ouvrables la production journalière est:

$$15000/270 = 55.5 \text{ tonnes par jour.}$$

La répartition de la production journalière sera égale à:



6- Le cyclogramme du travail:

Pour satisfaire la répartition ci-dessus, le travail dans le quartier est organisé suivant une forme cyclique comme c'est représenté sur le cyclogramme.

Du cyclogramme, ci-dessous, nous remarquons que :

- Le cycle de l'abattage et les travaux annexes est de 2 jours
- Le cycle des travaux préparatoires est aussi de 2 jours

Ceci permet de limiter le nombre de foreurs . Si le cycle des travaux préparatoires dure 1 poste, on aurait besoin de 2 foreurs en plus (pour la galerie de roulage et l'autre pour la cheminée) et 2 foreurs sont occupés dans le chambre .

Pour la préparation de la base du bloc (saignée, entonnoir), il est nécessaire d'avoir 2 mineurs, [2 mineurs + 2 marteaux + 2 beguilles + 1 treuil de raclage] .

Dans le cyclogramme les mineurs d'abattage travaillent par intermittence à l'abattage et dans les travaux préparatoires

N° Jours	Désignation des travaux	Temps (heure)							
		1	2	3	4	5	6	7	8
I	<u>Abattage</u>								
	- Foration	█							
	- minage et tir							█	
	<u>Travaux préparatoires</u>								
	- Déblocage des fronts (galerie + cheminée)	█							
	- Travaux annexes: inspection, soutènement (cheminée), pose de rail, fixation de la tuyauterie, ...								
	<u>Base du bloc</u>								
	- Déblocage + foration	█							
	- Minage + tir							█	
II	<u>Abattage</u>								
	- Soutirage partiel	█							
	- Travaux annexes dans la chambre: inspection, débitage secondaire, nivellement de la plate forme de travail .								
	<u>Travaux préparatoires</u>								
	- Foration (galerie, cheminée)	█							
	- Minage et tir							█	
	<u>Base du bloc</u>								
	- Déblocage + foration	█							
	- Minage et tir							█	

Cyclogramme du travail

7- Matériels:

Nombre des machines	Type de machine
2	mardeaux télescopique.
3	mardeaux manuels + 3 bequilles (poussoirs)
1	treuil de raclage.
1	pelle chargeuse pneumatique sur rail de 0,14 m ³ de capacité du godet écartement voie 600mm.
1	locotracteur + wagonnets.

Les caractéristiques techniques du matériel sont:

*- Wagonnets basculant:

- Le nombre 8
- Capacité 0.7 m³
- Longueurs hors tout 1670 mm (avec attelage)
- Largeur de la caisse 970 mm
- Hauteur 1200 mm
- Poids 0,55 T
- Ecartement de la voie 600 mm

** - Locotracteur électrique (à accumulateur)

- Nombre 1
- Largeur 2150 mm
- Longueur 1100 mm
- Hauteur 1180 mm

- Poids avec accumulateur 2,0 T
- Tension 40 V
- Ecartement de la voie 600 mm

*****- Pelle chargeuse pneumatique sur rails:**

- Capacité du godet 0,14 m³
- Puissance ... 8,5 CV (6.5 KW) a une pression de service de 6 bars
- Longueur 2000 mm
- Largeur 1350 mm
- Hauteur 1150 mm
- Ecart voie 600 mm (réglable 460 ÷ 900 mm)

******- Treuil de raclage: (électrique à 2 tombeurs)**

- Godet:

- Largeur 700 mm
- Capacité 0,10 m³
- Poids..... 100 kg

- Treuil:

- Puissance 7 KW
- Nombre de tombeurs..... 2
- Longueurs 1130 mm
- Largeur 525 mm
- Hauteur 570 mm
- ϕ du câble 8 mm

*****- Marteaux perforateur pneumatiques

- Manuel : poids environ 25 kg .
- Télescopiques : poids 30....40 kg .

cadence de frappe plus de 2000 coups / min .

Pour les besoins du transport du minerai à l'usine de traitement, on utilise deux camions de 12 T chacun.

II-4 Ventilation:

A- Ventilation primaire:

La ventilation des 2 champs miniers (quartiers) Nord et Sud est calculée pour le cas particulier où la dépression du quartier et la demande en air sont maximum.

Ce cas est caractérisé par :

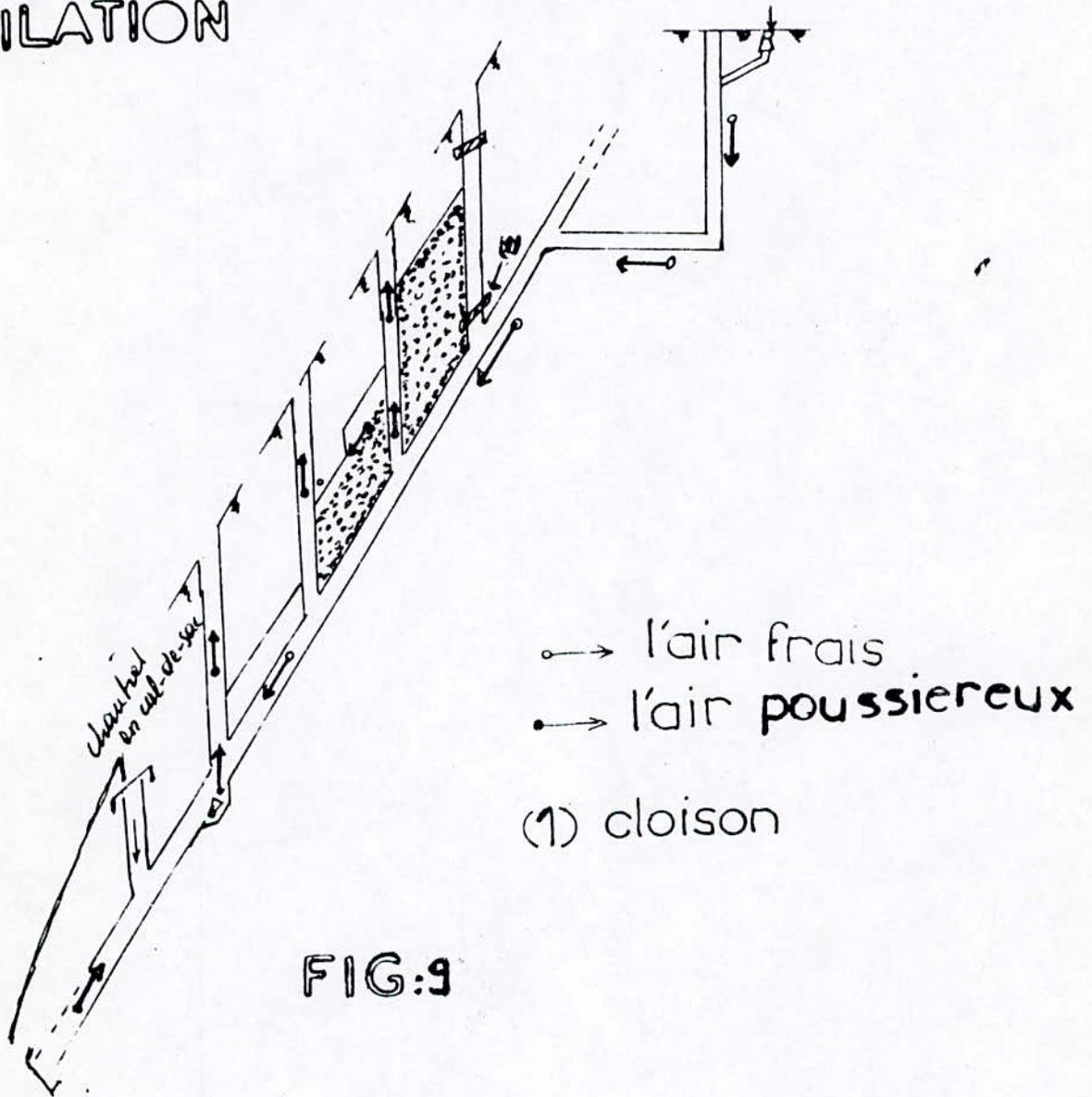
- la branche du réseau d'aérage la plus longue
- une demande maximale en air tous les chantiers d'abattage et de travaux préparatoires sont en activité en même temps.

Pour uniformiser les équipements de ventilation, pour le quartier Sud, on ne tient pas compte dans les calculs du filon N°IV. Ce dernier, dont l'exploitation n'interviendra que très tard (après plusieurs années) sera alors ventilé à l'aide d'un ventilateur refoulant de petite capacité placé sur un trou de sondage en surface.

1- Schéma de ventilation (fig:9)

Un ventilateur soufflant est placé sur le puits central (en surface), le retour d'air vers la surface s'effectue par les cheminées de passage et de ventilation, ce schéma est valable pour les 2 quartiers Nord et Sud.

VENTILATION



** - Quantité d'explosif (A) pour chaque ouvrage:

On utilise la formule suivante:

$$A = a \times S \times L \times k \quad [\text{kg}]$$

$$a = 1.85 \text{ kg/m}^3$$

S : (m^2) la section de chaque ouvrage

L: (m) la longueur de trou de mine

k: coefficient d'utilisation du trou de mine

1- Galerie de roulage :

$$S = 6.75 \text{ m}^2$$

$$A = 6.75 \times 1.85 \times 1.5 \times 0.9 = 17.5 \text{ kg}$$

2- creusement de la saignée

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

$$A = 2 \times 1.85 \times 1.2 \times 0.9 = 4.1 \text{ kg}$$

3- Cheminée de bloc:

$$S = 2.25 \text{ m}^2$$

$$A = 2.25 \times 1.85 \times 1.2 \times 0.9 = 4.6 \text{ kg}$$

4- Chantier d'abattage:

$$S = 18.25 \text{ m}^2$$

$$A = 18.25 \times 1.85 \times 1.2 \times 0.9 = 37.2 \text{ kg}$$

2- Calcul de la quantité d'air nécessaire à la ventilation du chantier:

A- Pour le quartier Nord:

*- Par rapport à la consommation d'explosif:

a- Chantier d'abattage:

$$Q_1 = 24/T \times (A_1 \times S_1 \times L)^{1/2}$$

ou: A_1 : 37.2 kg quantité d'explosif

S_1 : 2 m² la section du chantier

L: 40 m la longueur de la chambre

T: 30 minutes (temps de ventilation)

Donc:

$$Q_1 = 24/30 \times (37.2 \times 2 \times 40)^{1/2} = \underline{43.6 \text{ m}^3/\text{min}}$$

b- Ventilation lors des travaux préparatoires en cul de sac:

- Pour le système aspirant:

On utilise la formule:

$$Q_2 = 18/T \times (A_i \times S_i \times l_p)^{1/2} \text{ [m}^3/\text{min]}$$

ou: A_i : la quantité d'explosif utilisée [kg]

l_p : la distance sur lequel les fumées de tir seront projetées [m]

$$l_p = 2.4 \times A_i + 10$$

S_i : la section traversée par l'air lors du ventilation [m²]

T: temps de ventilation [minutes]

b₁- Creusement de la saignée:

A₁= 4.1 kg production annuelle

S₁: 2 m² section d'écoulement d'air

l_p: m la distance sur laquelle les fumées de tir seront projetées

$$l_p = 2.4 \times 4.1 + 10 = 19.84 \text{ m}$$

$$Q_1 = 18/30 \times (4.1 \times 2 \times 19.84)^{1/2} = \underline{7.65 \text{ m}^3/\text{min}}$$

b₂- Galerie de roulage:

A₂= 17.5 kg

S₂= 6.4 m²

Donc:

$$l_p = 2.4 \times 17.5 + 10 = 52 \text{ m}$$

Alors:

$$Q_2 = 18/30 \times (17.5 \times 6.4 \times 52)^{1/2} = \underline{45.78 \text{ m}^3/\text{min}}$$

b₃- Cheminée de bloc:

A₃= 6.4 kg

S₃= 2.25 m²

Donc:

$$l_p = 2.4 \times 4.6 + 10 = 21.04 \text{ m}$$

$$Q_3 = 18/30 \times (4.6 \times 2.25 \times 21.04)^{1/2} = \underline{8.85 \text{ m}^3/\text{min}}$$

Donc la quantité totale sera égale à:

$$Q_T = (Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4) \times k_r$$

ou k_r : coefficient de réserve tenant compte des liaisons aérodynamiques du fond avec la surface (affaissement de terrain, fissures, ...) et les pertes d'air par les cheminées cloisonnées.

Donc:

$$Q_T = (43.6 + 47.02 + 8.85 + 7.65) \times 1.55 = 164.81 \text{ m}^3/\text{min} \rightarrow 1$$

3- Vérification par les vitesses de l'écoulement de l'air:

$$Q = v \times s \text{ m}^3/\text{sec}$$

v: vitesse d'écoulement d'air [m/sec]

s: section de l'ouvrage [m²]

A- Chantier d'abattage:

D'après les normes de sécurité la vitesse minimale de l'écoulement de l'air dans le chantier d'abattage ne doit pas être inférieure à 0.5 m/sec.

Donc:

$$v = [43.6/60] / 2 = 0.36 \text{ m/sec} < 0.5 \text{ m/sec} \text{ cette valeur ne}$$

vérifie pas la v_{\min}

Alors:

$$Q_1 = 0.5 \times 2 \times 60 = \underline{60 \text{ m}^3/\text{min}}$$

D'après les normes de sécurité la vitesse minimale de l'écoulement de l'air dans les ouvrages en cours de préparation ne doit pas être inférieure à 0.25 m/sec.

a- Galerie de roulage:

$$v = [45.81/60]/ 6.4 = 0.11 \text{ m/sec ne vérifie pas la } v_{\min}$$

Alors:

$$Q_2 = 0.25 \times 6.4 \times 60 = \underline{96 \text{ m}^3/\text{min}}$$

b- Cheminée en cours de creusement

Donc

$$v = [8.85/60]/ 2.25 = 0.066 \text{ m/sec cette valeur ne vérifie pas la } v_{\min}$$

Alors

$$Q_3 = 0.25 \times 2.25 \times 60 = \underline{33.6 \text{ m}^3/\text{min}}$$

c- Saignée en cours de creusement:

Alors:

$$v = [7.65/60]/ 2 = 0.06 \text{ m/sec cette valeur ne vérifie pas la } v_{\min}$$

Donc:

$$Q_4 = 0.25 \times 2 \times 60 = \underline{30 \text{ m}^3/\text{min}}$$

La quantité totale sera égale :

$$Q_T = (60+96+33.6+30) \times 1.55 = \underline{340.38 \text{ m}^3/\text{min}} \longrightarrow 2$$

B- Par rapport au nombre d'hommes se trouvant en même temps au fond durant le poste:

$$Q = N_h \times q \times k_r$$

d'ou

N_h : le nombre d'homme se trouvant en même temps au fond = 20 personnes

Les normes de sécurité exigent $q = 6 \text{ m}^3/\text{min}$ d'air frais par homme.

Donc:

$$Q = 20 \times 6 \times 1.55 = 186 \text{ m}^3/\text{min} \longrightarrow 3$$

Alors parmi les quantités 1, 2 et 3, on choisi la plus grande qui sera égale à:

$$Q_M = 340.38 \text{ m}^3/\text{min}$$

- Le débit du ventilateur sera donc:

$$Q_V = k_f \times Q_M$$

ou: k_f : coefficient tenant compte des fuites d'air vers l'extérieur au niveau de l'orifice du puits = 1.2

$$Q_V = 1.2 \times 340.38 = 408.46 \text{ m}^3/\text{min}$$

4- Calcul de la dépression:

Le circuit d'aérage le plus long est composé des branches suivantes reliées en série :

- Puits
- travers-banc
- Galerie de roulage La longueur va du T-B jusqu'à l'extrémité du flanc le plus éloigné du puits
- Cheminée de bloc séparant 2 chambres.

*- Calcul de la résistance aérodynamique:

La résistance aérodynamique est déterminée par la formule suivante:

$$R = \alpha \times P \times L / S^3 \quad [k\mu]$$

ou: R: la résistance de l'ouvrage [kμ]

P: périmètre de l'ouvrage [m]

α : [kg s²m⁻⁴] coefficient de la résistance aérodynamique, les valeurs de α sont prise d'un guide de ventilation

L: la longueur de l'ouvrage [m]

S: section de l'ouvrage [m²]

A- Puits:

$$\alpha = 36 \times 10^{-4} \text{ kg s}^2 \text{ m}^{-4}$$

***- Quartier Nord:**

L= 40 m :la profondeur du puits

$$S = (2.5 \times 1.65) - (0.7 \times 1.65) = 2.97 \text{ m}^2$$

*- 0.7 × 1.65 c'est l'espace équipé par l'échelle et les paliers.

$$P = [(2.5 - 0.7) + 1.65] \times 2 = 6.9 \text{ m}$$

$$R = 36 \times 10^{-4} \times 40 \times 6.9 / (2.97)^3 = 0.038 \text{ k}\mu$$

*- Quartier Sud:

L = 49 m : la profondeur du puits

$$S = (2.5 \times 2) - (0.7 \times 2) = 3.6 \text{ m}^2$$

$$P = [(2.5 - 0.7) + 2] \times 2 = 7.6 \text{ m}$$

$$R = 36 \times 10^{-4} \times 49 \times 7.6 / (3.6)^3 = 0.028 \text{ k}\mu$$

B- Travers-Banc:

$$\alpha = 36 \times 10^{-4} \text{ kg s}^2 \text{m}^{-4}$$

*- Quartier Nord:

L = 15 m la longueur du travers banc

$$S = 6.4 \text{ m}^2$$

$$P = 11.9 \text{ m}$$

$$R = 36 \times 10^{-4} \times 15 \times 11.9 / (6.4)^3 = 0.0024 \text{ k}\mu$$

*- Quartier Sud:

La longueur = 20 m

$$S = 6.4 \text{ m}^2$$

$$P = 11.9 \text{ m}$$

$$R = 36 \times 10^{-4} \times 20 \times 11.9 / (6.4)^3 = 0.0032 \text{ k}\mu$$

C- Galerie de roulage:

$$\alpha = 36 \times 10^{-4} \text{ kg s}^2 \text{m}^{-4}$$

Mais l'existence des trémies de chargement dans la galerie augmente α de 30% environ donc:

$$\alpha = 46 \times 10^{-4} \text{ kg s}^2\text{m}^{-4}$$

*- Quartier Nord:

L = 500.5 m : le point le plus éloignée du puits N° 1 situé le flanc Nord du champ minier de filon XIV.

$$S = 6.4 \text{ m}^2$$

$$P = 11.9 \text{ m}$$

$$R = 46 \times 10^{-4} \times 500.5 \times 11.9 / (6.4)^3 = 0.104 \text{ k}\mu$$

*- Quartier Sud:

L = 705.5 m : le point le plus éloigné du puits N°2 situé sur le flanc Est du champ minier filon III.

$$S = 6.4 \text{ m}^2$$

$$P = 11.9 \text{ m}$$

$$R = 46 \times 10^{-4} \times 705.5 \times 11.9 / (6.4)^3 = 0.15 \text{ k}\mu$$

D- Cheminée de bloc:

$$\alpha = 50 \times 10^{-4} \text{ kg s}^2\text{m}^{-4}$$

On a les même donnés pour les deux champs

L = 50m la profondeur(la longueur) du cheminée de bloc

S = $0.8 \times 0.8 = 0.64 \text{ m}^2$: section de l'ouverture de passage pratique sur le plancher.

$$P = 0.8 \times 4 = 3.2 \text{ m}$$

$$R = 50 \times 10^{-4} \times 50 \times 3.2 / (0.64)^3 = 3.05 \text{ k}\mu$$

*- La dépression de la mine (quartier) est donnée par la formule:

$$h = R \times Q^2 \quad [\text{kg/m}^2]$$

Quartier Nord:

$$h_{\text{puit}} = 0.038 \times (340/60)^2 = 1.22 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{\text{T.B}} = 0.0025 \times (340/60)^2 = 0.08 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{\text{G.R}} = 0.118 \times ((340 + 186)/2/60)^2 = 2.26 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{\text{ch}} = 3.05 \times (186/60)^2 = 29.31 \text{ kg/m}^2$$

Donc:

$$h_{\text{T}} = 1.22 + 0.08 + 2.26 + 29.31 = 32.87 \text{ kg/m}^2$$

Si les pertes de charges dues aux résistances s'élevant à 30% de h_{T}

Alors la dépression total de la mine est:

$$h_{\text{m}} = 32.87 \times (1 + 0.3) = \underline{42.73 \text{ kg/m}^2}$$

Si la perte de charge du ventilateur est de 5% h_{m} , donc:

*- La dépression du ventilation h_{v} sera :

$$h_{\text{v}} = 42.73 \times (1 + 0.05) = \underline{44.99 \text{ kg/m}^2}$$

*- Quartier Sud:

$$h_{\text{puit}} = 0.028 \times (340/60)^2 = 0.89 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{\text{T.B}} = 0.0032 \times (340/60)^2 = 0.102 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{\text{G.R}} = 0.15 \times ((340 + 186)/2/60)^2 = 2.88 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{\text{ch}} = 3.05 \times (186/60)^2 = 29.31 \text{ kg/m}^2$$

Donc:

$$h_{\text{T}} = 0.89 + 0.102 + 2.88 + 29.31 = 33.18 \text{ kg/m}^2$$

Si les pertes de charges dues aux résistance particulières sont de

30% de h_{T} , alors:

La dépression total de la mine sera:

$$h_{\text{m}} = 33.18 \times (1 + 0.3) = \underline{43.13 \text{ kg/m}^2}$$

Si le perte de charge du ventilateur est de 5% h_m , alors La dépression du ventilation (h_v) sera :

$$h_v = 43.13 \times (1 + 0.05) = 45.29 \text{ kg/m}^2$$

Puisque la valeur de dépression est a peu près la même pour les deux champs, on choisi deux ventilateurs de même type avec les caractéristiques suivants:

$$\begin{aligned} h_v &= 46 \text{ kg/m}^2 \\ Q_v &= 410 \text{ m}^3/\text{min} \end{aligned}$$

La puissance du moteur électrique est déterminée par la formule suivantes:

$$p = k_r \times h_v \times Q_v / 60 \times 102 \times f$$

ou: $k_r = 1.15$: coefficient de réserve de puissance

$f = 0.6$ rendement du ventilateur

Alors:

$$p = 1.15 \times 46 \times 410 / 60 \times 102 \times 0.6 = 6 \text{ kw}$$

Donc:

L'aéragé de la mine doit assurer la sécurité et les conditions de travail. Dans le cas de notre gisement et selon les calcul qu'on a fait les besoins en air dépend essentiellement de la vitesse du circulation de l'air dans les ouvrages.

L'aéragé est alors mécanique, et fournit $410 \text{ m}^3/\text{min}$ à l'aide d'un ventilateur refoulant principal placé a la surface en tête du puits.

B- Ventilation secondaire en cul de sac:

La ventilation en cul-de sac concerne le creusement des galeries de roulage, cheminée de bloc et des saignée.

On utilise le mode aspirant:

1- Selon la quantité d'explosif:

On utilise la formule suivante:

$$Q = 18/t \times (A \times S \times l_p)^{1/2} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

d'ou:

Q: quantité d'air [m^3/min]

t: temp nécessaire à la ventilation du cul de sac [min]

A: quantité d'explosif [kg]

S: section de l'ouvrage [m^2]

l_p : la distance sur lequel les fumées de tir seront projetées [m]

$$l_p = 2.4 \times A + 10 \quad (\text{m})$$

a- Galerie de roulage(G-R):

$$l_{p_{G-R}} = 2.4 \times 17.5 + 10 = 52 \text{ m}$$

b- Cheminée de bloc(c-b):

$$l_{p_{c-b}} = 2.4 \times 4.6 + 10 = 21.04 \text{ m}$$

c- Saignée(s):

$$l_{p_s} = 2.4 \times 2.03 + 10 = 14.78 \text{ m}$$

Alors:

$$Q_{G-R} = 18/30 \times (17.5 \times 6.4 \times 52)^{1/2} = 45.78 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{c-b} = 18/30 \times (4.6 \times 2.25 \times 21.04)^{1/2} = 8.85 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_s = 18/30 \times (2.03 \times 2 \times 14.78)^{1/2} = 4.66 \text{ m}^3/\text{min}$$

2- Selon le nombre d'homme:

$$Q = n_h \times q \text{ (m}^3/\text{min)}$$

n_h : nombre d'homme

q : quantité d'air nécessaire selon les normes de sécurité égale à $6 \text{ m}^3/\text{min}$.

$$Q_{G-R} = 5 \times 6 = 30 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{c-b} = 2 \times 6 = 12 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_s = 2 \times 6 = 12 \text{ m}^3/\text{min}$$

Donc: la quantité d'air nécessaire est :

pour $Q_{G-R} = 45.78 \text{ m}^3/\text{min}$, pour le $Q_{c-b} = 12 \text{ m}^3/\text{min}$ et $Q_s = 12 \text{ m}^3/\text{min}$

3- Vérification par la vitesse min du déplacement d'air:

Vitesse min de l'air dans les ouvrages miniers en cours de préparations doit être de 0.25 m/sec .

$$V_{G-R} = Q_{G-R}/S = 45.78/(60 \times 6.4) = 0.11 < 0.25 \text{ m/sec}$$

$$V_{c-b} = Q_{c-b}/S = 12/(2.25 \times 60) = 0.08 < 0.25 \text{ m/sec}$$

$$V_s = Q_s/S = 12/(2 \times 60) = 0.06 < 0.25 \text{ m/sec}$$

Donc, pour atteindre les normes de sécurité on a:

$$Q_{G-R} = V \times S = 6.2 \times 60 \times 0.25 = 96 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{c-b} = 2.25 \times 60 \times 0.25 = 33.8 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_s = 2 \times 60 \times 0.25 = 30 \text{ m}^3/\text{min}$$

4- La résistance aérodynamique de la canalisation de ventilation est calculée par la formule suivante:

$$R = 6.5 \times \times L/d^5 \quad [\text{k}\mu]$$

$= 3.5 \times 10^{-4} \text{ kg sec}^2 \text{ m}^{-4}$: coefficient de frottement de la canalisation.

$$R_{G-R} = 6.5 \times 3.5 \times 10^{-4} \times 100 / (0.4)^5 = 22.21 \text{ k}\mu$$

$$R_{c-b} = 6.5 \times 3.5 \times 10^{-4} \times 50 / (0.2)^5 = 355.5 \text{ k}\mu$$

$$R_s = 6.5 \times 3.5 \times 10^{-4} \times 40 / (0.2)^5 = 284.4 \text{ k}\mu$$

5- Le coefficient de fuites d'air dans les conduites est déterminé par la formule suivante:

$$p = [1/3 \times k \times L \times d \times (R)^{1/2} / l + 1]^2$$

ou:

d: diamètre de la conduite [m]

L: longueur total de la conduite [m]

l: longueur d'un élément de la conduite [m]

R: résistance aérodynamique de la conduite [kμ]

$k = 0.003$: coefficient d'étanchéité des raccordement des éléments de la conduite supposée satisfaisre.

$$p_{G-R} = [1/3 \times 0.003 \times 100 \times 0.4 \times (22.21)^{1/2} / 5 + 1]^2 = 1.07$$

$$p_{c-b} = [1/3 \times 0.003 \times 50 \times 0.2 \times (355.5)^{1/2} / 5 + 1]^2 = 1.06$$

$$p_s = [1/3 \times 0.003 \times 40 \times 0.2 \times (284.4)^{1/2} / 5 + 1]^2 = 1.03$$

6- Débit de ventilateur est donné par la formule :

$$Q_v = p \times Q_v \quad [\text{m}^3/\text{min}]$$

$$Q_{vG-R} = 1.07 \times 96 = 103.4 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{vc-b} = 1.06 \times 33.75 = 36.12 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{v_s} = 1.03 \times 30 = 31.64 \text{ m}^3/\text{min}$$

7- La dépression de ventilateur est déterminée par la formule::

$$h_v = R \times Q_v^2 \quad [\text{kg}/\text{m}^2],$$

R: la résistance aérodynamique ($k\mu$)

$$h_{vG-R} = 22.21 \times (103.5/60)^2 = 38.3 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{vc-b} = 355.5 \times (36.12/60)^2 = 128.8 \text{ kg/m}^2$$

$$h_{vs} = 284.4 \times (31.64/60)^2 = 79.08 \text{ kg/m}^2$$

8- La puissance du moteur de ventilateur est déterminé par la formule suivante:

$$P_e = Q_v \times h_v / (102 \times f \times 60) \quad [\text{kw}]$$

$f=0.6$: rendement du moteur

$$P_{eG-R} = 103.4 \times 38.8 / (102 \times 60 \times 0.6) = 1.07 \text{ kw}$$

$$P_{ec-b} = 36.12 \times 128.8 / (102 \times 60 \times 0.6) = 1.26 \text{ kw}$$

$$P_{es} = 31.64 \times 79.08 / (102 \times 60 \times 0.6) = 0.683 \text{ kw}$$

Pour des raisons de standardisation prenons des ventilateurs axiaux équipés de moteurs électriques de puissance égale à 2 kw avec les caractéristiques suivantes:

$$Q = 104 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$h = 129 \text{ kg/m}^2$$

II-5 Extraction

La remontée des produits d'extraction du fond s'effectuera par le puits N° 1 pour le champ minier Nord et le puits N°2 pour le champ minier Sud. Les puits seront ravalés de 8 m chacun, 5 m pour l'extraction, 3 m pour le puisard. (Fig: 11)

L'installation d'extraction est composée de:

- un treuil d'extraction
- une grue fixe équipée d'une mollette
- un câble d'extraction
- un cuffat avec système de guidage
- une charpente métallique pour le soutènement de la trémie de déchargement.

1- Aménagement des recettes fond:

Pour la remontée au jour du minerai et de stérile, il est nécessaire d'avoir une infrastructure adaptée à cet effet au niveau de la recette:

- un chemin de raclage creusé sous forme de tranchée
- une trémie de déversement équipée d'une trappe à fermeture-ouverture commandée par un vérin hydraulique
- une niche pour l'installation du treuil de raclage.

Pour le besoin de l'extraction, le T-B au niveau du puits, est élargé de 1.2 m sur une longueur de 12 m. Une tranchée de 3.6 m

de profondeur est creusée dans cet élargissement les wagonnets sont chargés de minerai sont déchargés, par basculant, dans la tranchée. En face de cette dernière, un treuil de raclage est installé dans une niche .

2- Mode de chargement du cuffat:

Le minerai dans la tranchée a l'aide d'un treuil de raclage, installé dans la niche située au niveau 525 m vers le trémie de stockage.

Le chargement du cuffat s'effectue directement sous la trémie par l'ouverture de la trappe. Le chargement des camions s'effectueront sous la trémie

3- Calcul de l'extraction:

La production horaire de l'extraction sera déterminée par la formule suivante:

$$Q_h = c \times (A + Q_s) / N \times t \quad [T/h]$$

ou: A: production annuelle de minerai [T]

Q_s : production annuelle de stérile (5% de A)

N: nombre de jours ouvrable par an 270 jours

t: nombre d'heures de fonctionnement de l'extraction par jour (5 heures).

c: coefficient qui tient compte de l'irrégularité du travail = 1.25

Donc:

$$Q_h = 1.25 \times (15000 + 750) / 270 \times 5 = 14.6 \text{ T/h}$$

Le volume nécessaire du cuffat sera:

$$V_c = Q_h \times K_f \times T \times K_2 / (3600 \times \gamma_m \times K_1) , \text{ m}^3$$

ou: γ_m : poids volumique du minerai / stérile dans le massif = 2.7 T/m³

K_f : coefficient de foisonnement du minerai = 1.4

K_1 : coefficient de remplissage du cuffat = 0.95

$K_2=1.1$: coefficient qui tient compte de l'irrégularité du travail de l'extraction due aux pertes de temps consacrés à d'autres taches descente du bois, d'équipements.

T: la durée totale du cycle descente-remontée du cuffat, sec.

$$T = T_0 + t_0 , \text{ sec}$$

T_0 : durée de déplacement du cuffat

$$T_0 = 8 \times \sqrt{H} + 2 h / v , \text{ sec}$$

ou: H: hauteur de l'extraction avec guidage [m]

h: hauteur d'extraction sans guidage, m.

v: vitesse d'extraction sans guidage, v = 2 m/sec.

*- Pour le puits N°:1

$H = 45$ m: profondeur du puits + hauteur d'élévation du cuffat au dessus de l'orifice du puits.

Donc:

$$T_0 = 8 \times \sqrt{45} + 2 \times 5/2 = 58.7 \text{ sec soit } T_0 = 59 \text{ sec}$$

*- Pour le puits N°:2

$H = 54$ m.

Donc:

$$T_0 = 8 \times \sqrt{54} + 2 \times 5/2 = 63.78 \text{ sec. soit } T_0 = 64 \text{ sec.}$$

t_0 : durée des manoeuvres [sec].

$t_0 = \theta_1 + \theta_2$, sec.

θ_1 : temps d'accrochage et de déchargement du cuffat = 70 sec.

θ_2 : temps de décrochage et de chargement du cuffat = 80 sec.

$T_0 = 70 + 80 = 150$ sec.

Donc la durée du cycle sera:

Dans le puits N°:1

$$T = 59 + 150 = 209 \text{ sec.}$$

Dans le puits N°:2

$$T = 64 + 150 = 214 \text{ sec.}$$

Le volume du cuffat est alors égal à:

Dans le puits N°:1

$$V = 14.6 \times 1.4 \times 209 \times 1.1 / 3600 \times 2.7 \times 0.95 = 0.50 \text{ m}^3$$

Dans le puits N°:2

$$V = 14.6 \times 1.4 \times 214 \times 1.1 / 3600 \times 2.7 \times 0.95 = 0.52 \text{ m}^3$$

Prenons un cuffat standard de 0.50 m^3 , pour les 2 cas:

le cuffat est caractérisé par:

Capacité = 0.5 m^3

$\phi_{\text{max}} = 838 \text{ mm}$.

Hauteur = 1050 mm.

Hauteur hors tout = 1785 mm.

L'installation d'extraction, sera composée aussi d'un treuil d'exploitation avec les caractéristiques ci-après.

- ϕ du tambour 1.2 m.
- Largeur du tambour 1.0 m.
- Charge statique max 2.5 T.
- Puissance du moteur électrique 45 Kw.

Pour le chargement de la trémie de la recette fond, on utilise un treuil de raclage avec un racleur en fonte, dont les caractéristiques techniques sont les suivants:

- . Longueur = 1500 mm
- . Largeur = 652 mm
- . Hauteur = 660 mm
- . Nombre de tambours: 2
- . Puissance du moteur: 10 Kw.
- Racleur en fonte:
 - . Capacité = 0.15 m³
 - . Largeur = 900 mm
 - . Poids = 220 Kg.

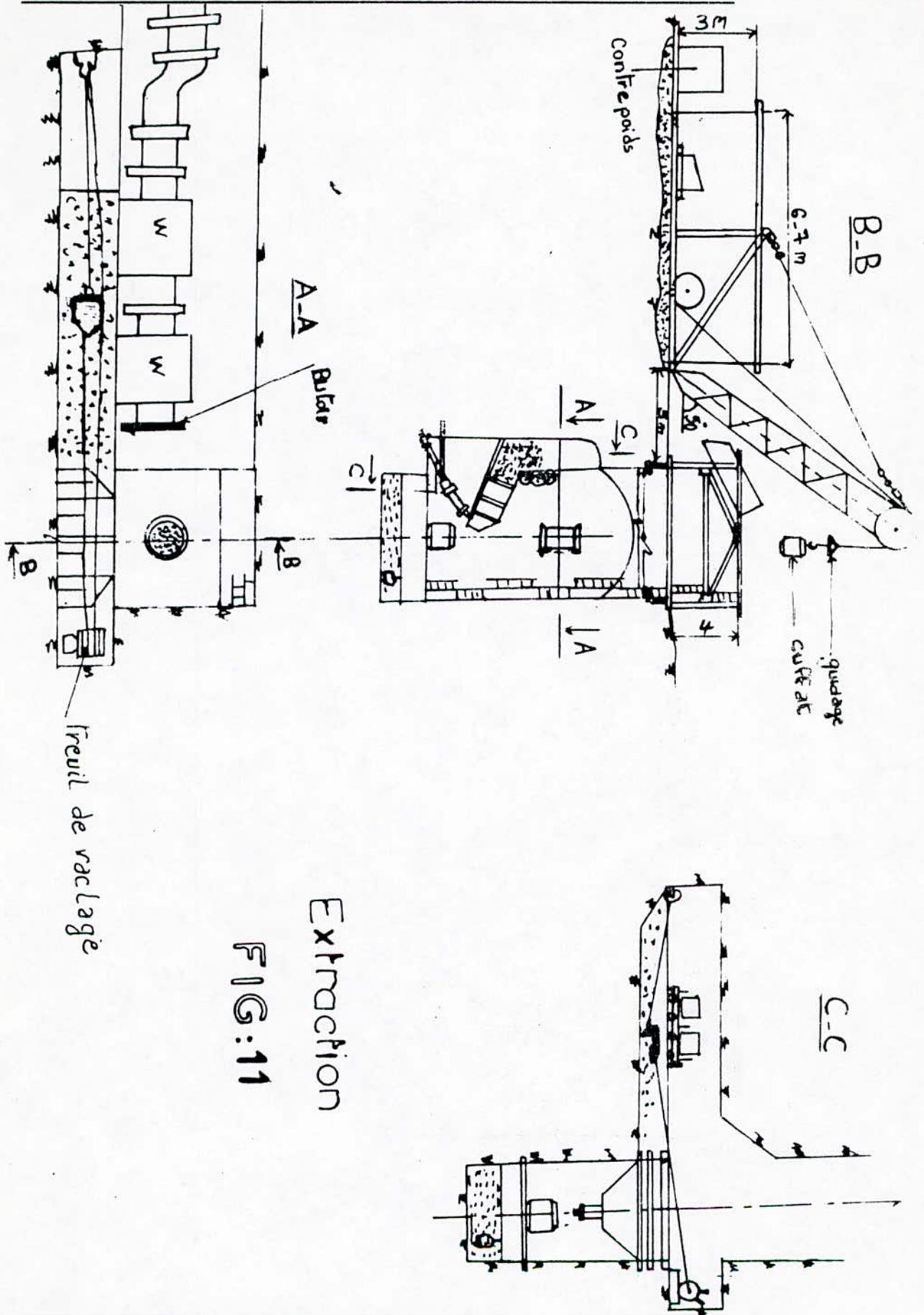
La largeur du chemin de raclage $l_{C.R}$ est donnée par l'expression suivante:

$$l_R = 0.75 \times l_{C.R}$$

l_R : largeur des racleur.

$$\text{ou: } l_{C.R} = l_R / 0.75 = 0.9 / 0.75 = 1.2 \text{ m.}$$

la largeur de la tranchée doit être au minimum de 1.2 m.



EXtraction
FIG:11

II-6 Exhaure

La quantité d'eau qui sera récupérée dans le puisard du puits est la somme du venue d'eau a partir de : **(fig:10)**

- La foration à l'eau
- L'arrosage du minerai au niveau des trémies de chargement pour abattre les poussières.
- Les venus d'eaux naturelles

Les consommations moyennes en eau lors de la foration sont:

- Marteau perforateur manuel 3 L/min
- Marteau télescopique 5 L/min

La consommation moyenne en eau lors de l'arrosage du minerai est de 20 l/m³

Le débit des venus d'eaux naturelles est de 0.1 m³/h

L'écoulement des eaux vers le puisard se fait par les rigoles aménagées spécialement à cet effet, le long des galeries de roulage .

1- Détermination du débit des venues d'eau:

La production de minerai journalière est de 55.5 T par poste, donc le volume serait égal :

$$Q = V \times \delta_m \text{ ou } V = Q / \delta_m$$

ou: v : volume de minerai [m³]

Q : tonnage de minerai [T]

δ_m : poids volumique = 2.7 T/m³

Donc:

$$v=55.5/2.7= 20.6 \text{ m}^3$$

le volume horaire moyen, pour un poste de 8 heures sera égal:

$$V_h=20.6/8 = 2.575 \text{ m}^3/\text{h}$$

Si la consommation est de 20 L d'eau par m³ de minerai, la consommation horaire sera de:

$$q_h= 20 \times 2.575 = 51.5 \text{ L/h} = 0.0515 \text{ m}^3/\text{h}$$

Les différentes consommations sont consignées dans le tableau ci-dessous:

Désignation	Consommation spécifique (L/min)	Nombre	consommation totale (L/min)	consommation (m ³ /h)	Observation
- Marteau manuel	3	2	6	0.36	- Durant le poste de travail uniquement
- Marteau télescopique	5	3	15	0.90	
- Arrosage du minerai	-	-	-	0.05	
- Débit d'eau	-	-	-	0.10	- Durant 24h

La quantité d'eau théorique qui s'accumule dans le puisard durant le poste de travail est la somme des consommations des marteaux et de l'arrosage plus les venues d'eau naturelles soit

$$q_{t1} = 0.36+0.9+0.05=1.31\text{m}^3/\text{h}$$

La quantite d'eau réelle sera égale à :

$$q = 1.31 \times k$$

k : 0.8 coefficient de correction qui tient compte du temps mort consacré au déplacement des marteaux et des intervalles entre les allées et venues des wagonnets.

$$q = 1.31 \times 0.8 = 1.04 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc:

Les venues d'eau totales durant le poste sont:

$$q_{t1} = (1.04 + 0.10) \times 8 = 9.2 \text{ m}^3$$

Durant les 16 heures restants du jour, il n'y aura que les venues d'eau naturelles qui se déverseront dans le puisard

$$q_{t2} = 0.1 \times 1.6 = 1.3 \text{ m}^3$$

La quantité d'eau globale récupérée dans le puisard pendant 24 h est égale à:

$$Q = q_{t1} + q_{t2}$$

$$Q = 9.2 + 1.6 = 10.8 \text{ m}^3$$

Le débit moyen horaire sera donc égal à

$$Q_h = 10.8/24 = 0.45 \text{ m}^3/\text{h}$$

2- Organisation de l'exhaure:

Les capacités des puisards des puits N°1 et N°2 sont de 13 m³ et 19m³ respectivement, ces capacités permettent d'accumuler la quantité des venues d'eau durant 24 heures pour chaque puits

Dans ce cas, le pompage des eaux s'effectuera directement vers la surface au débit de chaque poste à l'aide d'une électropompe submersible de 15 m³/h

la durée de pompage est de 50 minutes environ.

Vu le faible écart entre les profondeurs des puits N°1 et N°2, les calculs suivants sont effectués pour le puits N°2.

3- Calcul du diamètre de la conduite de refoulement:

Le diamètre de la conduite est déterminé par la formule:

$$d_r = [4 \times Q / (\pi \times v_r \times 3600)]^{1/2} \text{ (m)}$$

ou: Q: débit de la pompe [m³/h]

Prenons la vitesse v_r d'écoulement de l'eau dans la conduite égale à 2 m/sec

Donc:

$$d_r = [4 \times 15 / (\pi \times 2 \times 3600)]^{1/2} = 0.055 \text{ m}$$

On choisi des tuyaux de Ø intérieur standard $d_r = 55 \text{ mm}$.

Alors la vitesse réelle d'écoulement de l'eau sera :

$$v_r = [4 \times Q_p / (3600 \times \pi \times d_r)]$$

$$v_r = [4 \times 15 / (3600 \times \pi \times 0.055)] = 1.75 \text{ m/sec}$$

4- Pertes de charge dans la conduite de refoulement:

Les pertes de charge sont calculées suivant la formule:

$$H_{ref} = (1 + f_2 + n_3 f_3 + n_4 f_4 + f_5) \times v_r^2 / 2g \text{ [m]}$$

ou: $g = 9.81 \text{ m/sec}^2$ accélération de la pesanteur

$f_2 = \mu \times l_r / d_r$ coefficient de la résistance de la partie rectiligne de la conduite.

Avec, $\mu=0.03$ coefficient de frottement de la conduite

l_r : longueur de la partie rectiligne de la conduite [m]

d_r : \emptyset de la conduite [m]

$$l_r = p_i + H_p + l_e + l_s$$

- $p_i=2.5$ m : profondeur d'immersion de la pompe dans le puisard

- $H_p = 54$ m : profondeur de puits

- $l_e = 1$ m : élévation de la conduite au dessus de l'orifice du puits

- $l_s = 20$ m : longueur de la conduite en surface

$$l_r = 2.5 + 54 + 1 + 20 = 77.5 \text{ m}$$

Donc:

$$f_2 = 0.03 \times 77.5 / 0.055 = 42.3$$

$n_3=2$ nombre de coudes installés sur la conduite

$f_3 = 0.4$ coefficient de résistance du coude

$n_4=1$ nombre de vannes installés sur la conduite

$f_4 = 0.5$ coefficient de résistance de la vanne à clapet

$f_5 = 6$ coefficient de résistance du clapet anti-retour

Les pertes de charges dans la conduite de refoulement sont égales à:

$$F_{ref} = (1 + 42.3 + 0.4 \times 2 + 0.5 + 6) \times 1.75^2 / 2 \times 9.81 = 7.9 \text{ m}$$

5- Pertes de charge à l'aspiration

Elles sont dus à la résistance de la crépine et de la charge capable de vitesse:

$$H_{asp} = (1 + f_c) \times v_a^2 / 2g \quad [\text{m}]$$

$f_c = 7$: coefficient de résistance de la crépine

Prenons la vitesse de l'eau à l'aspiration $v_a = 0.8$ m/sec

Donc:

$$H_{asp} = (1 + 7) \times 0.8^2 / 2 \times 9.81 = 0.26 \text{ m}$$

6- Détermination de la hauteur manométrique:

La hauteur totale manométrique est égale à la somme de la hauteur géométrique H_1 et des pertes de charges à l'aspiration et au refoulement H_2 .

$$H = H_1 + H_2$$

$$H_1 = p_i + H_p + l_e = 2.5 + 54 + 1 = 57.5 \text{ m}$$

$$H_2 = H_{ref} + H_{asp} = 7.9 + 0.26 = 8.16 \text{ m}$$

Donc:

$$H = 57.5 + 8.16 = 65.66 \text{ m}$$

On choisit une pompe avec les caractéristiques suivantes :

$$\begin{array}{l} Q = 15 \text{ m}^3/\text{h} \\ H = 70 \text{ m} \end{array}$$

** - Les calculs pour le puits N°1 sont égaux à

$$H_{ref} = 7.13 \text{ m}$$

$$H_{asp} = 0.26 \text{ m}$$

$$H_1 = 2.5 + 45 + 1 = 48.5 \text{ m}$$

$$H_2 = 7.13 + 0.26 = 7.4 \text{ m}$$

$$H = 48.5 + 7.4 = 60 \text{ m}$$

$$\begin{array}{l} Q = 15 \text{ m}^3/\text{h} \\ H = 60 \text{ m} \end{array}$$

Vu le faible écart entre la hauteur manométrique, on a choisi 3 électro-pompes submersibles dont une en réserve dont les caractéristiques:

$$\underline{Q = 15 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\underline{H = 70 \text{ m}}$$

7-Puissance à l'arbre de la pompe

Elle est donnée par formule:

$$p_p = Q \times H \times \delta / 3600 \times 102 \times \eta_p \quad [\text{kw}]$$

$H = 70 \text{ m}$: hauteur manométrique

$\delta = 1050 \text{ kg/m}^3$: poids spécifique de l'eau chargée

$\eta_p = 0.7$: rendement de la pompe

$$p_p = 15 \times 70 \times 1050 / 3600 \times 102 \times 0.7 = \underline{4.3 \text{ kw}}$$

La puissance du moteur électrique

$$p_m = k \times p_p \quad [\text{kw}]$$

$k = 1.15$: coefficient de réserve de la puissance

Le moteur électrique aura une puissance égale à:

$$p_m = 1.15 \times 4.3 = 4.95 \text{ kw} \approx \underline{5 \text{ kw}}$$

II-7 Production d'air comprimé:

Pour l'alimentation de la mine en air comprimé, il est nécessaire d'avoir des installation de compression d'air sur les carreaux mine des puits N°1, N°2.

L'installation se compose essentiellement d'un compresseur, d'un réservoir à air comprimé et d'une canalisation.

A- Calcul de l'installation de compression d'air:

Puisque dans les deux quartiers Nord et Sud les équipements alimentés en air comprimé sont identiques, on fait les calcules pour un quartier.

1- Calcul de la consommation en air comprimé:

La quantité en air est donnée par la formule:

$$Q = \alpha \times K_1 \times \sum_{i=1}^n K_{2i} q_i n_i, \text{ m}^3 / \text{min.}$$

ou: $\alpha = 1.1$: coefficient de fuites d'air sur le réseau.

$K_1 = 0.9$: coefficient de foisonnement qui tient compte de la simultanéité de fonctionnement des équipements.

K_{2i} : coefficient d'usure des différentes groupes d'équipements.

Prenons:

- pour les marteaux, $K_2 = 1.15$.
- pour la pelle chargeuse pneumatique : $K_2 = 1.10$.

q_j : consommation spécifique de chaque type de récepteur (équipement), m^3 / min .

n_j : nombre de récepteurs de même type.

z : nombre de groupes des différents récepteurs.

Les types de récepteurs sont au nombre de 2, dans notre cas: les marteaux perforateur et la pelle chargeuse.

Les consommations spécifiques des équipements sont données dans le tableau suivant.

Equipement	Nombre	Consommations spécifiques [m^3 / min]
Marteau télescopique	3	3.2
// manuel	2	3.0
Pelle chargeuse	1	6.8

Donc la consommation en air comprimé sera égale à:

$$Q = 1.1 \times 0.9 \times [1.15 \times (3.2 \times 3 + 3.2) + 1.1 \times 6.8] = 25.2 \text{ m}^3 / \text{min}.$$

B- Détermination des pertes de pression dans la canalisation:

Prenons le cas caractéristique de l'alimentations en air comprimé des travaux préparatoire se déroulant à l'extrémité du flanc Est du filon IV et des travaux d'abattage ayant lieu à l'extrémité du flanc Nord du filon II.

Dans ce cas, si le compresseur est installé sur le carreaux mine à 15 m de l'orifice du puits, le points d'alimentation le plus éloigné de ce

dernier sera situé au flanc Est du filon IV avec une canalisation longue de 1179 m.

La répartition des équipements, alimentés en air comprimé, dans les chantiers sont les suivantes:

- Chantier A (travaux préparatoires).

. 2 perforateurs manuels,

. 1 // télescopique,

. 1 pelle chargeuse.

Utilisés pour l'avancement de la galerie de roulage, le creusement des cheminées et la préparation de la base des blocs.

- Chantier B:

. 2 marteaux télescopique, pour l'abattage.

C- Calcul de la quantité d'air par tronçon:

Le schéma du réseau d'air comprimé est représenté sur la
(fig:12)

- Tronçon 1-3: la quantité globale d'air produite par le compresseur s'écoule par ce tronçon, donc:

$$Q_{1-3} = 25.2 \text{ m}^3 / \text{min.}$$

- Tronçon 3-A: ce dernier alimente, 2 marteaux manuels, 1 marteau télescopique et une pelle chargeuse.

$$Q_{3-A} = 1.1 \times 0.9 \times [1.15 \times (3.2 + 3 \times 2) + 1.1 \times 6.8] = 17.9 \text{ m}^3 / \text{min.}$$

- Tronçon 3-B: ce tronçon alimente 2 marteaux télescopiques.

$$Q_{3-B} = 1.1 \times 0.9 \times 1.15 \times 3.2 \times 2 = 7.3 \text{ m}^3 / \text{min.}$$

1- Calcul des pertes de pression:

Prenons une perte de pression égale à 0.5 atm / Km, donc les pertes de pression dans les différents tronçons sont les suivants:

- Tronçon 1-3: $L_T=79$ m, $\Delta p'_{1-3}= 0.04$ atm.
- Tronçon 3-A: $L_T= 1100$ m, $\Delta p'_{3-A}= 0.55$ atm.
- Tronçon 3-B: $L_T = 425$ m, $\Delta p'_{3-B}= 0.21$ atm.

Comme canalisation principale prenons la canalisation ayant pour direction 1-2-3-A, la canalisation 3-B est considérée comme une dérivation (branchement intermédiaire).

Donc la perte de pression dans la canalisation principale est égale à:

$$\begin{aligned} \Sigma \Delta p' &= \Delta p'_{1-3} + \Delta p'_{3-A} \\ &= 0.04 + 0.55 = 0.59 \text{ atm.} \end{aligned}$$

La pression moyenne de travail p_T est égale à 6 atm.

On suppose que la canalisation principale est équipées de 4 coudes, de 4 vannes a clapet, la dérivation de 2 vannes a clapet et un raccord en T commun aux 2 canalisation.

Les longueurs équivalents de ces résistances particuliers sont fonction des diamètres des tuyaux (voir tableau ci-dessous).

Tronçon 1-3 {2 coudes, 2 vannes}.

Tronçon 3-A {2 coudes, 2 vannes, 1 T}.

Tronçon 3-B {2 vannes, 1 T}.

Les longueurs fictive L_f des tronçons est égale à la somme des longueurs rectilignes du tronçons L_T plus la longueur équivalente L_e : $l_f = l_T + l_e$, connaissant les débits d'air comprimé et la longueur des différents tronçons du réseau ainsi que les chutes de pression dans ces dernier, ou utilise l'abaque servant au calcul du diamètre des conduits pour déterminer les pertes de pression Δp réelles dans les conduites et leurs diamètres. Les résultats figurent au tableau N° 6.

Tronçon	Longueur du Tronçon m	Quantité d'air m^3 / min	Pression moyenne atm	Perte de pression supposé $\Delta p', \text{atm}$	Φ choisi mm	Longueur équivalents l_e m	Longueur fictive L_f m	Perte de pression réelle $\Delta p, \text{atm}$
1-3	79	25.2	6	0.04	100	31.8	110.8	0.039
3-A	1100	17.9	6	0.55	90	36.6	1136.6	0.45
3-B	425	7.3	6	0.21	70	26	451	0.14

Les longueurs équivalantes (l_e) sont prise d'un guide pour l'air comprimé.

$$1-3: l_e = 2 \times 0.9 + 15 \times 2 = 31.8 \text{ m}, l_f = 79 + 31.8 = 110.8 \text{ m},$$

$$(\Phi = 100 \text{ mm}).$$

$$3-A: l_e = 2 \times 0.8 + 13 \times 2 + 9 = 36.6 \text{ m}, l_f = 1100 + 36.6 = 1136.6 \text{ m}$$

$$(\Phi = 90 \text{ mm}).$$

$$3-B: l_e = 2 \times 10 + 6 = 26 \text{ m}, l_f = 425 + 26 = 451 \text{ m}, (\Phi = 70 \text{ mm}).$$

Donc:

la perte de pression réelle sera:

$$\Sigma \Delta p = \Delta p_{1-3} + \Delta p_{3-A}$$

$$= 0.039 + 0.45 = 0.44 \text{ atm.}$$

La pression nécessaire est égale à:

$$p = p_T + \sum \Delta p, \text{ atm}$$

Donc: $p = 6 + 0.44 = 6.44 \text{ atm}$

et un débit $Q = 25.2 \text{ m}^3 / \text{min.}$

D'après ces données on choisit, 2 compresseurs stationnaires dont un de réserve avec les caractéristiques suivantes:

$$Q = 26 \text{ m}^3 / \text{min} \text{ et } p = 7 \text{ atm, chacun.}$$

d- Puissance à l'arbre du compresseur:

$$P_c = w_{is} \times Q / (60 \times 102 \times \eta_{is}) \text{ [Kw].}$$

ou: - w_{is} : travail fourni par le compresseur pour la compression isothermique de 1 m^3 d'air [Kg m / m³]

- η_{is} : rendement total du compresseur pour une compression isothermique, égale à 0.7.

$$w_{is} = p_1 \times \ln (p_2 / p_1)$$

ou: - $P_1 = 1 \text{ atm, métrique ou Kg / cm}^2. = 10000 \text{ kg/m}^2$]

- p_2 : pression absolue, atm, (Kg / m²).

Donc:

$$w_{is} = 10000 \times \ln (7 + 1 / 1) = 20794 \text{ Kg m / m}^3.$$

La puissance est égale à:

$$P_c = 20794 \times 26 / 60 \times 102 \times 0.7 = 126 \text{ Kw.}$$

La puissance du moteur électrique est donc égale à:

$$P_m = k P_c / \eta_T.$$

ou: - $k = 1.1$, coefficient de réserve de puissance.

- $\eta_T = 1$, rendement de la transmission.

$$P_m = 1.1 \times 126 = 137 \text{ Kw}$$

E- Calcul du volume du réservoir à air comprimé:

Le volume est donnée par la formule suivante:

$$V = 1.6 \times Q^{1/2}$$

ou: Q : capacité du compresseur $[\text{m}^3 / \text{min}]$

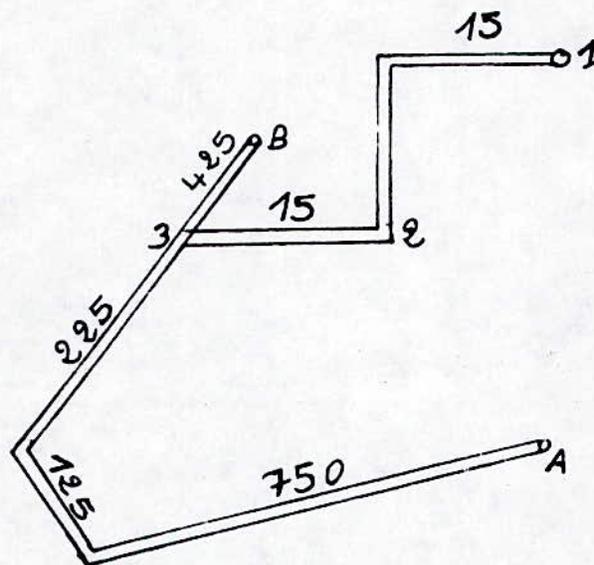
Donc:

$$V = 1.6 \times (26)^{1/2} = 8 \text{ m}^3.$$

Alors pour équiper la mine il est nécessaire d'installé dans chaque quartiers (Nord et Sud).

- 2 compresseurs dont un de réserve.

- 1 réservoir d'air comprimé de 8 m^3



Canalisation de l'air comprimé

FIG :12

II-8 Eclairage

L'éclairage d'une surface horizontal par une lampe est déterminée par la formule suivante:

$$E = k_1 \times I \times \cos^3 \alpha / (k_2 \times h^2) \quad [lx]$$

ou:

k_1 : coefficient qui tient compte du flux lumineux ϕ

$$k_1 = \phi / 1000$$

I : intensité de la lumière de la lampe [cd]

$k_2 = 1.2$: coefficient de réserve qui tient compte de la baisse normale de la valeur du flux lumineux causée par le dépôt de poussière sur la lampe.

h : hauteur de suspension de la lampe [m]

α : angle sous lequel tombe le flux lumineux

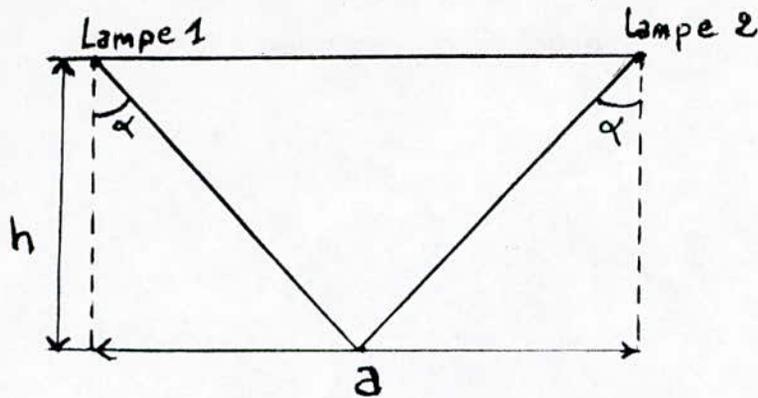
1- Galerie de roulage:

Soit:

- la hauteur de suspension de la lampe = 1.8 m
- la distance entre 2 lampes dans la galerie $a = 8$ m
- la puissance de la lampe = 100 w

d'après le schéma suivant, on a :

$$\text{tg } \alpha = a/2h = 4/1.8 = 2.2 \text{ donc } \alpha = 65.6^\circ$$



Pour un angle $\alpha = 65.6^\circ$, d'après la courbe de répartition de la lumière d'une lampe de 100 w, l'intensité de la lumière est:

$$I = 65 \text{ cd.}$$

Le flux d'une lampe de 100w, tension d'alimentation 120 v

$$\phi = 1320 \text{ lx.}$$

I et ϕ ont été pris d'un guide d'éclairage.

Donc:

$$E = 1.32 \times 65 \times 0.07 / 1.2 \times (1.8)^{1/2} = 1.5 \text{ lx}$$

L'éclairage des lampes 1 et 2 est égal à $E_T = 1.5 \times 2 = 3 \text{ lx}$,

ce qui vérifie les normes de sécurité qui exigent que l'éclairage d'une galerie de roulage doit être au min égale à 2 lx.

La longueur de la galerie (L) = la longueur existante + l'avancement annuel

$$\text{Pour quartier Sud } 219.5 + 189 = 408.5 \text{ m}$$

$$\text{Le nombre des lampes} = L/a = 51 \text{ lampes.}$$

$$\text{Pour quartier Nord } 188 + 189 = 377 \text{ m}$$

$$\text{Le nombre des lampes} = 47 \text{ lampes}$$

$$\text{La puissance totale est de } (47+51) \times 100 = 9800 \text{ w}$$

2- Eclairage de la cheminée:

On utilise des lampes de puissance $p = 50$ w alimentées par une tension de 36 v placées dans chaque palier.

la hauteur de la cheminée $h = 50$ m.

le nombre des lampes est $50/8 = 6$ lampes

3- Eclairage du front d'abattage :

Pour l'éclairage du front d'abattage, on utilise un projecteur d'une lampe de $p = 500$ w

4- Avancement galerie :

Pour l'éclairage des travaux d'avancement de la galerie de roulage, on utilise un projecteur d'une lampe de $p = 200$ w

5-Recette fond :

Pour l'éclairage de la recette fond on utilise trois lampes de $p = 200$ w

Alors la puissance totale égale à : $p = 600$ w.

Donc : la puissance totale égale à 12150 w = 12.15 kw

pour les deux quartiers la puissance = 24.3 kw.

II-9 Sécurité et protection individuelle :

Lors de l'exploitation des filons quartzeux, la majorité des poussières sont composées de silice SiO₂, ce qui peut entraîner la maladie de silicose.

Pour diminuer l'effet des poussières qui peuvent entraîner la maladie professionnelle appelée silicose, les normes de sécurité prévoient les mesures suivantes :

- *- La foration humide c'est à dire à l'eau.

- *- L'arrosage du minerai lors du chargement au niveau des trémies pour abattre les poussières.

- *- Le port, pour le personnel exposés aux poussières, du masque individuel anti-poussières.

- *- Avoir une ventilation primaire et secondaire efficace.

II-9 La puissance électrique appelée de la mine:

Est donnée dans le tableau suivant:

Désignation	Puissance [kw]
- Ventilation primaire et secondaire	12
- Treuil d'extraction	90
- Treuil de raclage	40
- Electropompe	10
- Compresseur	274
- Eclairage	24.3
total	450.3

Alors, on choisi un générateur d'une puissance de 460 kw.

Chapitre 3

Partie technico-économique

III-1 frais d'exploitations:

Pour le calcul des frais d'exploitation, on a pris les données de bases suivantes:

Effectif de la mine: il a été déterminé sur la base d'un régime de travail avec récupération, c'est à dire 9 semaines de travail continu soit 63 jours suivis de 2 semaines de repos.

Donc les effectif présent dans la mine et réellement inscrit diffèrent cette différence est due au fait que l'effectif sur place doit être constant pour ne pas perturber les travaux.

Les coûts de réparation annuels des équipements miniers et de transport (camions) ont été obtenus en appliquant à chaque matériel un pourcentage normalisé par rapport au coût de l'amortissement annuel.

Les frais pour la restauration, l'hébergement, le transport du personnel durant la récupération et autres sont fixés à 25% de la somme des coûts d'extraction du minerai et son transport vers l'usine de traitement.

A- Les consommables:

Le volume de roche abattu annuellement est déterminé par la formule.

$$v_t = S \times v \quad [m^3]$$

ou :

S : la section de l'ouvrage $[m^2]$

v: l'avancement annuel $[m]$

Alors:

$v =$ le cycle de travail \times la longueur du trou de mine

Par exemple pour la galerie de roulage:

Le nombre de cycle par an est de $270/2 = 135$ (voir cyclogramme page:39)

La longueur du trou de mine = 1.4 m.

l'avancement annuel = $135 \times 1.4 = 189$ m

Alors:

$$v_t = 6.75 \times 189 = 1275.75 \text{ m}^3$$

Pour les différents ouvrages sont portés sur le tableau N°7.

Tableau N° 7

Ouvrages	Section [m ²]	Longueur du trou de mine [m]	Avancement annuelle [m]	Volume de roches abattu annuelle [m ³]
Ravalement du puits	2.25	1.1	-	18
Galerie de roulage	6.75	1.4	189	1275.75
Cheminée de bloc	2.25	1.1	148.5	334.125
Saignée	2	1.1	148.5	297
Doigts entonnoirs	1	1.1	148.5	148.5
Front d'abattage	18.25	1.1	148.5	2710.125
TOTAL				4783.25

Le mètre linéaire = volume abattu \times mètre linéaire pour 1 m³ abattu.

Le nombre du trou de mine = m-l/L, les résultats sont présentés sur le tableau N°8.

Tableau N° 8

Ouvrages	Mètre linéaire pour 1 m ³ abattu	Volume abattu (m ³)	Mètre Linéaire (m.l)	Longueur du trou de mine [m]	Nombre du trous
Ravalement du puits	7.7	18	138.6	1.1	187
Cheminée de bloc.	7.7	334.125	2572.76	1.1	2339
Galerie de roulage	5.005	1275.75	6385	1.4	4561
Saignée	7.7	297	2287	1.1	2079
Doigts entonnoirs	8.25	148.5	1225	1.1	1114
Front d'abattage	7.7	2710.12	20867.92	1.1	18970
Entonnoirs	5.005	365.48	1829.22	1.1	1663
TOTAL					30913

Dans chaque trou de mine, il doit y avoir une charge d'amorce composée d'une cartouche + 1 détonateur

Le nombre de trous qui seront amorcés par des DMR est de 60% du nombre total des trous de mine, le reste est amorcé en détonateur instantané.

Le nombre de détonateur est de:

- Détonateur μ retard 18548
- Détonateur instantané 12365

3- Consommation en acier de foration (fleurets): Elle est au fonction de la dureté de la roche et du type de marteau perforateur.

La consommation en acier normalisée pour 1 m-l de trou foré dans des roches de dureté 1100 à 1500 kg/cm² pour chaque type de marteau est donnée au tableau N° 9.

Tableau N° 9

Type de marteau perforateur	consomation en acier g/m.l	mètre linéaire m.l par an	Consommation [g]
Manuel	116	28782	3338712
Télescopique	85	2131	1811265

4- Rails et traverses:

Avancement de la galerie de roulage par cycle = 1.4 m

Le nombre des cycle/an = $270/2 = 135$ (voir cyclogramme page:39)

Alors:

L'avancement annuel de la galerie est de $135 \times 1.4 = 189$ m

La longueur du T-B du quartier Nord = 20 m

1- consommation d'explosif:

Pour déterminer la quantité d'explosif, on utilise la formule suivante :

$$Q_e = V_T \times q$$

ou : $q = 1.85 \text{ kg/m}^3$: la consommation spécifique .

V_T : volume de roche abattu

$$Q_e = 4783.25 \times 1.85 = 8849.01 \text{ kg}$$

2- Consommation de détonateur

Pour calculer le nombre de mètre linéaires forés par an, on a utilisé les paramètres suivants:

- la dureté de la roche minerais est de 1100 à 1500 kg/cm^2
- le diamètre du trou 32 mm.

Pour 1 m^3 de roche abattue dans ces conditions, il faut environ 5.5 mètres linéaires de trous forés multiplier par un coefficient de correction qui tient compte de la section de l'ouvrage.

$$\text{Mètre linéaire pour un } 1 \text{ m}^3 = 5.5 \times c_c$$

c_c : coefficient de correction

les résultats sont représentés sur le tableau ci-dessous:

	Ravalement du puits	Cheminée de bloc	Galerie de roulage	Saignée	Front d'abattage	Doigts entonnoirs	Entonnoirs
Section [m^2]	6.25	2.25	6.75	2	18.25	1	-
Coefficient de correction c_c	0.91	1.4	0.91	1.4	1.4	1.5	0.91
Mètre linéaire	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5
Mètre linéaire pour 1 m^3 abattu [m-l]	7.7	7.7	5.005	7.7	7.7	8.25	5.005

Donc:

La longueur des rails est de $(189 + 20) \times 2 = 418$ m pour chantier Nord.

Et pour le chantier Sud la longueur du T-B = 15 m.
 $(189 + 15) \times 2 = 408$ m.

On utilise des rails de 24 kg/m de longueur 8 m

La distance normalisé entre les travers est de 0.8 m.

Donc:

Le nombre de traverses est:

$(189 + 20)/0.8 = 261$ chantier Sud, ou 189+20 est la longueur de la voie ferrée.

Et:

$(189 + 15) / 0.8 = 255$ chantier Nord

4- Consommation de tuyaux flexibles pour l'air comprimé:

Les marteaux perforateurs manuels et télescopiques choisis admettent des flexible de diamètre de 19 mm.

Si on prend les distances entre la canalisation principale située dans la galerie de roulage et les chantiers qui sont pour l'abattage 40 m, saignée 40 m, cheminée 5 m et le front d'avancement de la galerie de roulage 40 m.

Alors la longueur totale de flexibles est de 105 m.

6- tuyauterie métallique:

a- Tuyauterie pour air comprimé:

1- Conduite Ø 100 mm

*- Quartier Nord:

- Distance entre le compresseur et l'orifice du puits N°1=10 m
- Profondeur du puits = 40 m
- Longueur du T-B = 20 m

La longueur totale est:

$$10+40+20 = 70 \text{ m}$$

*-Quartier Sud:

- Distance entre le compresseur et l'orifice du puits N°2 =10 m.
- Profondeur du puits = 49 m
- Longueur du T-B = 15 m

La longueur totale est = $10+49+15 = 74 \text{ m}$

Donc:

La longueur totale pour les quartiers est de **144 m**

2- Conduite Ø 90mm:

*- Quartier Sud:

La longueur de la galerie existante est de 219.5 m, l'avancement annuel est de 189 m.

$$219.5 + 189 = 408.5 \text{ m}$$

*- Quartier Nord:

La longueur existante est de 188 m, l'avancement annuel est de 189 m.

$$188 + 189 = 377 \text{ m}$$

La longueur totale pour les deux quartiers est de **785.5 m**

b- Tuyauterie pour exhaure:

- chantier Sud 77.5 m
- chantier Nord 68.5 m

7- Conduite pour ventilation:

Suivant le schéma de ventilation secondaire adopté (mode aspirant):

la longueur de la tuyauterie est de:

$$L_t = 130 \text{ m : métallique}$$

$$L_v = 42 \text{ m : ventube}$$

8- Consommation gaz-oil:

Le calcul de la consommation en gaz oil pour les camions de transport de minerai est comme suit:

La consommation de gaz-oil horaire pour une charge maximale est donnée par la formule:

$$c = q \times p / 1000 f \quad [\text{L/h}]$$

$q = 185 \text{ g.h/c.v}$: consommation spécifique

$p = 240 \text{ c.v}$: puissance du moteur

$f = 0.85$: rendement du moteur

Donc:

$$c = 185 \times 240 / 1000 \times 0.85 = 52.2 \text{ L/h}$$

Pour une charge moyenne:

$$c_m = c \times k_c$$

$k_c = 0.6$: facteur de charge

$$c_m = 52.2 \times 0.6 = 31.3 \text{ L/h}$$

la consommation par poste est:

$$c_p = 8 \times c_m \times k \times n$$

$k = 0.7$: coefficient d'utilisation du camion pendant 1 poste

$n = 2$: nombre de camions

$$c_p = 8 \times 31.3 \times 0.7 \times 2 = 350.6 \text{ L/poste}$$

La consommation annuelle est de: $C_a = 94651.2 \text{ L}$

9- La consommation en lubrifiant est d'environ 3.5% de $C_a = 3312.79 \text{ L}$

10- La consommation en graisse est d'environ 0.6% de $C_a = 567.90 \text{ L}$

B- Le prix global des consommables:

est égale au prix unitaire x la quantité, les résultats sont représentés sur le tableau suivant:

Consommables	unité	Quantité	Prix Unitaire (D.A)	Prix global (D.A)
- Explosif	kg	11772.51	105.27	1239292.21
- Détonateurs				
* instantané	pc	7392	31.94	236126.03
* μ retard	pc	11089	52.14	578191.41
- Acier de foration	kg	5150	11.76	60552.24
- Rails	T	417	1.65.48	2285.16
- Traverses de voie ferrés	Pc	261.5	342.9	89668.35
- flexibles	M	105	118.98	12492.9
- Tuyaux métalliques	M			
* $\phi = 100$ mm	M	74	80	5920
* $\phi = 90$ mm	M	408.5	72	29412
* $\phi = 55$ mm	M	77.5	46	3565
* $\phi =$ mm	M	269	71	19099
- Ventube	M	42	112	4704
- Gaz-oil	L	94651.2	10.6	1003302.72
- Lubrifiant	L	3312.79	35.42	13724424
- Graisse	kg	5520	32.34	256052.09
- Total 1				3498188.74
- Transport (5%)				174909.44
- Total				3673098.18
- Imprévus 25%				918274.54
- Total général				4591372.72

suite du tableau des consommations

C- Les amortissements:

L'amortissement des équipement est égale au coût total × le taux d'amortissement annuel, les résultats sont représentés sur le tableau ci-dessous:

Le tableau d'amortissement

Equipements	coûts x 10 ³ D.A	nombre	coûts total x 10 ³ D.A	Taux d'amortissement annuelles en %	amortissement annuel x 10 ³ D.A
- treuil d'extraction à 1 tombeur p = 45 kw	1285.91	2	2571.81	6.9	177.45
- moteur électrique pour le treuil d'extraction	257.18	1	257.18	5.3	13.63
- ensemble grue de levage et charpente pour extraction	514.36	2	1028.72	8	82.29
- Cuffat Q=0.5 m ³	102.87	2	205.74	20	41.14
- Treuil de raclage p = 10 kw	188.6	4	754.4	25.2	190.10
- Racleur 0.15 m ³	68.58	4	274.32	50	137.16
- Electro-pompe submersible Q= 15 m ³	171.45	3	514.36	50	257.18
- Wagonnet a caisse basculant 0.7 m ³	102.87	16	1645.98	24.8	408.19
- Locotracteur	514.36	2	1028.72	12.5	128.59
- Chargeuse sur rail (m ³)	257.18	2	514.36	24.8	127.56
Marteau perforateur manuel poids 20 kg	34.29	5	171.45	50	85.72
- poussoir pour marteau	17.15	4	68.58	25	17.14
- Marteau perforateur télescopique poids 32 kg	68.58	7	480.07	50	240.03

télescopique poids 32 kg					
- Compresseur 26 m ³ /min , p= 7kg/cm ²	857.27	3	2571.81	10	257.10
- Ventilateur axial secondaire	171.45	7	685.81	25	171.45
- Ventilation axial primaire 7 m ³ /sec	342.91	2	685.81	10	68.58
-Moteur électrique pour la ventilation primaire	205.75	2	411.5	5.3	21.8
-Moteurs électriques pour la ventilation secondaire	102.87	7	720.06	5.3	38.16
	102.87		102.87	12.5	12.85
- Chargeur d'accumulation de locotracteur	171.45	1	171.45	12.5	21.83
- Banc chargeur automatique d'accumulateur	1800	2			
		1	3600	24.8	892.8
- Camion a benne 12T	257.18		257.18	23.7	60.95
- sondeuse pour les travaux géologique					
total			17796.34		3402.64
Imprévus 25%			4449.09		650.66
TOTAL			22245.43		4253.30

suite du tableau du taux d'amortissement

D- Les frais de réparation et entretien:

Les frais de réparation et d'entretien sont pris de façon suivante:

- 30% de l'amortissement annuel pour les différentes équipements.

- 80% pour les camions, les résultats sont donnés sur le tableau suivant :

Equipements	amortissement annuel $\times 10^3$ [DA]	Réparation en %du d'amor- tissement	Frais de réparation $\times 10^3$ [DA]
- treuil d'extraction à 1 tombeur p = 45 kw	177.45	30	53.23
- moteur électrique pour le treuil d'extraction	13.63	30	4.09
- ensemble grue de levage et charpente pour extraction	82.29	30	24.69
- Cuffat Q=0.5 m ³	41.14	-	-
- Treuil de raclage p = 10 kw	190.10	30	57.03
-Racleur 0.15 m ³	137.16	-	-
-Electro-pompe submersible Q= 15 m ³	257.18	30	77.15
- Wagonnet a caisse basculant 0.7 m ³	408.19	30	122.46
- Locotracteur a pneumatique	128.59	30	38.58
- Chargeur sur rail m ³	127.56	30	38.27
- Marteau perforateur manuel poids 20 kg	85.72	30	25.72

- poussoir pour marteau	17.14	30	5.14
- Marteau perforateur télescopique poids 32 kg	240.03	30	72.01
- Compresseur 26 m ³ /min , p= 7kg/cm ²	257.10	30	77.13
- Ventilateur axial secondaire	68.58	30	20.75
- Ventilation axial primaire 7 m ³ /sec	171.45	30	51.44
- Moteur électrique pour la ventilation primaire	38.16	-	-
- Moteur électrique pour la ventilation secondaire	21.83	-	-
- Chargeur d'accumulation de locotracteur	12.85	30	3.86
- Banc chargeur automatique d'accumulateur	21.83	30	6.55
- Camion a banne 12T	892.8	80	714.24
- sondeuse pour les travaux géologique	60.95	30	18.29
total	3402.64	-	1357.22

Suite du tableau de réparation et entretien

E- Masse salariale:

La masse salariale mensuelle des différentes catégories de personnel est basée sur des données de l'O.R.G.M.(division Sud)

Elle est donnée sur le tableau suivant :

N°	Désignation	Nombre		salaires mensuelle	salaires mensuelles total
		présent	inscrit		
1	- Directeur	1	1	45218	45218
2	- Ingénieur en chef	1	1	34438	34438
3	- Secrétaire	1	1	26335	26335
4	- Chef de service du personnel et comptabilité	1	1	30386	30386
5	- Agent de bureau	1	1	12156	12156
6	- Démarcheur	1	1	26335	26335
7	- Chef de quartier	1	1	32412	32412
8	- Ing Electromécanicien	1	2	32412	64824
9	- Ing géologue	1	1	32412	32412
10	- Géomètre	1	2	32412	64824
11	- Lampiste	1	2	12156	24312
12	- Sondeur	1	1	24309	24903
13	- Chef de poste fond	2	3	26335	79005
14	- Aide géomètre	1	2	12156	24312
15	- Foreur boutefeux	2	3	24309	72927
16	- Foreur	6	7	22283	155981
17	- Ouvrier de voie (ferrée)	2	3	16208	48624
18	- Boiseur	2	3	16208	48624
19	- Manoeuvre fond	6	7	14182	99274
20	- Conducteur de locotracteur	2	3	18234	54702
21	- Proposé aux trémie de chargement	2	3	14182	42546

22	- Scrapiste	2	3	16208	48624
23	- Treillisse	2	3	18234	54702
24	- Signaleur	2	3	14182	42546
25	-Compresseuriste	2	3	16208	48624
26	- Conducteur de camions	2	3	18234	54702
	Total	47	64		1293154

suite du tableau de la masse salariale

Remarque :

- ** - N° 7 : Chargé de quartier Nord et Sud.
- ** - N°12 : Opérateur de la sondeuse fond.
- ** - N° 13: Porte mire.
- ** - N° 15 ; 16 : Abattage et travaux préparatoires.
- ** - N° 17, 18, 19 : Travaux annexes (pose de rails, tuyauterie, boisage des cheminée et galerie de roulage).
- ** - N°20 : Chargé du déchargement des wagonnets dans la tranchée.
- ** - N° 22 : Chargé du chargement de la trémie de stockage et de cuffat et donne le signale. Pour la remonté du cuffat (signaleur).
- ** - N° 23 : Opérateur du treuil d'extraction au jour.
- ** - N° 24 : Chargé de l'accrochage et du déchargement du cuffat au jour.

La masse salariale du personnel suivant:

- * Directeur
- * Ingénieur en chef
- * Secrétaire
- * Chef de service du personnel et comptabilité
- * Agent de bureau
- * Démarcheur

est déterminée de façon suivante:

- 40% des salaires sont supportés par la mine et 60% restant sont supportés de l'usine de traitement :

- La somme = 174868 DA.

- Pour la mine = 69947.2 DA.

Donc, la masse salariale annuelle est égale à :

$$(1293154 - 69947.2) \times 12 = \underline{\underline{14557833.6DA}}$$

III-2 Le coût de la tonne de minerai (c):

Le coût de la tonne de minerai est égale à:

$C = (\text{masse salaire} + \text{coût des consommables} + \text{amortissement} + \text{frais de réparation} + \text{frais annuel}) / 30.000$. (On a pas pris on considération le coût d'électricité installé de la mine en K.V.A.

Désignation	Montant DA/an
Masse salariale annuel	14557833
Consommables	3498188.74
Amortissement	4253300
Réparation et entretien	1696520
Total	24005841.74
Frais annexes (restauration, hébergement, transport pour récupération) 25%	6001460.58
Total général	30007302.93

Alors:

Alors:

La production annuelle de minerai est de 30000 T

Donc le coût de la tonne du minerai sera égale à:

$$30007302.93/30000 = 1000.24 \text{ DA/T}$$

III-3 Le prix de vente du métal (or) par an:

est déterminé par la formule suivante:

$$P_m = A_m \times T_m \times T_r \text{ (grs)}$$

$A_m = 30000$ T de la production annuel du minerai

$T_m = 16.2$ grs/T teneur moyenne du minerai

$T_r = 0.9$ taux de récupération usine

alors:

$$P_m = 30000 \times 16.2 \times 0.9 = 437400 \text{ grs}$$

mais 1 once d'or = 31.104 grs, donc la production métal (p) s'élève a:

$$P = P_m / 31.104 = 437400/31.104 = 14062.5 \text{ onces}$$

Le prix de l'once sur le marché international est de 324 \$us .

alors la production annuelle (p_a) s'élève a:

$$P_a = P \times 324 = 14062.5 \times 324 = 4556250 \text{ \$us.}$$

mais

1\$us = 56 DA alors la production en DA (P_{da}) s'élève à

$$P_{da} = P_a \times 56 = 4556250 \times 56 = 255150000 \text{ DA.}$$

Sans avoir pris en considération le coût de traitement.

$$3000730.92/255150000 = \underline{\underline{11.76\%}}$$

Les frais d'exploitation annuels représentent 11.76% du prix de vente de la production annuelle.

Conclusion

Conclusion:

Pour la réalisation de l'exploitation pilote du gisement aurifère de Tirek, les aspects techniques ci-après, ont été étudiés:

- *- La méthode d'exploitation
- *- La ventilation de la mine
- *- L'exhaure
- *- Le mode d'extraction du minerai
- *- La production d'air comprimé
- *- et l'éclairage.

Ceci a permis de déterminer et de dimensionner les équipements nécessaires à l'exploitation.

Enfin une étude technico-économique, dans laquelle les consommables et leurs coûts ont été déterminés, et les frais de maintenances et les amortissements.

Il ressort de cette étude que le coût de la tonne de minerai rendue usine représenté 12% du prix de vente de la production métal annuelle de la mine.

Bibliographie

Bibliographie

- [1] Y. BOKY.1968. Exploitation des mines. Mir Moscou. 1968.
- [2] BRGM.,1993 Projet d'exploitation des gisements d'Or d'Amesmesssa et Tirek, Juillet 1993.
- [3] CHIBKA. 1980.Exploitation des gisements métallifères. 1980
- [4] ENOR. 1991. Synthèse des travaux d'évaluation sur les gisements d'Or de Tirek et Amesmesssa.
- [5] EREM. 82. 84. 87. Rapport sur les recherches systématiques sur les feuilles de Tirek, IN OUZZAL, ILAFERH, TESSALIT. Alger (Inédit).
- [6] Y. MULLER.199. Exploitation des mines. Aide mémoire mines. DUN. Paris T I et T II.
- [7] VARAVVA; POPKOV; NASTITCH. Rapport des travaux géologiques réalisés par sur les gisements Aurifère de Tirek EN 1976-1981 avec le calcul des réserves au 01/01/1982.
- [8] V. VIDAL.1963. Exploitation des mines. 1963 T III.
- [9] Revue de l'industrie minérale. Fév.1981.