

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

2/88

وزارة التعليم و البحث العلمي  
Ministère de l'Enseignement et de la Recherche Scientifique

150X

## ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT: Génie Minier

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

# PROJET DE FIN D'ETUDES

### SUJET

Projet de la Technologie et de la Mecanisation  
Complexe des travaux Miniers dans le quartier  
(chagoura Sud + Pic) de la Carrière de Ouenza

Année 88

Proposé par :

Dr. Mohamed Aguid  
Bachar

Etudié par :

Belaïdi Farid

Dirigé par :

Dr. Mohamed Aguid  
Bachar

PROMOTION

Juin 88

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التعليم و البحث العلمي  
Ministère de l'Enseignement et de la Recherche Scientifique

## ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : Génie Minier

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

# PROJET DE FIN D'ETUDES

### SUJET

Projet de la Technologie et de la Mecanisation  
Complexe des travaux Miniers dans le quartier  
(chagoura Sud + Pic) de la Carrière de Ouenza

Année 88

Proposé par :

Dr. Mohamed Aguid  
Bachar

Etudié par :

Belaïdi Farid

Dirigé par :

Dr. Mohamed Aguid  
Bachar

PROMOTION Juin 88

D E D I C A C E S

JE DEDIE CE MODESTE TRAVAIL EN SIGNE DE RECONNAISSANCE ET DE  
RESPECT :

A MA MERE ( EN RECONNAISSANCE DE SON SACRIFICE QUI A ETE CONSENTI  
ENVERS MOI DEPUIS MON PLUS JEUNE AGE ).

A MES SŒURS ET FRERES

A TOUTE MA FAMILLE

A TOUS MES AMIS

" Farid BELAIDI "

## REMERCIEMENTS

C'est un grand plaisir pour moi de pouvoir exprimer mes remerciements et toute ma reconnaissance à toutes les personnes qui m'ont aidé à la réalisation de ce modeste travail du projet de fin d'études.

Ces remerciements vont tout particulièrement à :

- Mr. le Dr. Mohamed AGUID Bachar  
mon promoteur pour les conseils utiles qu'il n'a cessé de me prodiguer et le temps précieux qu'il m'a consacré durant l'élaboration de ce travail.
- Mr. ZAGHLAMI Norredine, Ingénieur de mine de Ouenza pour l'aide précieuse qu'il m'a apporté durant mon court séjour à Ouenza.
- Mr. A. SAADA  
Chef de département Mines, pour ses démarches administratives.
- Melle Naima pour la frappe de ce projet.

Je tiens également à associer à ces remerciements tous les professeurs qui ont contribué à ma formation.

Sans oublier Messieurs les membres du JURY qui me feront l'honneur de juger ce modeste travail.

# S O M M A I R E



## CHAPITRE I : LES CONDITIONS GEOLOGIQUES, HYDROGEOLOGIQUES ET TECHNIQUES D'EXPLOITATION DU GISEMENT DE OUENZA.

1 - Situation géographique de la ville et de la carrière de Ouenza.....	
1.1.- Conditions géologiques du gisement de Djebel Ouenza.....	
1.1.1.- Caractère géologique du gisement.....	
1.1.2.- Morphologie .....	
1.1.3.- Tectonique du gisement.....	
1.1.4.- Génèse du gisement.....	
1.1.5.- Théorie hydrothermale.....	
1.1.6.- Caractéristiques minéralogiques et physico-mécanique du minerai.....	
1.1.7.- Caractéristiques du gisement.....	
1.1.8.- Puissance, pente et direction.....	
1.1.9.- Forme du gisement.....	
1.1.10- Texture du minerai.....	
1.2.- Les indices de difficultés d'exploitation des roches.....	
1.2.1.- Paramètres techniques.....	
1.2.1.- Paramètres de la carrière.....	
1.3.- Etat actuel d'exploitation de la carrière.....	
1.3.1.- Système d'ouverture.....	
1.3.2.- Système d'exploitation.....	
1.3.3.- Principales phases pendant l'exploitation.....	
1.3.4.- Transport des minéraux utiles et des roches stériles.....	
1.3.5.- Déchargement et mise à terril.....	
1.3.6.- Mécanisations complexes des travaux miniers.....	

- 1.4. - **Choix des paramètres essentiels** -----
- 1.4.1. - **Nombre de poste** -----
- 1.4.2. - **Production de la carrière** -----
- 1.4.3. - **La durée de la carrière** -----

CHAPITRE II - PROJET DES PROCESSUS TECHNOLOGIES

- 2.1. - Préparation des roches minières à l'abattage -----
- 2.1.1. - Généralités -----
- 2.1.2. - Le choix du matériel de forage (sondeuses) -----
- 2.1.3. - Détermination du diamètre du trou -----
  
- 2.2. - Détermination des paramètres du plan de tir -----
- 2.2.1. - Détermination de la consommation spécifique d'explosif -----
- 2.2.2. - La ligne de résistance au pied du gradin -----
- 2.2.3. - Les distances entre les trous, dans une rangée A, entre les rangées B. -----
- 2.2.4. - L'excès du trou -----
- 2.2.5. - La longueur du trou -----
- 2.2.6. - La quantité de charge d'un trou -----
- 2.2.7. - La longueur de la charge d'un trou -----
- 2.2.8. - La largeur de la charge d'un trou -----
- 2.2.9. - La largeur normale d'entrée de l'excavateur dans le tas. -----
- 2.2.10. - La largeur effectif du tas des roches abattues -----
- 2.2.11. - La longueur d'entrée de l'excavateur dans les roches non abattues -----
- 2.2.14. - Tir à micro-retard -----
  
- 2.3. - Détermination de rendement de la sondeuse et de leur nombre -----
- 2.3.1. - Rendement de la sondeuse -----
- 2.3.2. - Détermination du nombre de sondeuses -----
  
- 2.4. - Technologie d'abattage et de chargement des roches -----
- 2.4.1. - Choix du modèle d'extraction -----
- 2.4.2. - Détermination du rendement effectif de l'excavateur -----
- 2.4.3. - Détermination du nombre d'excavateur -----

- 2.5. - Technologie du mouvement de chargement -----
- 2.5.1. - Fondement du type de transport choisi pour la découverte -----  
et l'extraction.
- 2.5.2. - Calcul du rendement des camions et de leur nombre nécessaire. -----
  
- 2.6. - Formations des terrils -----
- 2.6.1. - Choix de mise à terril -----
- 2.6.2. - La surface de l'emplacement des terrils -----
- 2.6.3. - Largeur du front de déchargement -----
- 2.6.4. - Nombre des terrils demeurant simultanément au travail -----
- 2.6.5. - Longueur de front de la partie des terrils -----
- 2.6.6. - Volume des travaux de buldozer par poste -----
- 2.6.7. - Rendement de buldozer par poste -----
- 2.6.8. - Nombre de buldozer au travail -----
- 2.6.9. - Nombre de buldozer -----



CHAPITRE III - ANALYSE ET FONDEMENT DU SYSTEME D'OUVERTURE ET D'EXPLOITATION

- 3.1. - Ouverture du gisement -----
- 3.1.1. - Généralités -----
- 3.1.2. - Mode d'ouverture -----
- 3.1.3. - Mode de creusement des tranchées -----
- 3.1.4. - Creusement de la tranchée -----
- 3.1.5. - Schéma de creusement d'une demi-tranchée -----
- 3.2. - Caractéristiques techniques des marteaux perforateurs -----
- 3.3. - Système d'exploitation -----
- 3.3.1. - Généralités -----
- 3.3.2. - Argument et choix de la méthode d'exploitation -----
- 3.3.3. - Paramètres du système d'exploitation -----
- 3.3.4. - Chargement du minerai abattu -----
- 3.3.5. - Front des travaux miniers et son déplacement -----
- 3.3.6. - Détermination du nombre de trou -----
- 3.3.7. - Avancement annuel théorique du front de travail du gradin -----
- 3.3.8. - Détermination de la vitesse de déplacement le long du gradin  
de l'excavateur. -----

CHAPITRE IV - LES DONNEES TECHNICO-ECONOMIQUES

- 4.1 - Les reserves de la carrière-----
- 4.2 - Les parametres principaux de la carrière-----
- 4.3 - Plan de la production annuelle (1988)-----
- 4.4 - Types, nombres, et les rendements des engins  
d'exploitation -----
- 4.5 - Repartition de la production par mois -----
- 4.6 - Evolution des pelles -----
- 4.7 - Production annuelle et durée de vie -----
- 4.8 - Volume general de la production en minerai  
(données à l'usine) -----
- 4.9 - Coefficient d'extraction -----
- 4.10- Volume des sterrils pour l'année en cours 1988 -----
- 4.11- Longueur du bloc de l'excavateur -----
- 4.12- Travaux de tir -----
- 4.13- Coût d'une tonne de minerai -----

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

La mine de Ouenza occupe une place très importante dans l'industrie minière algérienne.

Elle est la plus grande mine actuellement en exploitation.

Elle produit un minerai d'une grande utilité pour la sidérurgie.

Le minerai extrait de la mine de Ouenza est l'hématite ( $Fe_2O_3$ ) qui est un constituant résultant de l'altération du minerai primaire (séderite  $FeCO_3$ ).

Le minerai se trouve en général sous forme massive, presque la totalité de la production passe dans les fonderies algériennes.

C'est pour cette raison que l'exploitation de ce gisement a une grande importance dans l'économie nationale.

Une bonne mise en valeur du gisement de Ouenza devient donc une nécessité capitale pour l'économie algérienne.

C'est dans ce sens que se situe notre contribution quand à la réalisation du projet de la technologie et de la mécanisation complexe de la carrière pour améliorer le rendement et assurer la sécurité du travail.

- oOo -

CHAPITRE I

LES CONDITIONS GEOLOGIQUES, HYDROGEOLOGIQUES

ET

TECHNIQUES D'EXPLOITATION DU GISEMENT DE OUENZA

LES CONDITIONS GEOLOGIQUES, HYDROGEOLOGIQUES ET TECHNIQUES  
D'EXPLOITATION DU GISEMENT DE OUENZA

1 : SITUATION GEOGRAPHIQUE DE LA VILLE ET DE LA CARRIERE DE OUENZA

La ville de Ouenza se trouve à 160 Km au sud de Annaba et à 90 Km au nord de Tebessa.

Elle est reliée à Annaba par une route départementale et une voie ferroviaire par laquelle est acheminée toute la production de l'unité de Ouenza vers l'installation portuaire où elle serait expédiée soit vers l'étranger ou vers la "SN-SIDER".

La Daira de Ouenza dépend administrativement de la Wilaya de Tebessa, elle est limitée à l'est par la frontière Algéro-Tunisienne et au nord par la Wilaya de Souk-Ahras.

Elle est également limitée par deux oueds appelés respectivement "Oued Milligue" et "Oued Ksob", qui convergent à quelques kilomètres avant la frontière Algéro-Tunisienne pour se déverser finalement au Medjerba (Tunisie).

Le gisement de fer repose sur le flanc Nord-Est d'un massif montagneux dont la plus haute altitude est de 1.288 m et à 12 Kms environ de longueur sur 5 Kms de largeur.

Avec une population de 50.000 habitants, la ville de Ouenza n'offre pas une diversité d'occupation, ce qui explique en fait pourquoi, la majorité de la population active travaille comme mineurs.

1.1. - Conditions géologiques du gisement de Djebel Ouenza

1.1.1. - Caractère géologique du gisement

La région des monts de Milligue, dont laquelle se situe le Djebel Ouenza, se trouve à mi-chemin entre la méditerranée et le commencement des plaines sahariennes.

Le Djebel Ouenza est un grand plis anticlinal d'âge éocène dont l'axe est orienté vers SW-NE est essentiellement constitué par les assises suivantes :

I) - Quaternaire :

Il se compose par des recouvrement récents tel que : éboulis, alluvions, brèches, encroulement calcaire, conglomérats calcaire et des travertins.

II) - Miocene

Constitué par des grès et marnes jaunâtres localisées surtout dans la région de douamis.

III) - Crétacé

Il est le principal constituant du Djebel Ouenza, se subdivise en :

1 - Teronien : présence des calcaires durs à grains fins et il est d'épaisseur moyenne de 120 mètres.

2 - Cenomanien sup. : Alternances de bans réguliers de calcaires gris jaunâtre et de marnes, d'une épaisseur de 350 m, elles sont visibles aux quartiers Hallatif et Magsouma.

3 - Cenomanien moyen : Il se compose de marnes verdâtres à plaquettes de calcite avec une épaisseur de 800 mètres.

4 - Albien sup. : Alternances de marnes avec de minces bans de calcaires argileux d'une épaisseur de 300 mètres.

5 - Albien moyen : Formé par des calcaires et des marnes noirs. Au Sud-Ouest du Djebel Ouenza forme une corniche périclinale et dont l'épaisseur est de 225 mètres.

Il affleure à l'Ouest de Koudiat-zerga avec 80 à 100 mètres de marnes jaunes-brunâtres.

IV) - Aptien

Il se compose de deux types de facies

- Facies marneux-greseux

- Facies essentiellement calcaires qui représentent l'ossature du Djebel Ouenza.

Les calcaires sont compacts et renferme des rudistes, polypiers, algues, ainsi que de nombreux débris d'échinodermes et de lamelibranches accompagnés de foraminifères de type milisle et orbitalines.

Ces calcaires sont minéralisés et forment le gisement de fer de Ouenza. L'épaisseur est de 250 mètres.

#### V ) - Trias

Il est formé par des marnes bariolés gypsifères et des lentilles de gypse, ces affleurements sont mis à jour par le diapirisme qui à une grande extension et a causé des complications structurales les plus remarquables.

#### 1.1.2 - Morphologie

Le Djebel Ouenza est remarquablement formé de calcaire aptien qui lui donne un aspect bien spécifique caractérisé par un alignement de crêtes de directions Nord-Est, des falaises sur le flanc Ouest, un ravinement de direction générale Est-Ouest qui suit les zones de moindres résistances qui sont les zones tectoniques.

Les pentes sont assez accentuées dans les calcaires et s'adoucissent dans les zones marneuses.

Les pendages sont assez forts (ordre de 70°) ce qui caractérise la morphologie du Djebel Ouenza.

#### 1.1.3. - Tectonique de gisement

La tectonique du Djebel Ouenza est provoquée par des mouvements ascendants ainsi que par le diapirisme.

Les plissements de directions Sud-Ouest au Nord-Est sont postérieurs au cenonien et antérieurs au miocène, les failles qui affectent le gisement ont la même direction que les plissements.

La faille du pio d'un rejet de 200 mètres se prolonge jusqu'au Sud de Chagoura cause le décrochement de Chagoura Sud et le quartier 6 mai.

Le diapir triasique est centralisé au coeur de l'anticlinal, d'autres diapirs ont causé le soulèvement de l'aptien de Koudiat Souda et au Sud Koudiat Zerga qui se prolongent vers le Nord-Est ou ils envahissent toute la région minière.

Le diapirisme a provoqué plusieurs formes de structures, d'accidents cassant des failles verticales avec ou sans rejet.

#### 1.1.4 - Génèse du gisement

Il existe deux théories opposées pour la génèse du gisement de Ouenza, l'une sédimentaire et l'autre hydrothermale.

##### 1 - Théorie sédimentaire

Le fer proviendrait des zones émergées qui devraient alimenter le complexe récifal, dans ce cas le récif aurait servi de passage au fer de ce fait, il se passe la même réaction avec les calcaires fins à milisles.

$Fe + CaCO_3 \longrightarrow FeCO_3$  : ainsi le calcium  $Ca^{++}$  est dissocié et sera remplacé par le fer.

##### 2 - Théorie hydrothermale

C'est due à une précipitation de substance chimique variée à partir d'eau thermale qui circule dans les fissures, cette précipitation est conditionnée par la température et la pression et la saturation des solutions qui entrent en réaction avec les calcaires et donnent la formation de la sidérite par substitution de calcium des calcaires par le fer.

#### 1.1.5 - Les substances extraites

A la mine de Ouenza, la grande richesse est la masse Hematite  $Fe_2O_3$  (oxyde ferrique).

Hematite se forme par oxydation de la siderose  
siderose oxyd. → Hematite qui est principalement le minerai de fer exploité dans la mine. En dehors de la Hematite on rencontre aussi la siderose qui avec la Hematite représentent les deux minéraux principaux.

On trouve aussi des minéraux secondaires tel que l'oxyde de silicium ( $SiO_2$ ) le fluorure de calcium ( $CaF_2$ ), Baryte ( $BaSO_4$ ), la calcite bien cristallisée ( $CaCO_3$ ), sulfures tel que pyrite ( $FeS_2$ ), galene (Pbs).

Il y a aussi du cuivre gris mais en petite quantité ainsi que la goethite, la malachite et la limonite.



Le minerai exploité est considérée comme étant à bonne teneur (46 : 56%) une partie sert à alimenter le foyer siderurgique "EN-SIDER" de Annaba et l'autre partie étant destinée à l'exportation.

#### 1.1.6 - Caractéristiques minéralogiques et physico-mécaniques du minerai

La connaissance de certaines propriétés physico-mécaniques du minerai de la mine de Ouenza est primordial pour une bonne appréciation des spécificités des processus technologiques en cours, de ce fait, le minerai de fer de la mine de Ouenza peut-être qualifié comme étant semi-dur, de l'autre côté voici les valeurs de la masse volumique de différents types de minerai qui sont égales à :

- masse volumique minerai riche :  $\gamma = 2,8 \text{ T/m}^3$
- masse volumique minerai brun :  $\gamma = 2,75 \text{ T/m}^3$
- masse volumique roches stériles:  $\gamma = 2,6 \text{ T/m}^3$
- densité de minerai : 3,17
- porosité de minerai : 6,7%
- abrasivité : elle est faible sauf dans les endroits où l'on rencontre du quartz.

Remarque : Ces chiffres sont des valeurs moyennes.

#### 1.1.7 - Caractéristiques du gisement

Le gisement de fer de Ouenza se présente sous forme d'amas plus ou moins disloqués par les nombreuses failles. Le Djebel Ouenza nous assiste souvent à des décrochements NE-SW (région de Chagoura pio-Chagoura Nord), par contre au 6 mai et à Douamis le gisement se présente sous forme de couches que les plissements locaux divisent en deux corps par rapport à l'axe du plissement et nous assistons à la formation du corps Nord et Sud.

##### 1 - Roches encaissantes

Sont la calcite, l'argile, le gypse, la marne et le quartzile, cependant on rencontre le plus souvent les calcaires.

##### 2 - Hydrogéologie du gisement

Dans un quartier exemple : le 6 mai dit aussi zone II et plus

...../.....

précisément dans sa galerie de recherche on peut voir un niveau hydraustatique, au niveau 555 de type eau de fond se trouvant dans les roches fissurées. Après une analyse qualitative au laboratoire, on a constaté les propriétés suivantes :

- dureté de l'eau (présence en quantité de Ca et de Mg) donc eau non potable.
- PH = 8 (eau basique, présence de cation  $Ka^+$  et  $Na^+$  et d'anions ).
- présence de radicaux  $So_4$  (obtenue par addition de l'acide sulfurique  $H_2So_4$ ).

Le résidu sec à 100°C est de 1,83 g/l ce qui a permis de savoir que cette eau est impropre à la consommation. elle est donc utilisée comme liquide laveur pour les recherches par sondages et aussi pour l'arrosage des pistes de roulage de la carrière pour éviter les poussières soulevées lors du passage des camions.

Le niveau hydraustatique se trouve au dessous de l'exploitation par conséquent, il ne cause pas de problèmes d'inondations. En plus, les terrains formant le Djebel Ouenza se comportent de la manière suivante :

- Le trias à cause de la présence de gypse et de sel se comporte comme un terrain perméable dans lequel les eaux circulent.
- Les calcaires massifs sont toujours très fissurés en affleurement, donc ils sont perméables et constituent ainsi un terrain pour la circulation et l'accumulation des eaux souterraines.
- La série marneuse de crétacé forment les plus grandes surfaces d'affleurement de la région, donc elle est imperméable et toute les eaux de pluie qui tombent ruissellent ou s'évaporent sauf quand ils existent des intercalations calcaires.

Les aquifères connus à Ouenza sont :

- aquifère sidérose douamis et aquifère sidérose 6 mai et que l'ensemble forme une seule masse calcaire donc un seul bassin aquifère.
- pour une pluviométrie moyenne de 400mm, douamis reçoit 80.000 m<sup>3</sup> et les chantiers 16.000 m<sup>3</sup>.

#### 1.1.8 - Puissance, pente et direction

En générale, la puissance de gisement du Djebel Ouenza varie de 20 à 100 mètres, des fois jusqu'à 150 mètres suivant les différents quartiers. La direction de gisement est de Nord-Est vers Sud-Ouest.

#### 1.1.9 - Forme de gisement

1. Forme de lentilles
2. Forme en amas
3. Forme en filons.

#### 1.1.10- Texture de minerai

1. Texture massive (minerai brun)
2. Texture pulvérulente (minerai friable)
3. Texture bréchique
4. Texture poreuse.

## 1.2 - Les indices de difficultés d'exploitation des roches

### 1.2.1. - Paramètres techniques

Aujourd'hui avec le développement technologique poussé, il est nécessaire de tenir compte de beaucoup de facteurs participant aux différents processus d'exploitation pour mieux cerner le changement des roches au moment de la préparation à l'extraction, à l'abattage et aux chargements, le paramètre essentiel d'appréciation de difficulté d'exploitation est Dt.

#### a) Indice de difficulté d'exploitation

$$Dt = 0,2 (Kf df + Kexp. \rho_0 + Kexc. dexc.)$$

Kf, Kexp, Kexc : coefficients de résistance relative des roches respectivement au forage, à l'exploitation et à l'excavation (abattage).

df, dexc : indices de difficulté au forage (forabilité) et à l'excavation.

$\rho_0$  : consommation théorique spécifique d'explosifs ... (Kg/m<sup>3</sup>)

#### b) Indice de forabilité "d'après l'académicien RJEVSKY V"... ( )

$$df : 0,007 (\sqrt{\sigma_{comp}} + \sqrt{\sigma_{cis}}) + 0,7 \gamma$$

$\sigma_{comp}$ ,  $\sigma_{cis}$  : résistance de la roche respectivement à la compression et au cisaillement (Kg/cm<sup>2</sup>)

$\gamma$  : masse volumique du minerai : 2,78 T/m<sup>3</sup>

cet indice est basé sur les thèses scientifiques suivantes :

1. Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage, par contre les efforts de tractions n'ont pas une importance pratique dans ce procédé.

2. Vu le petit diamètre des trous, la fissureté n'influe guère sur la forabilité.

3. Considérant que dans le processus de forage on évacue les déblais du fond des trous vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique

c) Indice de difficulté à l'excavation

$$d_{exc} = 0,005 K_m (\sigma_{comp} + \sigma_{tr} + \sigma_{cis}) + 0,58 \gamma$$

$K_m$  : coefficient de fissuration qui est égale à

$$K_m = 1,2 \text{ moy} + 0,2$$

moy : dimensions des blocs structurés : 0,7 m ( le massif est moyennement fissuré dans le quartier Chagoura Sud + Pic).

donc  $K_m = 1 \text{ m}$ .

$\sigma_{tr}$  : résistance de la roche à la traction

d) - Consommation théorique spécifique d'explosifs

$$q_0 = 0,1 k_m (\sigma_{comp} + \sigma_{tr} + \sigma_{cis}) + 40 \gamma \dots \dots \dots \text{ g/m}^3$$

Tableau 1 : Les valeur de  $K_f$ ,  $K_{exp}$ ,  $K_{exc}$ .

FORATION		EXPLOSION		EXCAVATION	
df	$K_f$	q ( $Kg/m^3$ )	$K_{exp}$	D exc	$K_{exc}$
5	0,8	0,2	30	3	0,8
6 + 10	0,9	0,2 + 0,4	35	3 + 5	0,9
11 - 14	1,0	0,4 + 0,6	40	6 + 9	1,0
15 + 17	1,1	0,6 + 0,8	45	9 + 12	1,1
17	1,2	0,8 + 1,0	50	12 + 15	1,2

Tableau 2 : Les résultats de calcul avec coefficient de dureté de 4 à 6

f	$\sigma_{comp}$ (Kg/cm <sup>2</sup> )	$\sigma_{tr}$ (Kg/cm <sup>2</sup> )	$\sigma_{cis}$ (Kg/cm <sup>2</sup> )	df	$\rho_0$ (Kg/m <sup>3</sup> )	kf	Kexc	Kexp	dexc	Dt
4	400	40	320	7	0,2	0,9	0,9	35	4	3,37
5	500	50	400	8	0,2	0,9	0,9	35	5	3,78
6	600	60	480	9,5	0,22	0,9	0,9	35	6	4,18

-  $\sigma_{comp} = 100.f \dots\dots\dots Kg/cm^2$

-  $\sigma_{tr} = 0,1 \text{ comp} \dots\dots\dots Kg/cm^2$

-  $\sigma_{cis} = 0,8 \text{ comp} \dots\dots\dots Kg/cm^2$

dans le tableau 2

- dex (4 + 6) : C'est à dire les roches de GMU peuvent se classer comme étant des roches de première classe facilement forable.
- Dt (1 + 5) : dans cette intervalle, il est possible d'exploiter les roches sans leur préparation à l'explosifs.
- Dt (6 + 10) il y a difficulté moyenne d'xploitation ou il est nécessaire d'utiliser l'explosif.
- Dt (11 + 15) : exploitation avec utilisation de l'explosif
- Dt (16 + 20) : très difficile à exploiter
- Dt (20 + 25) : extrêmement difficile à exploiter

### 1.2.2. - Paramètres de la carrière

a) - Plate-forme de travail : (largeur de la plate-forme de travail)

Elle est commandée par les dimensions des engins de déblaiement, de transport et par la technique de tir.

Lorsque l'abattage se fait à l'explosif (notre cas), la largeur minimale de la plate-forme de travail est :

$$L = Z + T + C + X + A \text{ (m)}$$

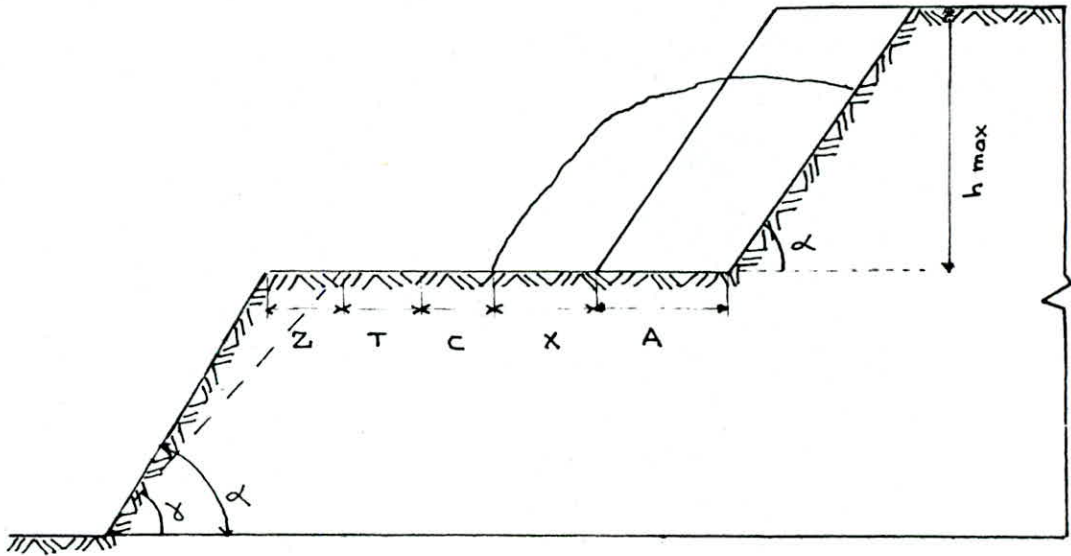


Plate-forme de travail (l'abattage à l'explosif).

$$Z = h_{max} \cdot (\cotg \gamma - \cotg \alpha)$$

Pour les roches de dureté 5 + 9

$$\gamma = 60^\circ \quad \alpha = 70^\circ$$

$Z$  = est la largeur du prisme éventuel d'éboulement, m

$T$  = la largeur de la voie de transport, m

$C$  = la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, m

$X$  = la largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement, m

$A$  = la largeur de l'enlèvement en massif, m

$$A = n \cdot w$$

$n$  = nombre de rangées

$w$  = ligne de moindre résistance (m)

b) Plate-forme de sécurité : est égale à  $0,2 \times$  hauteur de gradins donc on a  $0,2 \times 15 \text{ m} = 3 \text{ m}$ .

c) Réserves géologiques, industrielles et pertes

$$R_g = \text{volume} \times \quad = 89 \cdot 10^6 \text{ tonnes}$$

$$R_{ind} = 57 \cdot 10^6 \text{ tonnes}$$

Pertes : 4% de la production totale.



### 1.3. - Etat actuel d'exploitation de la carrière

#### 1.3.1. - Système d'ouverture

L'ouverture de champ de carrière se fait généralement par tranchées et plus rarement par ouvrages souterrains.

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et profondeur, de section trapézoïdale, ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentées, horizontales, pentées et horizontale ensuite on distingue :

- les tranchées principales qui donnent l'accès au gisement
- les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.

Les tranchées principales sont inclinées. Lorsqu'elles sont destinées au transport par camion, leur pente est de 0,050 à 0,150 et cette pente varie de 0,250 à 0,330 lors de l'emploi des convoyeurs. Dans la carrière de l'ouvrage le mode d'ouverture choisi est celui par tranchées communes intérieures assurant le fonctionnement des engins au régime favorable et l'exploitation du gisement le plus rentable car l'ouverture par tranchées communes intérieures est appliquée pour les gisements profonds, de n'importe quelle forme et de pendage quelconque.

Lorsqu'il n'y a pas d'eau sauf au niveau 555 ou s'arrête l'exploitation, les tranchées spéciales destinées à l'exhause n'existent pas à la mine de Ouenza.

#### 1.3.2. - Système d'exploitation

En tenant compte du caractère montagneux du gisement de Ouenza et de la configuration irrégulière du gîte en forme d'amas, la méthode d'exploitation appliquée est celle de fonçage.

Les travaux d'exploitation se développent à un seul bord suivant un sens longitudinal. L'évacuation du minerai et des déblais se fait par un transport terrestre direct respectivement vers l'aire de stockage et vers le terril extérieur compte-tenu de la durété des masses minières pour l'excavation ou procédé d'abord à leur fragmentation par explosifs et delà les masses abattues sont chargées par pelles. Les déblais et le minerai sont transportés par camion. Le rapport de découverte varie de 2 à 3.

#### 1.3.3. - Principales phases pendant l'exploitation

- 1 - Travaux d'extraction et de chargement
- 2 - Transport des minéraux utiles et des roches stériles
- 3 - Déchargement et mise à terril
- Travaux d'extraction et de chargement

La technique d'exploitation du gisement dépend des propriétés physico-mécanique des roches (durété, fissurété etc...)

Vu que la durété de roche à Djebel Ouenza est supérieure à deux, on utilise comme moyen d'extraction les travaux de "forage et de tir" c'est à dire l'abattage à l'aide de l'explosif jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail efficace de tous les complexes d'extraction et de transport.

Poids au chargement, à Djebel Ouenza on utilise des pelles qui chargent les produits arrachés à l'aide de l'explosifs car les roches sont dures.

#### 1.3.4. - Transport des minéraux utiles et des roches stériles

Dans la carrière du Djebel Ouenza, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières.

La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, le manoeuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation du travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

### 1.3.5. - Déchargement et mise à terril

A la carrière du Djebel Ouenza, le déchargement s'effectue dans des concasseurs ou bien dans des skips vers les concasseurs et quand à la mise à terril qui est un processus de déplacement des stériles et leurs dépôts sur des terrains spécialement réservés on emploie les bulldozers. Dans ce cas, les déblais sont déchargés sur le bord supérieur de terril et poussés vers le bas du talus par les bulldozers. On distingue au Djebel Ouenza les terrils extérieurs qui sont situés hors des limites du champs de carrière dans des terrains dépourvus de minéraux utiles.

### 1.3.6. - Mécanisations complexes des travaux miniers

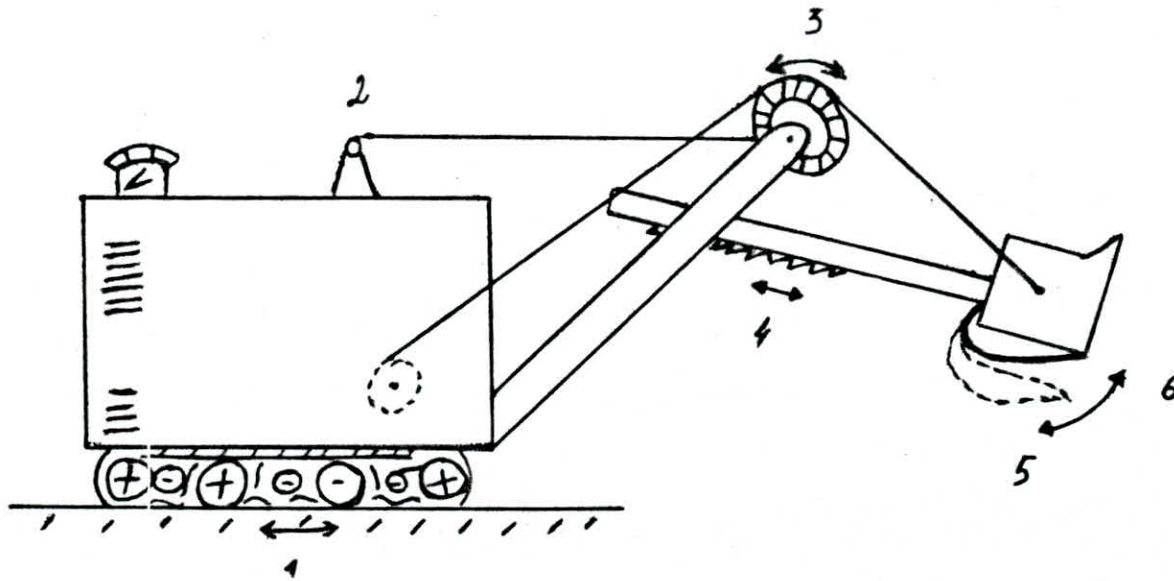
#### a) - Caractéristiques techniques de l'une des pelles utilisés

(pelle 150 B) ( )

- Marque BE Bueyrus-Eric
- Puissance : 300 cv
- Energie électrique : 5500 v
- Poids : 185 tonnes
- Capacité du godet : 4,6 m<sup>3</sup>
- Longueur de la flèche : 11,43 m
- Longueur total du bras du godet : 6,9 m
- Angle de la flèche : 45°
- Hauteur maximale de chargement : 7,39 m
- Rayon maximal de creusement : 15,4 m
- Rayon maximal de déversement : 12,65 m
- Hauteur maximale de creusement : 10,0 m
- Profondeur d'attaque en dessous du niveau du sol : 2,8 m

#### b) - Caractéristiques de l'une des sondeuses utilisées

- Sondeuse sur chenille INCERSOLL-RAND (U.S.A.)
- Type DM4 (HL 600)
- Puissance : 233 cv
- Energie : Gaz-oil
- Poussée maximale 20412 Kg ( par 2 verins hydrauliques)
- Tête de rotation hydraulique couple 567 Kg
- Bouilllets 6 tiges de  $\phi$  160 mm chacune
- Longueur de tige : 7,63 m



1 Avancement de chenille

2 Rotation de la cabine

3 Soulevement du godet

4 Avancement et recul du bras de godet

5 Ouverture du fond

6 Fermeture du fond

Figure 1

- Perte de travail maximale : 30%
- Dimension de la sondeuse
- Longueur : 10,71 m
- Largeur : 3,87 m
- Hauteur (tour levée) : 10,97
- Poids : 31782 Kg
- Poids du mât : 2270 Kg
- Prix d'achat de la sondeuse : 1.068.689,00 DA

c) - Caractéristiques techniques de l'un des camions utilisé

- Camion EUCLID de type R 50
- Capacité de la benne
  - . tas ras : 23,5 m<sup>3</sup>
  - . dôme : 31,7 m<sup>3</sup>
- Diamètre de braquage : 18,8 m
- Angle de benage : 60°
- Temps de levage de la benne : 18 secondes
- Poids approximatif brut basé sur une charge utile : 50 tonnes
- Longueur du camion : 9,27 m
- Longueur de la benne : 6,48 m
- Hauteur du camion benne baissé : 4,50 m
- Hauteur du camion benne levé : 8636 mm
- Largeur de la benne : 3,53 m.

d) - Caractéristiques techniques du bulldozer utilisé

- Bulldozer à roue de marque CATERPILLAR
- Type 824-B pneumatique
- Puissance : 320 cv
- Energie : diesel
- Verin hydraulique levage de lame.

Figure 2

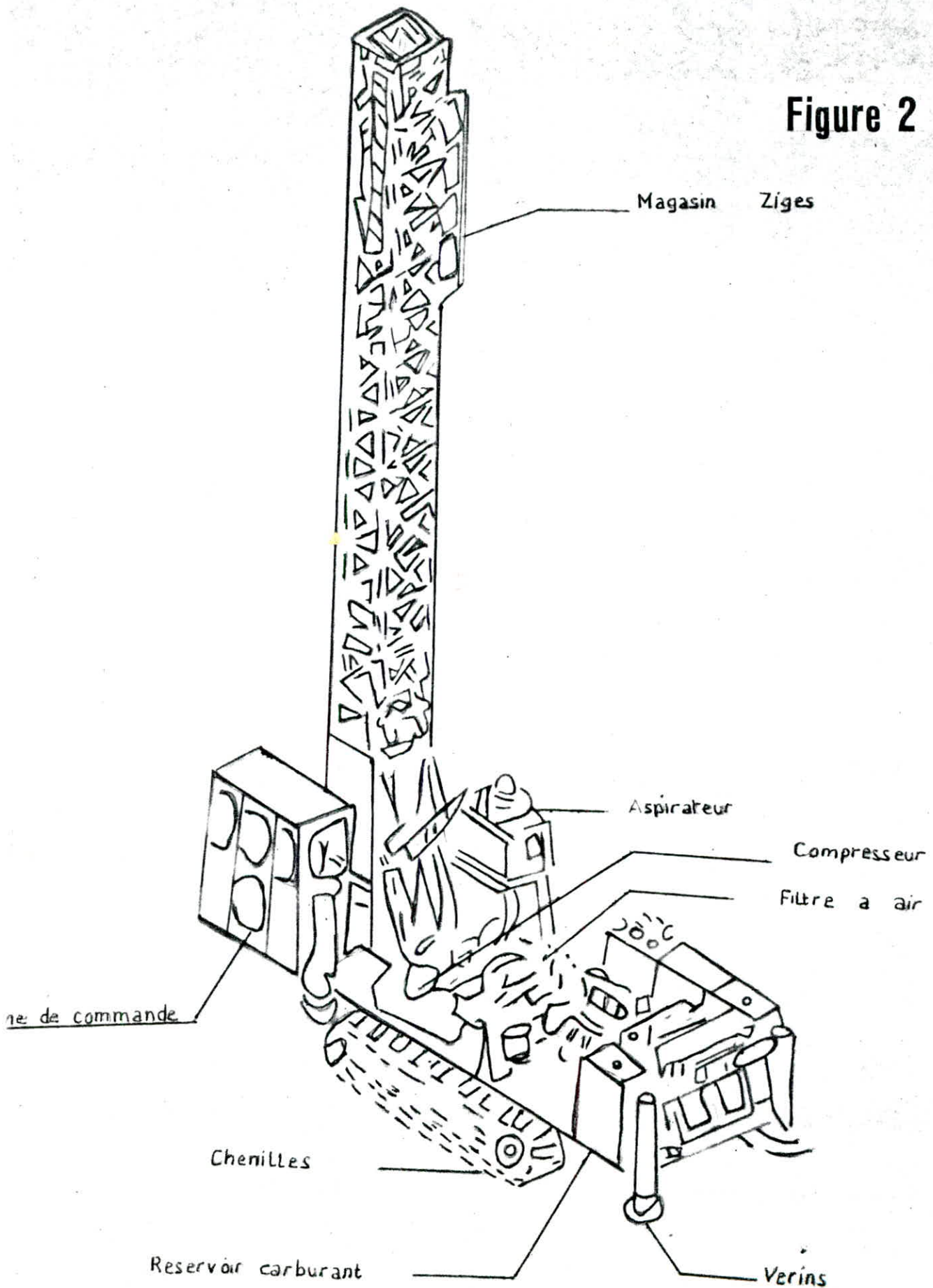
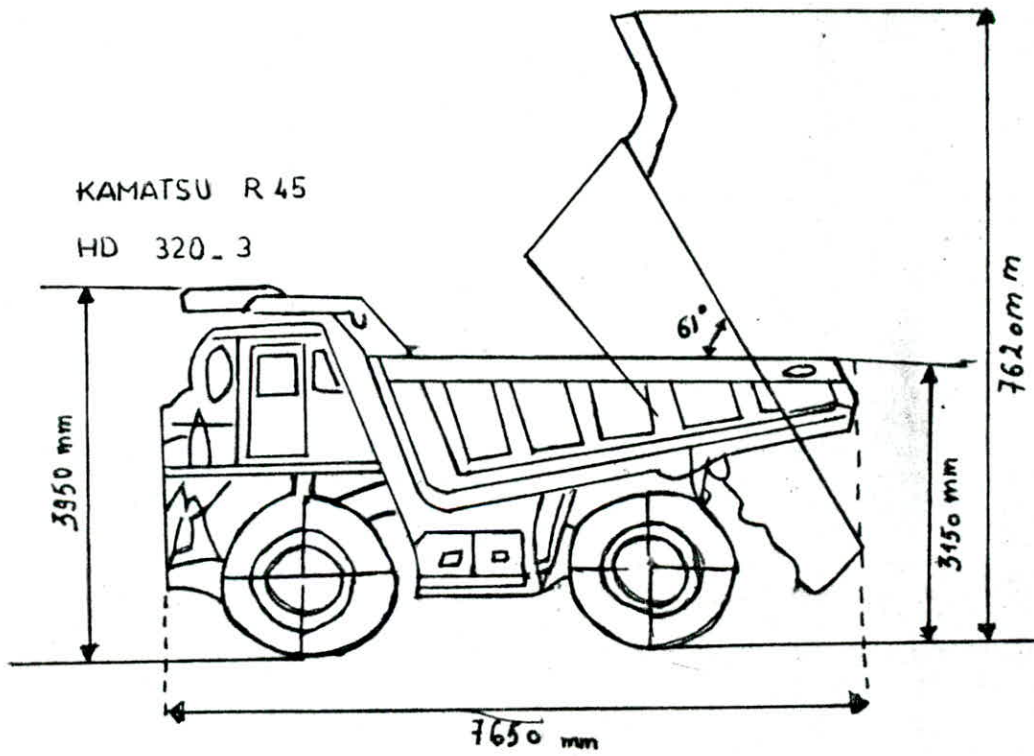


Figure 3



#### 1.4. - Choix des paramètres essentiels

Le régime de travail est la distribution en temps de tous les processus de production qui sont liés avec l'extraction et la transformation on distingue 2 régimes de travail :

1 - Régime journalier

2 - Régime annuel

On fait le nombre de jour de travail par année le régime annuel de travail peut-être continue ou discontinu.

Dans le cas de régime de travail continu, les quartiers travaillent sans arrêt.

Dans le cas de régime de travail discontinu, les ouvriers ne travaillent pas pendant les jours de repos collectifs.

Au Djebel Ouenza, on a un régime de travail discontinu donc  
 $T_{ouv} = T_e - T_p - T_r - C$

$T_e = 365$  j : nombres de jours par année

$T_p = 88$  j : nombres de jours de repos par année

$T_r = 10$  j : Nombres de jours de fête par année

$C = 30$  j : Congé annuel

donc T ouvrable : 239 j.

##### 1.4.1. Nombre de poste

A la carrière du Djebel Ouenza, on a deux postes de 7 heures (2 p x 7).

1.4.2. Production annuelle de la carrière :  $A_o = 83.10^5$  T/An - année 1988

1.4.3. La durée de la carrière :  $T_d = \frac{Q_{ind}}{A_o} = 7$  ans

$Q_{ind} = 57.10^6$  t/an réserves industrielles

Pour le projet du diplôme nous choisissons en guise d'exemple d'application le quartier Chagoura Sud + Pic dont la production annuelle est de  $34.10^5$  tonnes (minerai + stériles).



CHAPITRE II

PROJET DES PROCESSUS TECHNOLOGIQUES

PROJET DES PROCESSUS TECHNOLOGIQUES

2.1. : Préparation des roches minières à l'abattage

2.1.1. - Généralités

Le maillon initial des processus technologiques lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'abattage. La qualité de cette dernière prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail efficace de tous les complexes d'extraction et de transport.

2.1.2. - Le choix du matériel de forage (sondeuses)

Le choix du matériel de forage dépend de plusieurs facteurs dont les principaux sont les suivants : nature du terrain, profondeur et inclinaison des trous etc..., et conformément aux données géologico-techniques de GMU de Ouenza, donc vu l'existence de sondeuses dans le gisement, il est nécessaire de les utiliser dont les caractéristiques sont données à la page ...

2.1.3. - Détermination du diamètre du trou

Le diamètre sert à déterminer la quantité d'explosifs par unité de longueur et prédétermine presque tous les principaux paramètres des travaux de forage et de tir. On a établi qu'avec l'augmentation du diamètre du trou et par conséquent de la charge, la quantité de la fragmentation des roches diminue et en même temps le débit des grosses fractions s'accroît.

Le degré d'influence du diamètre de la charge sur la qualité de fragmentation diminue avec l'augmentation de l'intensité de fissuration des roches. Entre le diamètre du trou (dtr) et la dimension maximale admissible (dm-max) des blocs de roches explosées existe une dépendance linéaire  $dtr = Kp \cdot dm\text{-max}$ , mm :

$Kp$  : coefficient de proportionnalité pour notre roche  $K = 0,3$   
( roche facilement fracturable ).

- La dimension maximale admissible (dm-max.) se détermine en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir

- de la capacité du godet de l'évacuateur (E) pni est égale à 4,6m<sup>3</sup>

$$d_{m;\text{max.}} \leq 0,8 \sqrt[3]{E} \leq 1,33 \text{ m}$$

- des dimensions d'ouverture de la tremie de réception (B ou) pni est égale à 1065 mm

$$d_{m.\text{max.}} \leq 0,8 B_{ov.} \leq 0,852 \text{ m}$$

- de la capacités de la benne du camion (V) pni est égale à 21,58 m<sup>3</sup>

$$d_{m.\text{max.}} \leq 0,5 \sqrt[3]{V} \leq 1,39 \text{ m}$$

- de la largeur de la bande du convoyeur (Bc) pni est égale à 1 m

$$d_{m.\text{max.}} \leq 0,5 Bc + 0,1 \leq 0,6 \text{ m}$$

Les morceaux de roches qui ne sont pas satisfaisants aux dépendances citées ci-dessus sont considérés comme blocs <sup>hors</sup> gabarits et on les soumet au débitage secondaire. On peut conclure que le bloc hors gabarit est une notion, n'ayant le sens que pour les conditions concrètes. Avec cela, l'absence ou bien la faible quantité des blocs hors gabarit n'est pas un indice de la bonne fragmentation. Pour le travail des engins d'extraction et de chargement de grande productivité, il est nécessaire non seulement que les morceaux ne dépassent pas les dimensions admissibles mais aussi que toute la masse minière soit fragmentée à telle granulométrie ou ces engins aient la productivité maximale pour cela on prend la plus petite valeur de dm-max pvi est égale à 0,6 m donc

$$dtr = Kp \times dm\text{-max.} = 0,3 \cdot 0,6 = 180 \text{ mm.}$$

.. / ...

D'autre part, d'après Katosovb.N le diamètre de trou compte tenu de la hauteur du gradin ( $H = 15 \text{ m}$ ), de l'angle d'inclinaison de talus de gradin ( $\alpha = 75^\circ$ ), et de la distance minimale séparant le trou de forage de la partie supérieure de gradin ( $C = 3 \text{ m}$ ) et de la masse volumique ( $\gamma = 2,78 \text{ T/M}^3$ ) et ainsi que du coefficient de rapprochement des trous de forage ( $m = 1$ ), peut se déterminer selon la formule  $d_{tr} = \frac{H \operatorname{ctg} \alpha + C \cdot \sqrt{\gamma}}{30 (3 - m)} = 190 \text{ mm}$  au terme de ces calculs, et en vu de fonder le diamètre du trou, nous considérons comme dimension finale de diamètre  $d_{tr} = 200 \text{ mm}$ .

## 2.2. - Détermination des paramètres du plan de tir

### 2.2.1. - Détermination de la consommation spécifique d'explosifs

Il est connu qu'il faut que n'importe quel tir soit effectué suivant un projet établi par avance. Avec cela, on utilise la notion de consommation spécifique d'explosifs, sa valeur peut-être calculée sur la base de la consommation spécifique théorique de l'explosif en tenant compte des conditions technologiques et organisationnelles du tir pour la fragmentation des roches.

$$q = q_0 \cdot K_\gamma \cdot K \cdot K_d \cdot K_{exp} \cdot K_w \cdot K_n$$

- Les coefficients tenant compte de l'influence des différents facteurs sur la consommation spécifique d'explosifs sont les suivants :

Facteurs influents sur (q)	Formules	Résultats
Le poids volumique des roches: $\gamma = 2,78 \text{ T/m}^3$	$K_\gamma = \frac{\gamma}{2,6} \approx 2,16$	1,06
L'angle du gisement des couches rocheuses dans le gradin ( $\alpha = 0^\circ$ )	$K = 1 - 0,1 \frac{\sin \alpha}{z}$	1
La dimension moyenne des morceaux de roches $dm\text{-opt} = 600 \text{ mm}$	$K_d = \left\{ \frac{500}{dm\text{-opt}} \right\} 0,4$	0,92
Aptitude au travail de l'explosif utilisé $A_u = 370$ Aptitude au travail de l'explosif étalon $A_{et} = 380$	$K_{exp} = \frac{A_{et} (380)}{A_u (370)}$	1,02
Le rayon d'action de l'explosion $w, h, (m)$	$K_w = 0,89 e^{\left[ \frac{1,1}{H-W} \right]}$	1
Le nombre de surfaces libres entourant le trou de mine	$K_n = 0,665^{n-1}$	1

donc  $q = 0,2 \times 1,06 \times 1 \times 0,92 \times 1,02 \times 1 \times 1 = 0,21 \text{ Kg/m}^3$

Compte tenu de certaines conditions géologiques inattendues, on peut considérer que  $q = 0,3 \text{ Kg/m}^3$  ce qui augmente la quantité d'explosifs cependant elle améliore le degré de fragmentation des roches sans que cela n'enfreigne à la sécurité des travaux miniers au moment de l'explosion.

2.2.2. - La ligne de résistance au pied du gradin

Lors de la disposition verticale des charges la ligne de résistance au pied du gradin est déterminée d'après la consommation spécifique d'explosifs et la capacité d'un mètre de trou de diamètre déterminé. On la détermine à l'aide de la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{0,5 P^2 + 4mq PHL} - 0,75P}{2 m q H}, m$$

P = Capacité d'un mètre de trou, (Kg/m) :  $P = \frac{\pi D^2}{4} \Delta$

D = Diamètre du trou 0,2 m

$\Delta$  = Densité de l'explosif, 1,05 T/m<sup>3</sup>

q = Consommation spécifique d'explosifs, 0,3 Kg/m<sup>3</sup>

H = Hauteur du gradin , 15 m

L = Longueur du trou, 16,2 m

m = Coeff. de rapprochement du trou, 1,2 m

donc on a P = 32,97 Kg/m et de la W = 8 m

Avant calculer W et compte tenu de la sécurité du travail, la valeur de W doit satisfaire aux conditions suivantes :

$$W \geq H \operatorname{ctg} \alpha + c, m$$

c = Distance minimale admissible de l'arête supérieure du gradin jusqu'à l'axe du trou de la première rangée : c = 3 m.

$\alpha$  = Anlge du talus du gradin : 75°

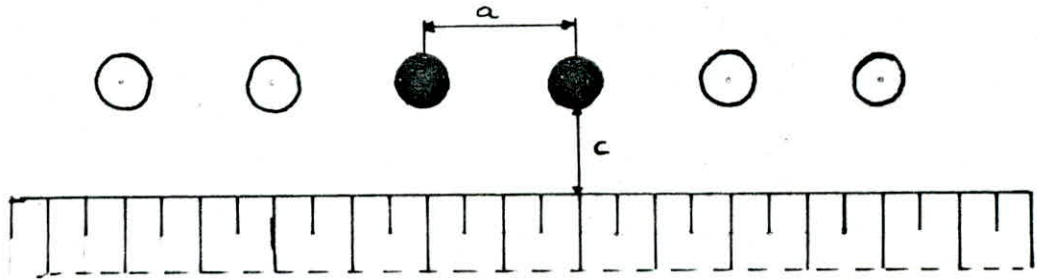
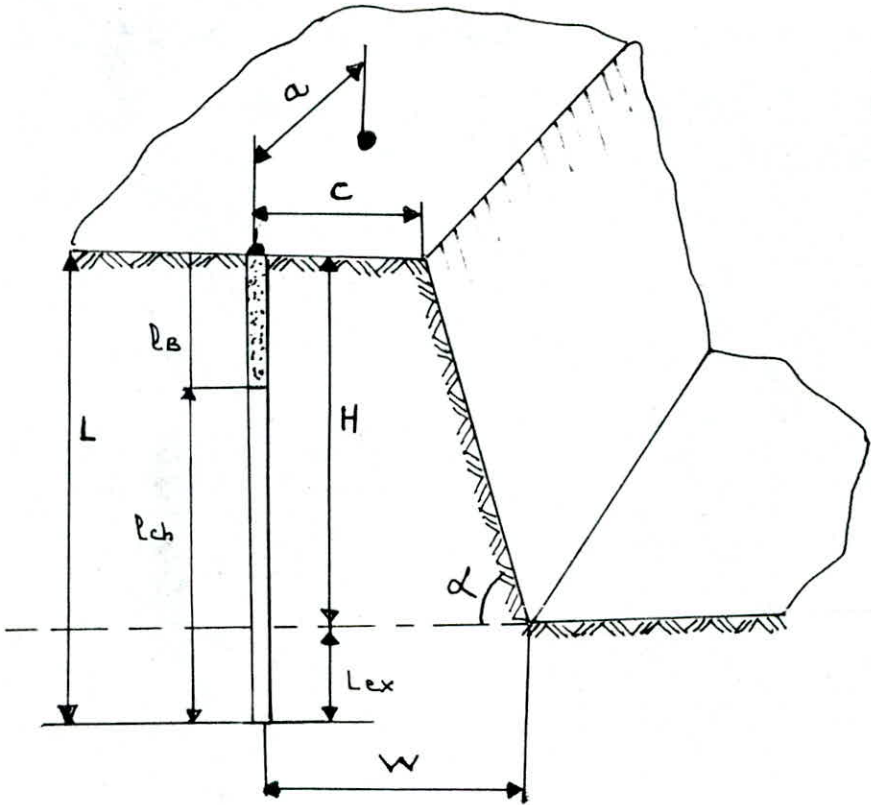
$W \geq 15 \operatorname{ctg} 75^\circ + 3 \geq 7 m$  on voit bien que la valeur de la ligne de résistance au pied est admise selon la sécurité de foration.

2.2.3. - Les distances entre les trous dans une rangée a, entre les rangées b.

$$a = m.w \quad , \quad b = a \dots\dots\dots (m)$$

m = distance relative entre les charges (m = 0,8 + 1,4), suivant les conditions géologiques-structurales du gisement de Ouenza, nous prenons m = 1,2 donc a = m.w = 9,6 m, b = a = 9,6 m

Figure 4



Parametres Du Plan De Tir

#### 2.2.4. - L'excès du trou

Sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. L'excès du trou dépend de la hauteur du gradins et de la résistance au pied du gradin (moindre résistance) etc...

L'excès du trou est déterminé par la formule suivante :

$$L_{ex} = 0,5 q.w = 1.2 \text{ m.}$$

#### 2.2.5. - La longueur du trou

$$L = \frac{H}{\sin B} + L_{ex} \dots\dots\dots (\text{m})$$

H = 15 m, hauteur du gradin

L<sub>ex</sub> = 1,2 l'excès du trou

B = 90°, angle d'inclinaison du trou (trous verticaux)

donc L = 16,2 m.

#### 2.2.6. - La quantité de charge d'un trou

$$Q_{ch} = q. w. H. a = 345,6 \text{ Kg}$$

#### 2.2.7. - La longueur de la charge du trou

$$l_{ch} = \frac{Q_{ch}}{p} = 10,5 \text{ m}$$

ayant calculé la longueur de charge on doit déterminer la longueur de bourrage qui est donnée par la formule suivante :

$$l_b = L - l_{ch} = 5,7 \text{ m}$$

#### 2.2.8. - La largeur du tas des roches abattues

$$B_t = R_{crew} + R_{déch} - C \dots\dots\dots (\text{m})$$

R<sub>crew</sub> = 15,4 m, rayon de creusement de l'excavateur

R<sub>déch</sub>. 12,65 m, rayon de déchargement de l'excavateur

donc B<sub>t</sub> = 25 m.



2.2.9. - La largeur normale d'entrée de l'excavateur dans le tas

$$B' = 1,7 R_{\text{crew}} = 26,2 \text{ m}$$

2.2.10 - La largeur effectif du tas des roches abattues

$$B_{\text{eff}} = K_{\text{ex}} \times K_{\text{t}} \times q \times H + b \text{ (m-1)} \dots \dots \dots \text{ (m)}$$

$b = 9,6 \text{ m}$ , distance entre les rangées

$K_{\text{ex}} =$  Coefficient de proportionnalité dépendant de l'explosivité des roches dans notre cas  $K_{\text{ex}} = 6$

$K_{\text{t}} = 0,9$  (notre cas), Coefficient qui tient compte de l'intervalle du retard du détonateur :

$$\tau = 25 \text{ ms} \longrightarrow K_{\text{t}} = 0,9$$

$$\text{donc } B_{\text{eff}} = 26,22 \text{ m}$$

2.2.11 - La largeur d'entrée de l'excavateur dans les roches non abattues

Vu qu'on emploie le transport par camion on prend  $A$  égale

$$A = 0,9 R_{\text{cmin}}$$

$R_{\text{cmin}} = 9,83$ , rayon de creusement minimum de l'excavateur

donc  $A = 9 \text{ m}$ .

2.2.12 - Nombre de rangée

$$N = \frac{A - w + b}{b} = 1 \text{ (une seule rangée)}$$

2.2.13 - Construction des charges d'explosifs

La charge d'explosif peut-être continue ou discontinue (voir schéma) les charges continues détruisent convenablement la partie supérieure du gradin quand à la partie supérieure se forme des blocs hors-gabarits. Pour assurer un travail utile au tir on propose les charges discontinues entre lesquelles se trouve des espaces vides ou des matériaux de bourrage (sable, argile, déchets de forage etc...).

L'application de ce genre de charge permet d'augmenter la régularité du caractère de fragmentation et diminuer d'une part le taux des hors-gabarits, et d'autre part réduire la consommation spécifique de l'explosif (de 5 jusqu'à 15%). Il est rationnel d'utiliser dans ce cas une charge discontinue dont on prend :

La charge supérieure :  $Q_1 = 0,3 Q_{ch} = 103,68 \text{ Kg}$

La charge inférieure :  $Q_2 = 0,7 Q_{ch} = 241,92 \text{ Kg}$

et la hauteur de l'espace libre :  $h_e = 0,2 L_{ch} = 2 \text{ m}$

La charge de trous est constituée par des cartouches d'amorçage type Marmanit 1-2. Les cartouches sont descendues dans le trou au moyen d'une corde. A la première cartouche sont attachés deux cordeaux détonants souples aboutissant à l'orifice du trou, la mise à feu par double cordeau est une grande sécurité.

Le bourrage est fait à la pelle avec les déchets de forage dont on élimine les gros morceaux. Les cordons des trous sont reliés en série à un cordeau détonant principal, à l'extrémité duquel sera mis le détonateur. On tire simultanément une ou plusieurs lignes parallèles de trous. Le débitage secondaire de gros blocs est effectué par explosifs.

#### 2.2.14 - Tir à micro-retard

L'introduction du tir à micro-retard a été une innovation dans la mesure où il a contribué dans de larges limites au perfectionnement du processus de préparation des roches durant l'exploitation des gisements par carrières. Ce procédé se distingue des autres par ses larges possibilités de réglage de la qualité de fragmentation des roches, tout en maintenant la sécurité des travaux de forage et de tir à un niveau appréciable.

L'effet de ce réglage peut-être porté à un niveau maximale lorsque la durée optimale du tir à micro-retard est respectée de ce fait :

- 1 - La fragmentation des roches à faible résistance au tir atteint son plus haut degré indépendamment du type de relais (instantané ou à micro-retard), bien que cette dernière est légèrement plus appréciée pour les courts retards de l'ordre de 70 + 100 ms.
- 2 - La qualité de fragmentation des roches à moyenne résistance au tir est mieux maîtrisée pour les tirs à micro-retard.
- 3 - Le tir à micro-retard influe dans les proportions plus grandes sur la qualité de fragmentation des roches dans le cas où celles-ci présentent une grande résistance au tir.

L'intervalle de retard de détonateur peut-être déterminé d'après la formule suivante :  $\tau = KW \dots\dots\dots$  (ms)

W : ligne de résistance au pied du gradin : 8 m

K : Coeff. considérant les propriétés des roches, il est égal pour notre cas (roches de moyenne résistance au tir) 3 ms/m

donc on a  $\tau = 25$  ms

REMARQUE

On notera que si l'exécution du plan de tir approprié permet d'obtenir une fragmentation dont le maximum de blocs est compris entre les marges granulométriques prévues, la volée produit toujours un certain pourcentage (5 + 10%) de blocs de dimensions supérieures. Ces blocs posent alors des problèmes de chargement (godet de la pelle trop petit) et de passage dans le concassage (ouverture limite de concasseur 1065 mm) un débitage secondaire s'impose alors, il est exécuté à l'explosif par pétardage.

2.3. - Détermination de rendement de la sondeuse et de leur nombre nécessaire.

2.3.1. - Une fois la sondeuse est choisie, son rendement se détermine par la formule :

$$R_p = \frac{T_p}{t_{op} + t_{ops}} K_u, \text{ m/poste}$$

$T_p$  = La durée de porte : 7 h

$T_{op}$  : La durée des opérations auxiliaires : 0,05h

$$t_{op} = \frac{1}{v_f}$$

$v_f$  : vitesse propre de foration moyenne d'un mètre de trou : 20 m/h

$K_u$  : Coefficient d'utilisation du matériel de forage durant le poste

$$K_u = T_p - \frac{(t_{pr} + t_{pav} + t_{imp})}{T_p} = 0,85$$

$t_{pr}$ ,  $t_{pav}$ ,  $t_{imp}$  : temps préparatoire, temps de pause, temps imprévu = 1 h

$t_{op_s}$  = la durée des opérations secondaires,

$$t_{ops} = 0,1 \quad t_{op} = 0,005 \text{ h}$$

donc  $R_p$  : 108 m/p

- Le rendement annuelle de la sondeuse :

$$R_a = R_p \cdot n_p \cdot n_j \dots \dots \dots \text{m/an}$$

$n_j$  : nombre de jours ouvrables par année : 239 j.

$n_p$  : nombre de poste par jour : 2 p/j.

$$R_a = 108 \times 239 \times 2 = 51624 \text{ m/an.}$$

2.3.2. - Détermination de nombre de sondeuse

Le nombre de sondeuses nécessaire pour le quartier est donné par la formule suivante :

$$N_{sond} = \frac{Q}{R_a \cdot V}$$

$Q$  = La production du quartier : 3400.000 t/an

$V$  = Rendement au mètre foré

$$V = \frac{a \cdot w \cdot H}{L} = 71,11 \text{ m}^3/\text{m}$$

donc  $N_{sond} = 0,33 = 1$  on prend une sondeuse pour un évacuateur

## 2.4. Technologie d'abattage et de chargement des roches

### 2.4.1. - Choix du modèle d'extraction

Les excavateurs à godet unique sont les plus utilisés dans les carrières grâce à leur universalité et la possibilité de les utiliser dans les différentes conditions climatiques, minières et techniques.

Vu l'existence de ces excavateurs dans le gisement de Djebel Ouenza, il est nécessaire de les utiliser dont les caractéristiques sont données à la page ...

### 2.4.2. - Détermination du rendement effectif de l'excavateur

Pour le calcul du rendement effectif de l'excavateur à godet unique, on peut utiliser la formule suivante :

$$\text{Ref} = \frac{3600 \cdot E \cdot \text{Kr} \cdot \text{Tp} \cdot \text{Ku}}{\text{Tc} \cdot \text{Kf}}, \text{ m}^3/\text{Poste}$$

E : Capacité du godet : 4,6 m<sup>3</sup>

Tp : durée d'un poste : 7 h

Kr : Coeff. de remplissage du godet : 0,75

Kf : Coeff. de foisonnement des roches dans le godet : 1,4

Ku : Coeff. d'utilisation de l'excavateur durant un poste : 0,7  
(les roches sont chargées dans les camions).

Tc : durée d'un cycle de l'excavateur.

- Le procédé du travail de l'excavateur comprend : 4 opérations :

- 1 - Remplissage du godet
- 2 - Déplacement du godet vers la place de déchargement
- 3 - Déchargement du godet
- 4 - Déplacement du godet vide vers le chantier

L'ensemble des opérations citées ci-dessus forme un cycle de travail de l'excavateur. Le temps correspondant à ces opérations en l'absence des données précises de l'excavateur utilisé, nous l'apprécions grâce aux excavateurs de même type et de même capacité ( ).

$$E_{zem} = \frac{194 \text{ d}_{cmax}}{E} + \frac{E}{0,11 E + 0,6} \text{ (temps de remplissage du godet, s)}$$

$$d_{cmax.} : 0,525^3 E = 0,873 \text{ (dimension maximum des blocs)}$$

$$d'ou \text{ trem} = 40 \text{ s}$$

$E_m$  : temps de manoeuvre (temp de déplacement aller-retour + temps de déchargement : 20 s)

$$T_c : \text{trem} + t_m = 40 \text{ s} + 20 \text{ s} = 60 \text{ s} = 1 \text{ min.}$$

$$\text{donc Ref} = 724,5 \text{ m}^3/\text{Poste.}$$

- Le rendement annuel de l'excavateur

$$R_{an} (\text{exc}). = \text{Ref.} \cdot n_p \cdot N_m \cdot N_j \text{ (m}^3/\text{an)}$$

$N_m$  : 11 mois : nombre de mois de travail de l'excavateur par an.

$N_j$  : 22 jours : nombre de jours de travail de l'excavateur par mois d'ou

$$R_{an} = 350658 \text{ m}^3/\text{an}$$

#### 2.4.3. - Détermination du nombre d'excavateur :

Est calculé d'après la formule suivante :  $N_{ex} = \frac{Q}{R_{an}}$

$Q$  :  $34 \cdot 10^5 \text{ T}/\text{an}$  : production annuelle du quartier

$$\text{donc } N_{ex} = \frac{34 \cdot 10^5}{350658 \cdot 2,78 (\chi)} = 3,48 \approx 4 \text{ excavateurs plus un}$$

de réserve d'ou le nombre d'excavateur pour le quartier est de cinq (5)

## 2.5. - Technologie du mouvement de chargement

### 2.5.1. - Fondement du type de transport choisi pour la découverte et l'extraction

Dans la carrière de Ouenza on applique largement le transport par camion, il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation du travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

Vu l'existence de ces camions dans la carrière de Ouenza, il est nécessaire de les utiliser dont les caractéristiques sont données à la page ....

### 2.5.2. - Calcul du rendement, des camions et de leur nombre nécessaire

- Le rendement d'un camion se détermine de la formule suivante

$$Rc = n.G, t/\text{poste}$$

G : Capacité du camion : 45,4 Tonnes

n : le nombre de cycle réellement effectués par un camion

$$n = \frac{T K_u}{t_c} \approx 22/\text{Poste}$$

T : la durée d'un poste : 7 h

$K_u$  : Coefficient d'utilisation pratique du camion : 0,8  
(selon les données de la pratique)

$T_c$  : Temps nécessaire à la réalisation complète d'un cycle, (min).

$$T_c = t_{ch} + t_m + \frac{60 L}{v_1} + \frac{60 L}{v_2} + t_d, \text{ min}$$

$t_{ch}$  : temps de chargement d'un camion, min.

$$t_{ch} : t_{ex}.ng.$$

$t_{ex}$  : la durée du cycle de l'excavateur : 1 min.

$ng$  : le nombre de godets de l'excavateur pour le chargement d'un camion

$$\frac{ng = G. K_f}{E. K_r}$$

E, Kf, Kr sont les mêmes notations que dans la formule ( de ref;)

$\gamma$  : le poids volumétrique du minerai en place : 2,78 T/m<sup>3</sup>

DONC NG = 6, tch = 6 min.

tm : le temps nécessaire aux manoeuvres : 2 min.

td : la durée de déchargement du camion : 0,8 min

L : distance de transport : 0,6 km (distance moyenne)

V1: la vitesse à charge : 12 Km/h }  
V2: la vitesse à vide : 15 Km/h } piste en carrière (sur les gradins).

donc tc : 15 min et de la Rc = 1016,96 t/poste

- Pour servir un seul engin de chargement il est nécessaire d'avoir le nombre de camion suivant :

$$Nc = \frac{Tc}{tch} = 2 \text{ camions}$$



## 2.6. - Formations des terrils

Les bulldozers sont employés largement lorsque le transport des stériles se fait par camion à benne basculante (cas du Dj. Ouenza). Les stériles sont déchargées sur la surface supérieure du terril et poussées vers l'arrête du terril par les bulldozers les avantages de ce type de mise à terril sont les suivants :

- simple organisation des travaux lors de la constitution et de l'exploitation des terrils :
- mobilité et la manoeuvrabilité des engins appliqués
- petites dépenses d'exploitation

Les inconvénients de la méthode de la mise à terril par bulldozer sont les suivants :

- Nécessité de construction, d'entretien des routes et de lutte contre la poussière qui menace l'environnement.
- Dépendance de cette méthode de la durété et de la granulométrie des roches la constitution des terrils à l'aide du bulldozer consiste en la construction des routes pour les camions jusqu'au lieu de stockage et la création d'une plate-forme de déchargement de hauteur 4-6 m et de largeur 70-100 m, ce qui est nécessaire pour les manoeuvres des camions. Après au procédé à la mise à terril jusqu'au niveau prévu.

Dans les carrières à relief montagneux cas du (Dj. Ouenza) la hauteur de ce type de terril atteint 150 m et plus. Voilà donc pourquoi on prend des mesures spéciales de sécurité pour le personnel et pour les engins miniers.

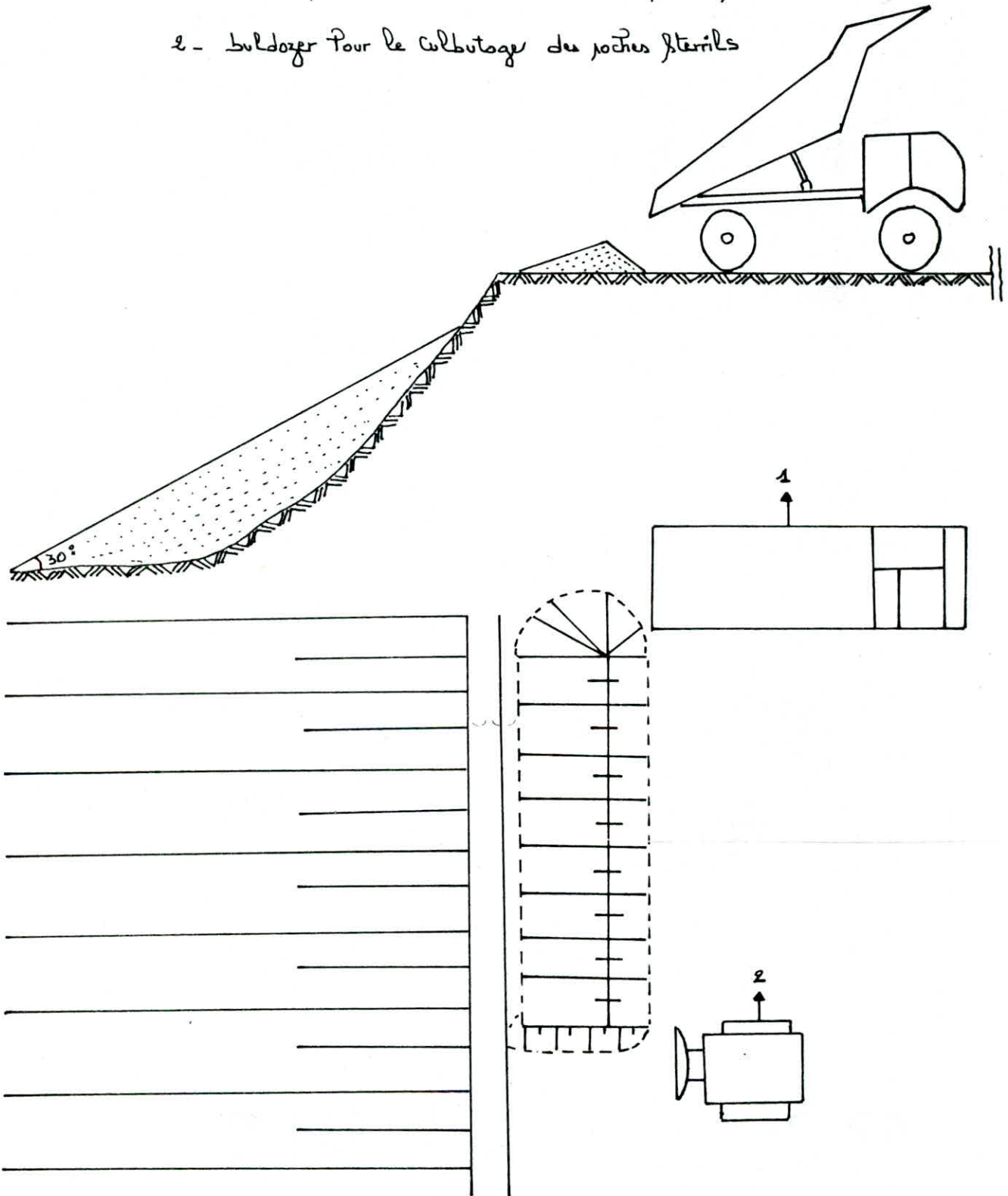
Plus souvent, pour améliorer l'organisation des travaux de mise à terril, on divise le terril en deux parties dans une partie les camions déchargent les déblais tandis que dans l'autre partie le bulldozer applanit le terril et de là, la sécurité de déchargement des camion est assurée.

2.6.1. - La mise à terril est le processus de remplissage des stériles sur un terrain réservé à cet effet.

schéma de La mise a terre

Figure 5

1. Camion en position de versement des roches stériles
2. Bulldozer pour le culbutage des roches stériles



L'aménagement des terrils doit répondre aux impératifs suivants :

- Capacité suffisante
- Emplacement commode, situé en dehors des terrains productifs et proche de la carrière
- rendement élevé
- sécurité de travail

A la carrière de Ouenza, il existe beaucoup de terril extérieur, ces terrils sont installés en dehors de la carrière, on se force d'utiliser le relief de la région pour implanter le terril dans les ravins, les dépressions et du flanc de coteaux.

2.6.2. - La surface de l'emplacement des terrils :

est donnée par la formule suivante :

$$St = \frac{Vd. Kf}{Ht. Kt}$$

Vd : Volume de découverte : 827338,13 m<sup>3</sup>/an

Kf : Coefficient de foisonnement : 1,15

Ht : Hauteur du gradin : 15 m

Kt : Coefficient tenant compte de remplissage des surfaces de base de gradin des terrils : 0,85

donc St = 74622,65 m<sup>2</sup>/an

2.6.3. - Largeur du front de déchargement

Est calculée par la formule suivante :

$$Lfd = Na. Lp = 5,4 \text{ m}$$

Lp : Largeur occupée par le camion : 20 m

Na : Nombre de camion déchargeant simultanément

$$Na = \frac{Na.h \ t \ dech. + tm/2}{60}$$

Nah : Nombre de camion par heure

$$Nah = \frac{Qh - Ki}{Vc}$$

Qh : Production horaire du quartier : 247,26 m<sup>3</sup>/h

Ki : Coefficient d'innégalité de travail : 1,30

Vc : Volume de camion : 16,33 m<sup>3</sup>

donc : Nah = 19,68 ≈ 20 camions par heure d'ou Na = 1 camion

2.6.4. - Le nombre des terrils demeurant simultanément au travail

Calculé d'après la formule suivante :

$$N_{tt} = \frac{L_{fd}}{60 + 80}$$

Lfd = 5,4 m

2.6.5. - Longueur de front de la partie des terrils

$$L_{fp} = (60 + 80) N_p$$

Np : Nombre des parties des terrils total

$$N_p = N_{tt} + N_{tp} + N_{tr} = 3$$

Ntp = Nombre des parties planifiées : 0,072 = 1

Ntr : Nombre des parties en réserves

$$N_{tr} = 0,7 N_{tt} = 1$$

donc Lfp = 210 m

2.6.6. - Volume des travaux de buldozer par poste

$$V_{bp} = Q_h \cdot T_p \cdot K_{rt}, \dots\dots\dots m^3/\text{Poste}$$

Krt : Coefficient de remplissage de terril : 0,6

donc Vbp = 1038,5 m<sup>3</sup>/Poste

2.6.7. - Rendement de bulldozer par poste

$$R_{bp} = \frac{3600 \times q \times T_p \times K_u}{t_c}$$

q : 7,6 m<sup>3</sup>, capacité de déplacement du buldozer en un cycle

Ku : Coefficient d'utilisation

t<sub>c</sub> : durée d'un cycle de buldozer

$$t_c = \frac{2 L}{V_m} + t_v + t_b$$

L = Distance de déplacement des roches : 10 m

Vm : Vitesse moyenne de déplacement du bulldozer : 15 Km/h

Tv : Durée de changement de vitesse, 5 s

tb : Le temps d'abaisser la lame : 2 s

2.6.8. - Nombre de bulldozer au travail

$$Nbt = \frac{Vbp}{Rbp} = \text{un bulldozer}$$

2.6.9. - Nombre de bulldozer

$$Nb = Nbt \times Kin$$

Kin : 1,35, Coefficient d'inventaire

donc Nb = deux bulldozers dont un en réserve en cas de panne.

CHAPITRE III

ANALYSE ET FONDEMENT DU SYSTEME D'OUVERTURE

ET

D'EXPLOITATION

ANALYSE ET FONDEMENT DU SYSTEME D'OUVERTURE  
ET D'EXPLOITATION

3.1. - Ouverture du gisement

3.1.1. - Généralité

L'ouverture d'un gisement a pour but de réaliser l'accès aux moyens de transport de la superficie vers les niveaux de travail.

Elle consiste à creuser des tranchées plus ou moins inclinées appelées les tranchées d'accès ou bien principale<sup>s</sup>.

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et profondeur, de section trapézoïdale.

Les parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de la tranchée, on distingue :

- Les tranchées principales qui donnent accès au gisement
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.

La tranchée principale est inclinée, mais suivant le moyen de transport qui est par camion sa pente est de 0,06, quand aux tranchées de découpage, elles sont pratiquement horizontales.

3.1.2. - Mode d'ouverture

On classe d'habitude, les modes d'ouverture suivant le type d'ouvrages donnant l'accès au gisement, leur disposition par rapport au champ de carrière, leur nombre et destination.

Le choix du mode d'ouverture d'un gisement dépend de plusieurs facteurs tels que :

- Relief de la surface du sol
- Caractéristiques géologique et hydrogéologique du gite
- Dimension du champ de carrière : longueur, largeur, profondeur
- Méthode d'exploitation du gisement
- Mécanisation des travaux miniers
- Rendement de la carrière

Suivant les conditions techniques et technologiques caractérisant la carrière de Ouenza, le mode d'ouverture choisi est celui par tranchée commune intérieure.

Compte tenu de ces conditions le mode d'ouverture convient parfaitement parqu'il assure un fonctionnement normal des engins et une exploitation beaucoup plus rentable du gisement.

Le mode d'ouverture par tranchée commun intérieur consiste à accéder au gisement par système unique de tranchées dépendantes appelées tranchées communes, dans tel cas, chaque tranchée accédant au gradin inférieur est creusé à l'intérieur de la tranchée deversant le gradin supérieur.

### 3.1.3. - Mode de creusement des tranchées

Pour les gites à relief montagneux, la tranchée d'accès disposée sur le flanc de coteau représente une demi-tranchée

- Le creusement d'une demi-tranchée d'accès s'effectue le plus souvent de bas en haut et se fait à l'aide de transport par camion ou sans transport.
- La technologie de creusement des tranchées sans transport permet d'augmenter la vitesse de creusement de demi-tranchées dépend des propriétés mécano-physiques des roches (durété, fissureté, etc....).

Ces paramètres influent directement sur le choix du mode de creusement, c'est pour cette raison que dans les conditions de Ouenza ou le Coefficient de durété est de  $f = 3 + 8$ , on réalise ce processus par les travaux de tir et de forage, en forant directement sur la surface du flanc de coteau des trous de profondeur de  $3 + 4$  m et de diamètre de 40 mm durant la première phase de creusement.



La deuxième phase de construction de la demi-tranchée et son élargissement se fait par le forage des trous horizontaux par marteau perforateur sur chariot (CRAWLLER).

3.1.4. - Creusement de la tranchée

1 - Paramètre de la tranchée

- a) - La profondeur
  - b) - La largeur
  - c) - La longueur
  - d) - Angle de talus de la tranchée
  - e) - Pente de la tranchée
- A) - La profondeur de la tranchée d'accès est déterminée par la hauteur du gradin et par la profondeur totale de la carrière puisque la hauteur du gradin est choisit suivant l'excavateur et les propriétés de la roche  $h = 15$  mois  $H = 15m$
- B) - La largeur du pied de la tranchée dépend des moyens de transport et de chargement, des propriétés mécaniques et physiques des roches et du mode de creusement de la tranchée.

La largeur du pied de la tranchée est donnée par la formule suivante :

$$b = 2c + R + 0,25 be + Lc$$

C : 2 m - distance du bord de camion jusqu'à l'arrêt inférieur de la tranchée

R : 9.4 m - Rayon de braquage du camion

be : 3,84 m - Largeur du camion

Lc : 9,27 m - Longueur du camion

$$b = 2c + R + 0,25 be + Lc = 2 \times 2 + 9,4 + 0,25 \cdot 3,84 + 9,27 = 23,63 \text{ m.}$$

La largeur de la base supérieure

$$B = b + 2 X$$

X : Largeur du prisme d'éboulement

$$\left. \begin{array}{l} X = H \cdot \cotg \alpha \\ \alpha = 70^\circ \end{array} \right\} X = 15 \cotg 70 = 15 \times 0,36 = 5,46 \text{ m}$$

$$B = 23.63 + 2.5.46 = 34.55 \text{ m}$$

La section de la tranchée sera

$$S = \frac{b + B}{2} \cdot H = \frac{23,63 + 34,66 \cdot 15}{2} = 436 \text{ m}^2$$

c) - La longueur de la tranchée est

$$L = \frac{H}{i}$$

i - pente de la tranchée

Selon le moyen de transport appliqué à la carrière qui est par camion, la pente convenant à ce camion est de 0,06

$$L = \frac{H}{i} = \frac{15}{0,06} = 250 \text{ m}$$

D'après la dureté des roches l'angle de talus est de  $\alpha = 70^\circ$

## 2 - Détermination du volume de tranchées

Le volume de la tranchée de découpage est déterminé comme le volume d'un trapèze, il est calculé par la formule suivante :

$$V_{td} = (b + H \cotg \alpha) \cdot H \cdot L$$

ou  $L = 1000 \text{ m}$ , longueur de la tranchée de découpage qui est égale à la longueur du front du quartier.

$H = 15 \text{ m}$  : hauteur de la tranchée de découpage qui est égale à la hauteur du gradin.

$b = 23,63 \text{ m}$  = largeur de la tranchée

$\alpha = 70^\circ$  = angle du talus

$$V_{td} = 436835 \text{ m}^3$$

## 3 - Détermination du volume de demi-tranchée d'accès

Le volume de construction d'une demi-tranchée inclinée, d'une profondeur H, d'une inclinaison i d'un angle de talus du flanc de coteau et d'un angle de talus du bord de la demi tranchée ( ) est égale au volume du prisme incliné dont la base est représentée par le triangle ABC.

Ce volume est calculé par la formule suivante :

$$Vd.t = \frac{H b^2 \sin \alpha \cdot \sin \gamma}{2i \sin (\alpha - \gamma)}, m^3$$

H = 15 m Profondeur de la demi-tranchée

b = 23,63 m , largeur de la demi-tranchée d'accès  
= (25-30)) - angle du flanc de la montagne

i = 0,06 - inclinaison de la pente

$$\text{donc } Vd.t = \frac{15 \times (23,63)^2 \cdot \sin 30}{2 \times 0,06 \times \sin (70-30)} = 54292,5 m^3$$

### 3.1.5. - Schéma de creusement d'une demi-tranchée (Voir figure 6,7)

- 1 ère phase de creusement

Le forage s'effectue par marteau perforateur. On fore des trous de profondeur qui varie de (0,5 + 2,5)m.

- La dernière rangée des trous est forée avec une inclinaison afin de former ou bien de puiser le talus de bord de la tranchée (demie)

- 2 ème phase de creusement de la demi-tranchée

Préparation d'une plate-forme pour l'emplacement du matériel de forage pour la réalisation de l'élargissement de la demi-tranchée.

- Dans ce cas, le forage des trous s'effectue par marteau perforateur.

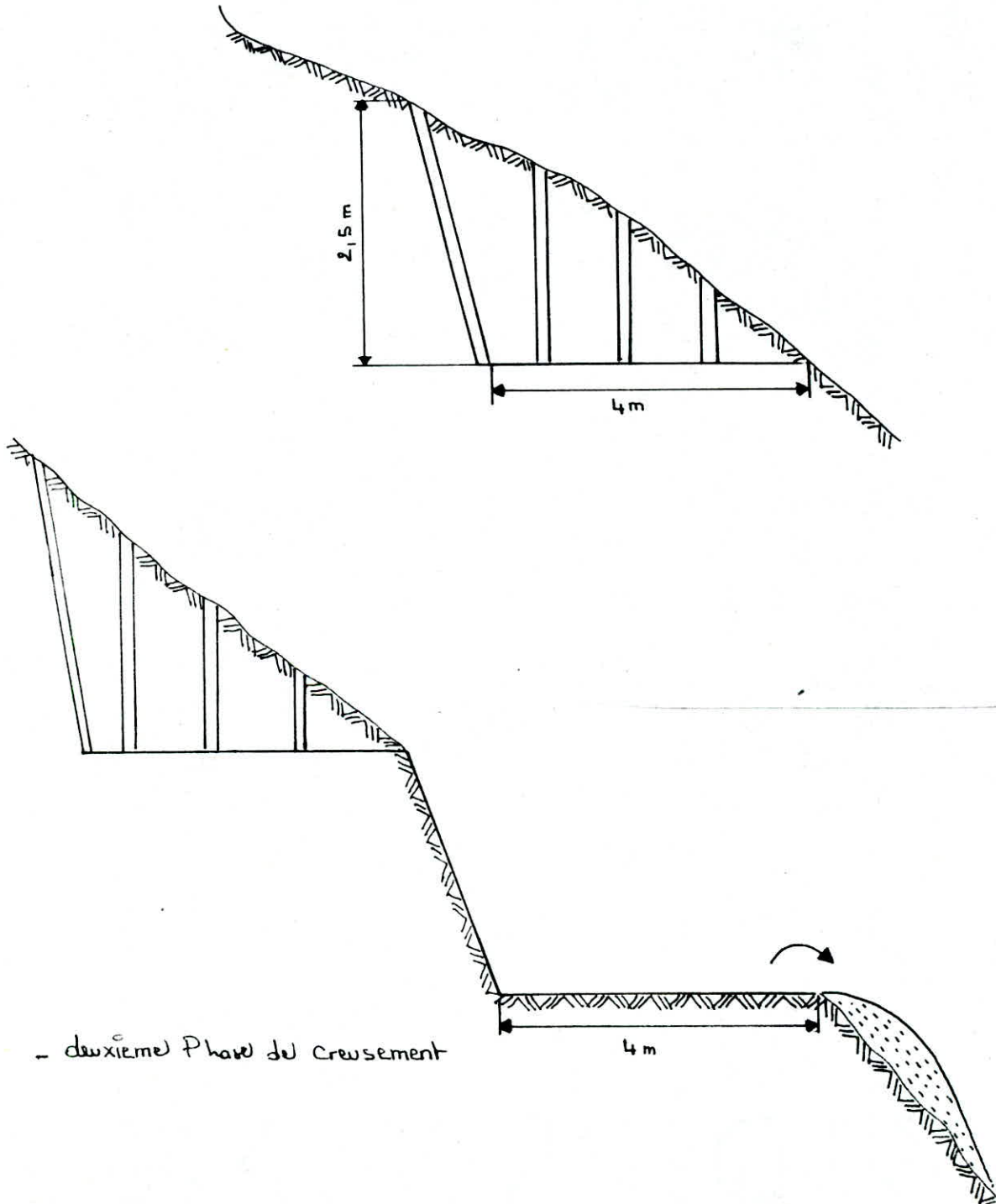
3 ème phase de creusement de la demi-tranchée et celle de ses élargissements.

Dans cette phase, le forage des trous inclinés est effectué par "Crawler".

- Cette méthode de creusement est très économique, vu la non utilisation du transport pour le déplacement des stériles, ce dernier est déplacé par bildozer par culbutage sur le flanc de la montagne.

- Première Phase du Creusement

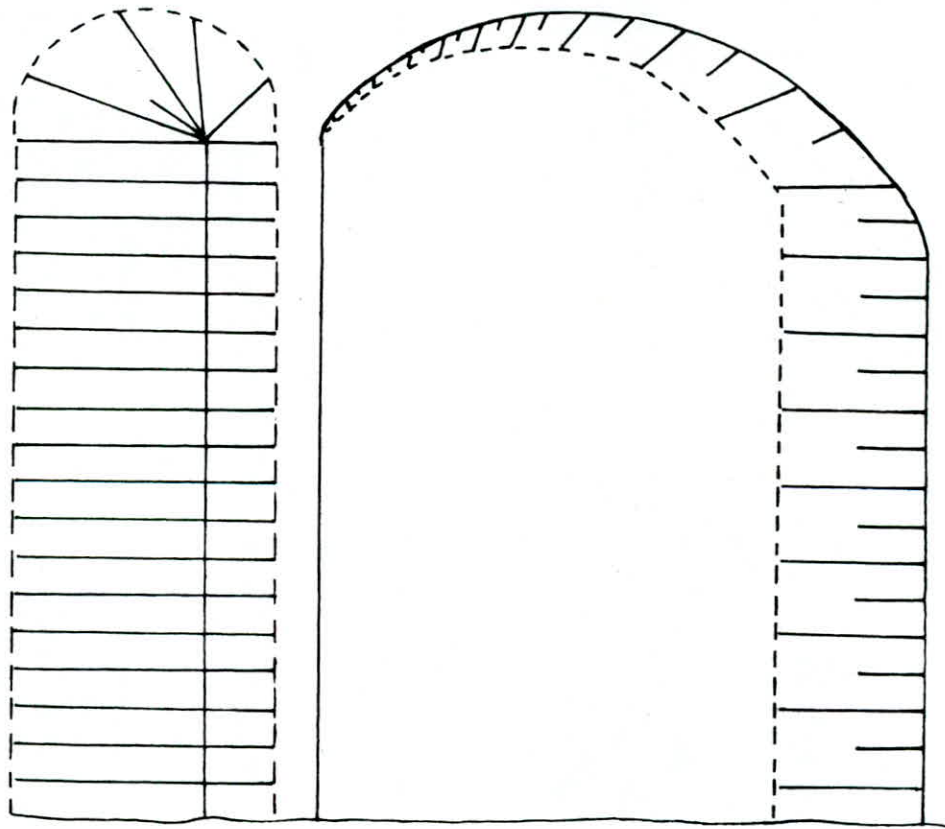
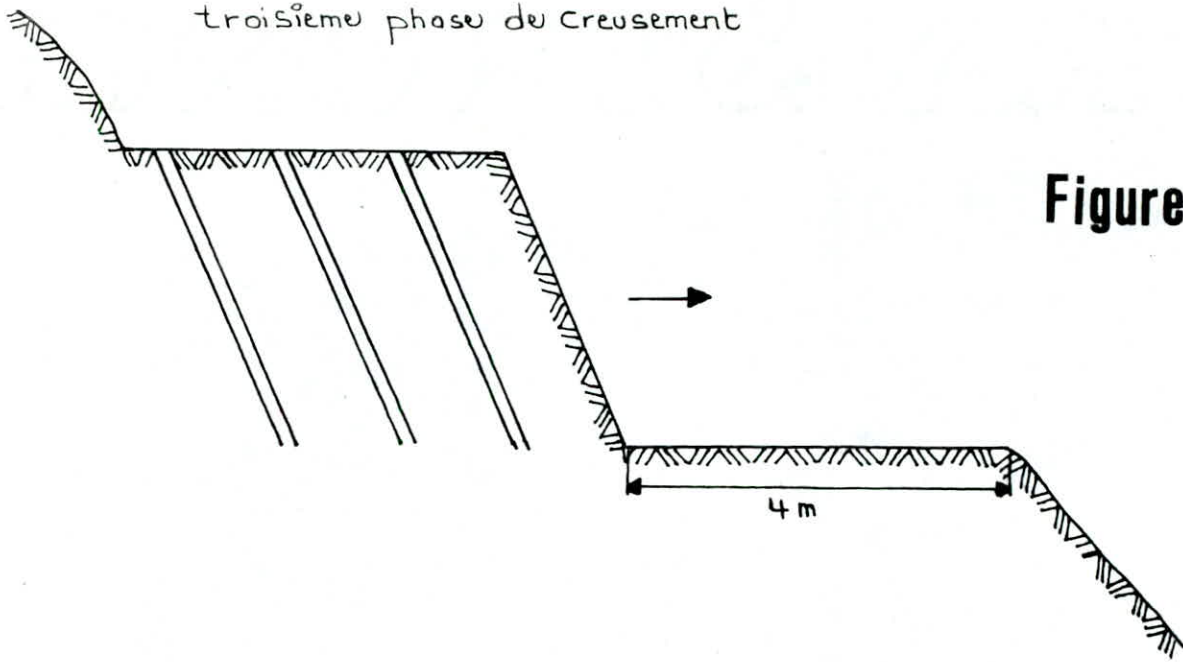
Figure 6



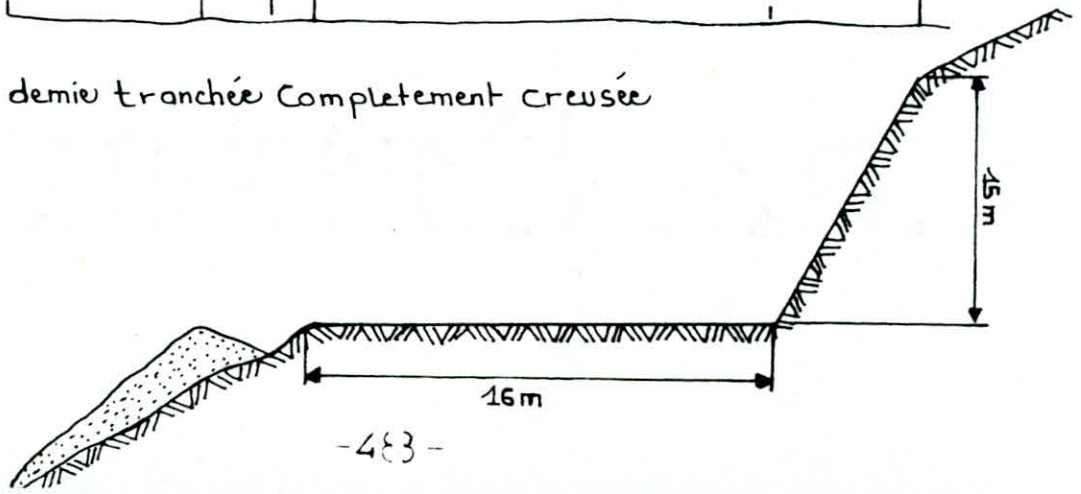
- deuxième Phase du Creusement

troisième phase du creusement

Figure 7



demie tranchée complètement creusée



### 3.2. - Caractéristiques techniques des marteaux perforateurs

.Type J 50

.Poids (25 + 30) Kg

.Dimension de fleuret : diamètre variant de (34 + 40) mm  
longueur ( 0,8 + 3) m

Ces types de marteau perforateur sont utilisés lors de l'application du débitage secondaire, le forage des trous de mine.

#### - Caractéristiques techniques de chariot de forage (type Crawler )

Type URD 475 et URD 475 U ces perforateurs sont très puissants et permettent de forer des trous avec un diamètre qui varie de (64 + 10<sup>2</sup>) mm. Leur déplacement se fait sur chenille, l'angle d'inclinaison de l'outil de forage est réglable.

- Ces marteaux perforateurs servent au forage des trous profonds

- Poids du marteau perforateur URD 475 = 185 Kg

- Poids du marteau perforateur URD 475 U = 152 Kg

- Diamètre recommandé pour le flexible d'air de soufflage : 25 m

- Vitesse maximale du train de tige : 360 tr/mn.

- Longueur de la tige : 3 m

- Rendement de forage : 0,37 m/mn (dans les roches dures)

#### - Plan de tir

La démarche générale de la détermination des paramètres du plan de tir (Voir chapitre II).

#### - Le transport

Le transport des roches encaissantes se fait par des camions type Euclid au terril extérieur dont la distance moyenne est de 1,1 Km.

MARTEAU PERFORATEUR

Ø 34 à 40 mm

L = 0,8 + 3 m

Figure 8

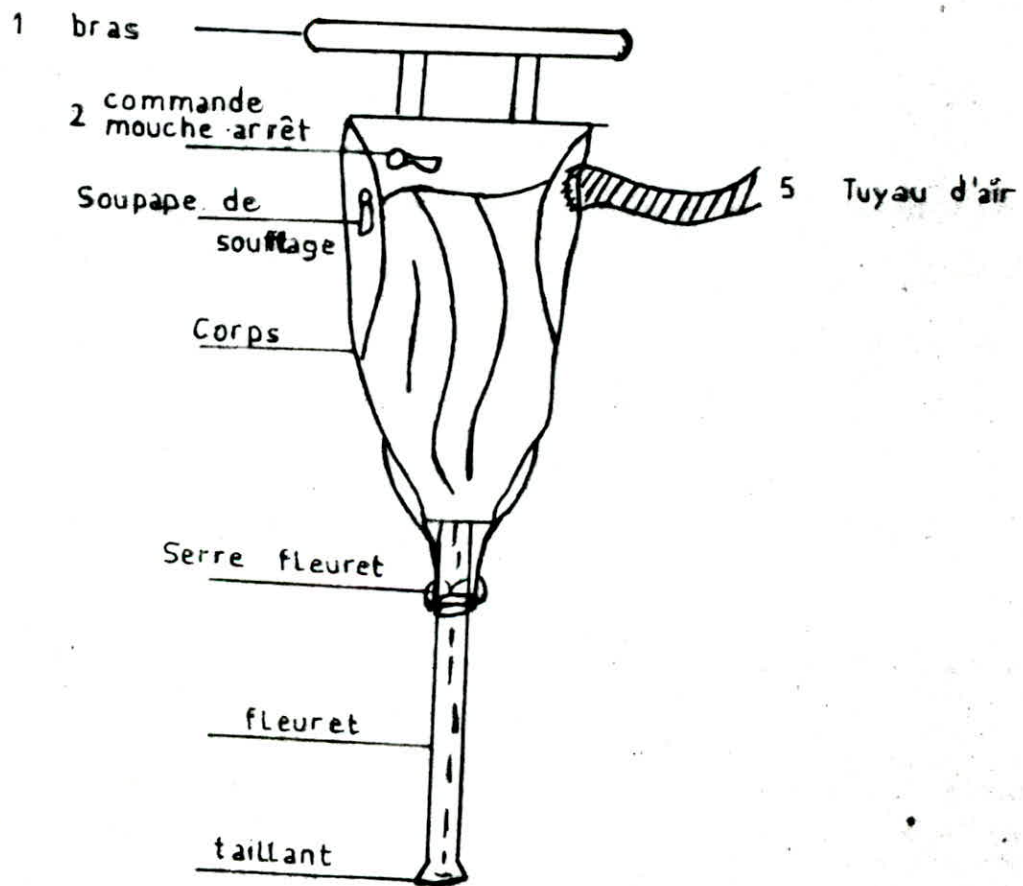
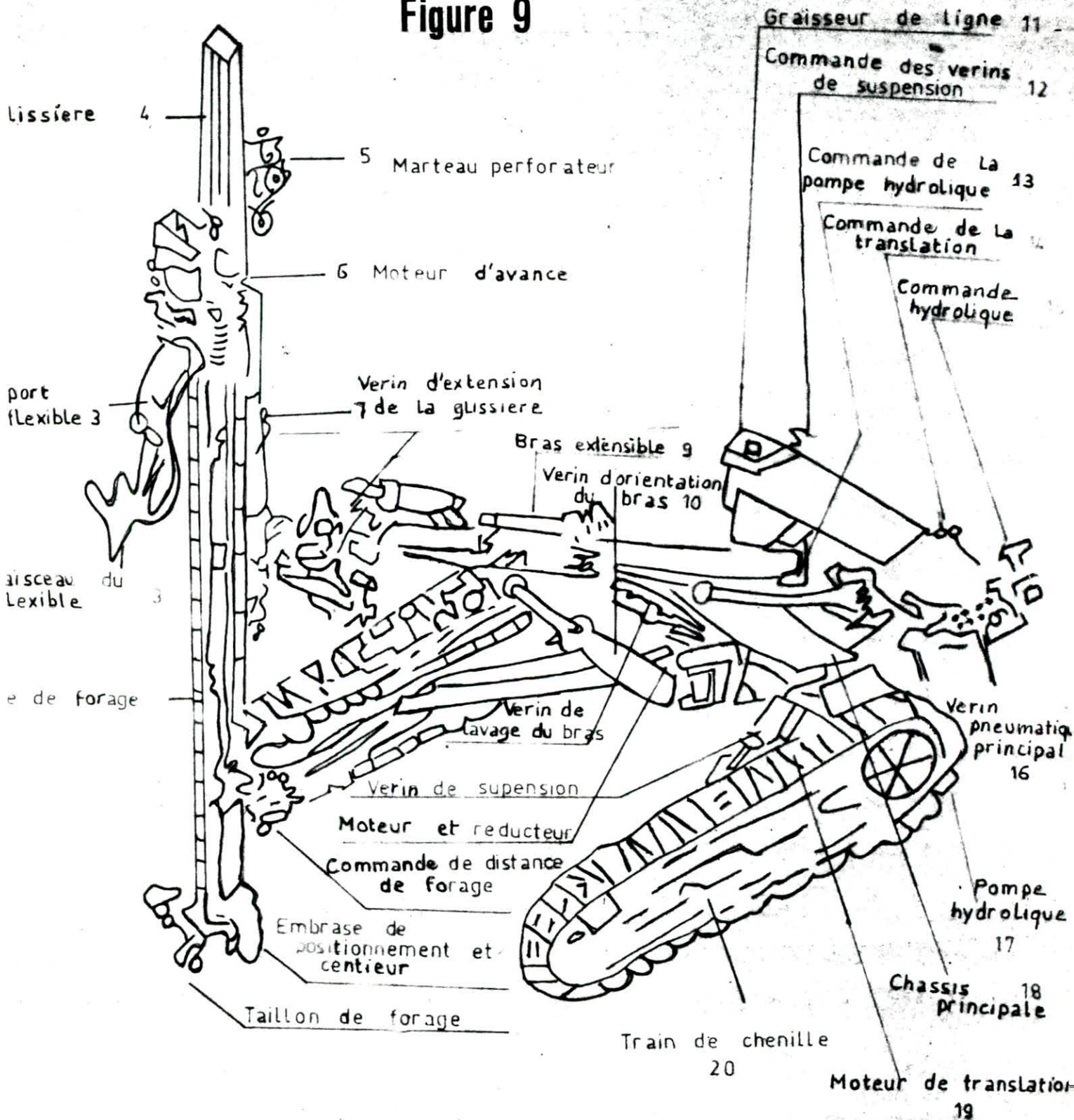


Figure 9





### 3.3. - Système d'exploitation

#### 3.3.1. - Généralité

La méthode d'exploitation représente un certain ordre de la réalisation d'un complexe des travaux miniers assurant l'extraction de la substance utile en quantité et qualité bien réglées et planifiées dans les conditions de surêté lors de la mise en valeur rationnelle des réserves du gisement. La capacité et le nombre d'engins mis en oeuvre dépendent du rendement planifié de la carrière.

A leur tour, les paramètres de la méthode d'exploitation sont liés aux dimensions des machines minières.

Il existe la liaison entre les paramètres suivants :

- Méthodes d'exploitation et ses paramètres
- Caractéristiques géologiques du gisement
- Rendement planifié de la carrière
- Nombre et puissance des engins prennent part à la chaine de processus technologique de l'exploitation
- Mode d'ouverture du gisement

Ainsi l'allure du gisement et les propriétés mécaniques et physiques d'un matériau à enlever déterminent la structure de la mécanisation complète et donne la méthode d'exploitation, tandis que la capacité et le nombre d'engins mis en oeuvre dépendent du rendement planifié de la carrière.

A leur tour, les paramètres de la méthode d'exploitation sont liés aux dimensions des machines minières.

En général, la méthode d'exploitation est basée essentiellement sur la structure de la mécanisation, des procédés d'enlèvement et de déplacement des déblais. Ceci dit autre les conditions géologiques du gisement.

### 3.3.2. - Argument et choix de la méthode d'exploitation

Etant donné les difficultés du gîte qui se présente sous forme de lambeaux sans géométrie bien précise et dont la minéralisation est le plus souvent accompagnée de dilution par les roches stériles et étant donné aussi les conditions géologiques de ce gîte dont pour la plupart du temps assez compliquées. Nous avons choisi la méthode avec le transport des stériles aux terrils extérieurs et le transport du minerai par camion.

### 3.3.3. - Paramètres du système d'exploitation

#### 1) - Hauteur du gradin

D'après les règles de sécurité

$$h_{\max.} = 1,5 Hc_{\max} \text{ (pour les roches dures)}$$

$hc_{\max} = 10$  m hauteur de creusement maximale de l'excavateur, m

$h_{\max.}$  15 m hauteur maximale admissible du gradin, m

$h$  : 12 m hauteur du tas des roches abattues, en m

$$h_1 = (0,8 + 0,09) h_{\max.}$$

$$h_{\max.} = 15 \text{ m.}$$

$$h_1 = 0,8 \times 15 = 12 \text{ m}$$

#### 2) - La largeur de l'enlèvement de l'excavateur. A

D'après la dureté des roches, la largeur de l'enlèvement de la pelle est :

$$A = 1,7 R_c$$

$$A = 19,38 \text{ m}$$

$R_c = 11,4$  - le rayon de creusement au niveau d'installation de l'excavateur en (m).

3) - La largeur de la plate forme de travail

La largeur de la plate forme de travail pour les roches qui nécessitent l'emploi des travaux de forage et de tir

$$L = Z + T + C + X + A, \text{ m (Voir schéma A)}$$

Z = la largeur du prisme d'éboulement, m

$$Z = h \max (\text{Catz} - \text{Catz} )$$

Pour les roches de dureté de 5 + 9

$$\gamma = 60^\circ \quad \alpha = 70^\circ$$

$$Z = h \max (\text{Catz } 60 - \text{Catz } 70) = (0,57 - 0,36) = 3,26 \text{ m}$$

T = la largeur de la chaussée de transport m,

Elle est choisi en fonction de la capacité du camion et du sens de la route T = 10 m.

c - la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie du transport c = 2 m

x - la largeur des tas des roches abattues, m

$$X = A \left( 2 \text{ Kf. } \frac{h \max}{h1} - 1 \right) \text{ en m}$$

A - est la largeur de l'enlevure des roches en massif, m

A - n.w

n = 1 - nombre de rangées

w = 8m - ligne de moindre résistance

A = 8 m

Kf - Coefficient de foisonnement des roches abattues Kf = 1,4

$$X = 20 \text{ m}$$

La largeur de la plate forme de travail sera :

$$L = 43,26 \text{ m}$$

4) - La largeur du bloc à tirer

$$Lb = \frac{Vb}{Sgr}, \text{ en m}$$

$Vb$  = est le volume des roches en massif avant le tir en  $m^3$

$$Vb = Rex$$

$Rex$  : est le rendement de l'excavateur en  $m^3/Poste$

$$Rex = 724,5 \text{ m}^3/Poste$$

Puisque le régime de travail se fait par deux postes dans 24 h

$$Vb = 2 Rex = 1449 \text{ m}^3/j$$

$Sgi$  : est la surface du gradin en  $m^2$

$$Sgi = A h_{max} = 120 \text{ m}^2$$

$$Lb = \frac{Vb}{Sgi} = \frac{1449}{120} = 12 \text{ m/j (tir a la fin de chaque jour).}$$

3.3.4. - Chargement du minerai abattu

Le système d'exploitation appliqué à la carrière de l'Ouenza est celui avec le transport des stérils au terril extérieur, et le transport du minerai par camion.

Le minerai abattu est chargé par pelle en butte de type 150 RB de capacité 4,6  $m^3$  dans des camions de marque Euclid R 50.

Le minerai abattu doit être suffisamment foisonné ce qui facilite le travail de la pelle et son rendement augmente grâce au bon remplissage du godet.

- Largeur de la plate forme de travail

Cette largeur est choisie en fonction des dimensions du tas des roches abattues ainsi que ceux des équipements de transport et de chargement. La largeur de la plate forme de travail de la pelle est déterminée par la formule suivante :

$$L = Z + T + C + X + A, \text{ m}$$

ou  $Z$  = Largeur du Prisme éventuel d'éboulement

$T$  = Largeur de la voie de transport

C = la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport.

X = La largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure.

A = La largeur de l'enlevure en massif.

$$L = 43,26 \text{ m}$$

#### - Transport du minerai et des roches stériles

Le transport du minerai abattu au quartier Chagoura Sud + Pic s'effectue par des camions de marque Euclid R 50 de capacité de 45,4 tonnes. La charge du minerai est transporté à partir du front de taille jusqu'au skip et de là au concasseur primaire situé au niveau 803 ou directement au concasseur primaire.

Le transport des roches stériles s'effectue par des camions de même type jusqu'au terril extérieur situé sur le bord inexploitable du quartier. Le minerai concassé est transporté par un convoyeur à bande (T1) jusqu'à la gare ou bien jusqu'au stock principal.

#### 3.3.5 - Front des travaux miniers et son déplacement

Le front total des travaux miniers dans la carrière représente la somme des fronts de travail de chaque gradin.

$$L_f = \sum_1^m LG = 1000 \text{ m (selon les données de la pratique).}$$

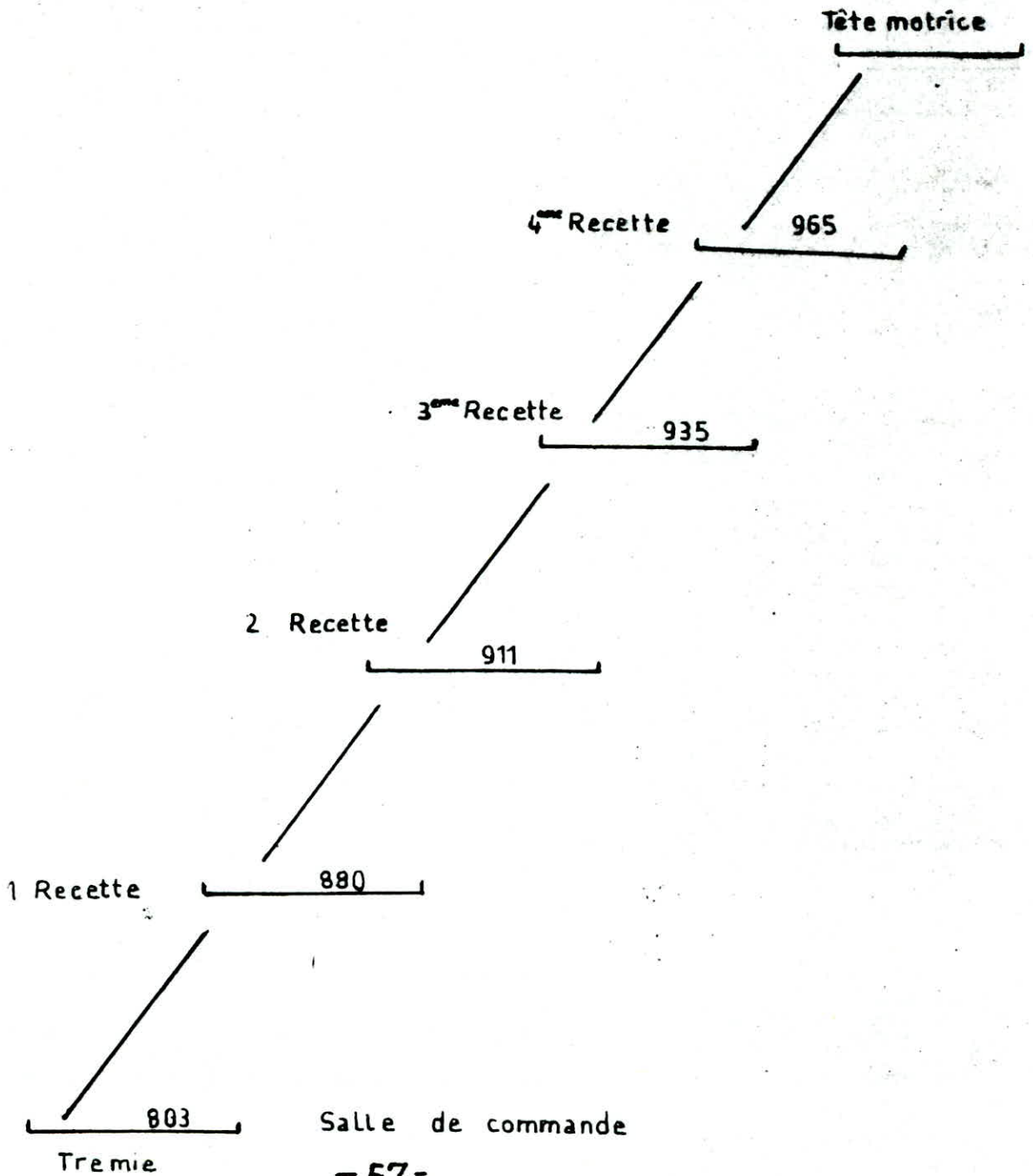
ou m = nombre de gradin = 5

$LG_m$ : longueur du bloc de gradin = 200 m

on appelle bloc du gradin une partie d'enlevure de gradin destinée à l'exploitation grâce à un excavateur ou par tout autres engins de chargement. Le bloc est caractérisé par la hauteur du gradin, sa longueur et sa largeur, la longueur d'un bloc donnée sur un gradin est égale à la longueur de front de travail du gradin. Le bloc d'excavateur à son tour se divise en bloc tiré, bloc foré et en bloc réserve.

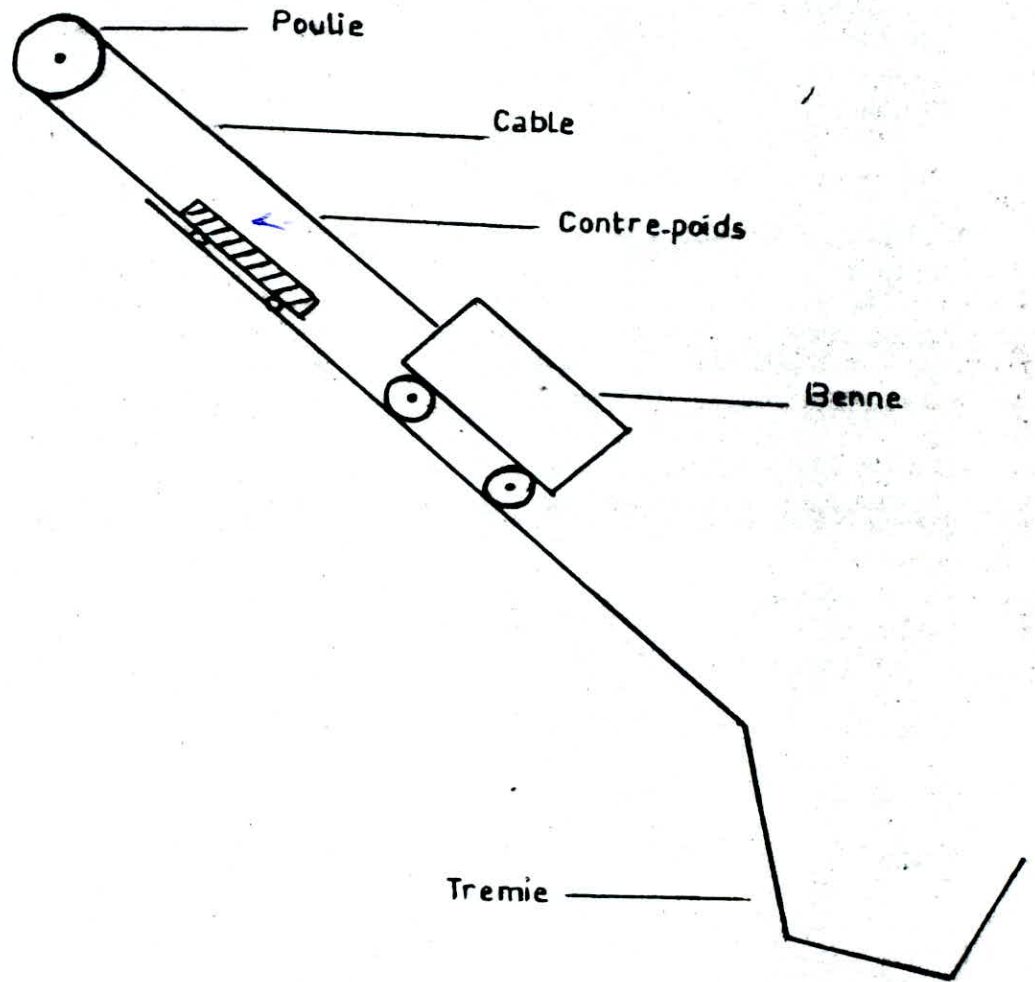
DIFFERENTS NIVEAUX ET RECETTES  
DU SKIP

Figure 10



INSTALLATION DU SKIP

Figure 11



# Figure 12

Par conséquent, pour le pesage hydrostatique, l'équation suivante est valable :

Schema du concasseur ouverture 1065

$$V_{\text{min. } t} = \frac{m - m_{\text{eau}}}{\rho_{\text{air}}}$$

ce qui donne, pour le pesage en l'air

$$V_{\text{min. } t} = (m - m_{\text{eau}}) + V_{\text{minér.}}$$

De l\_, le volume du minerai est égal à (voir formule).

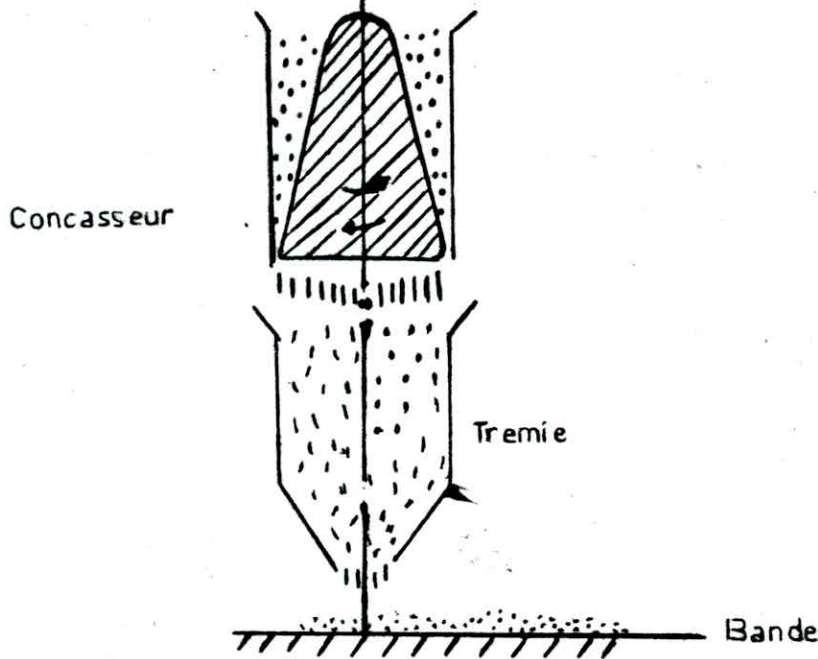
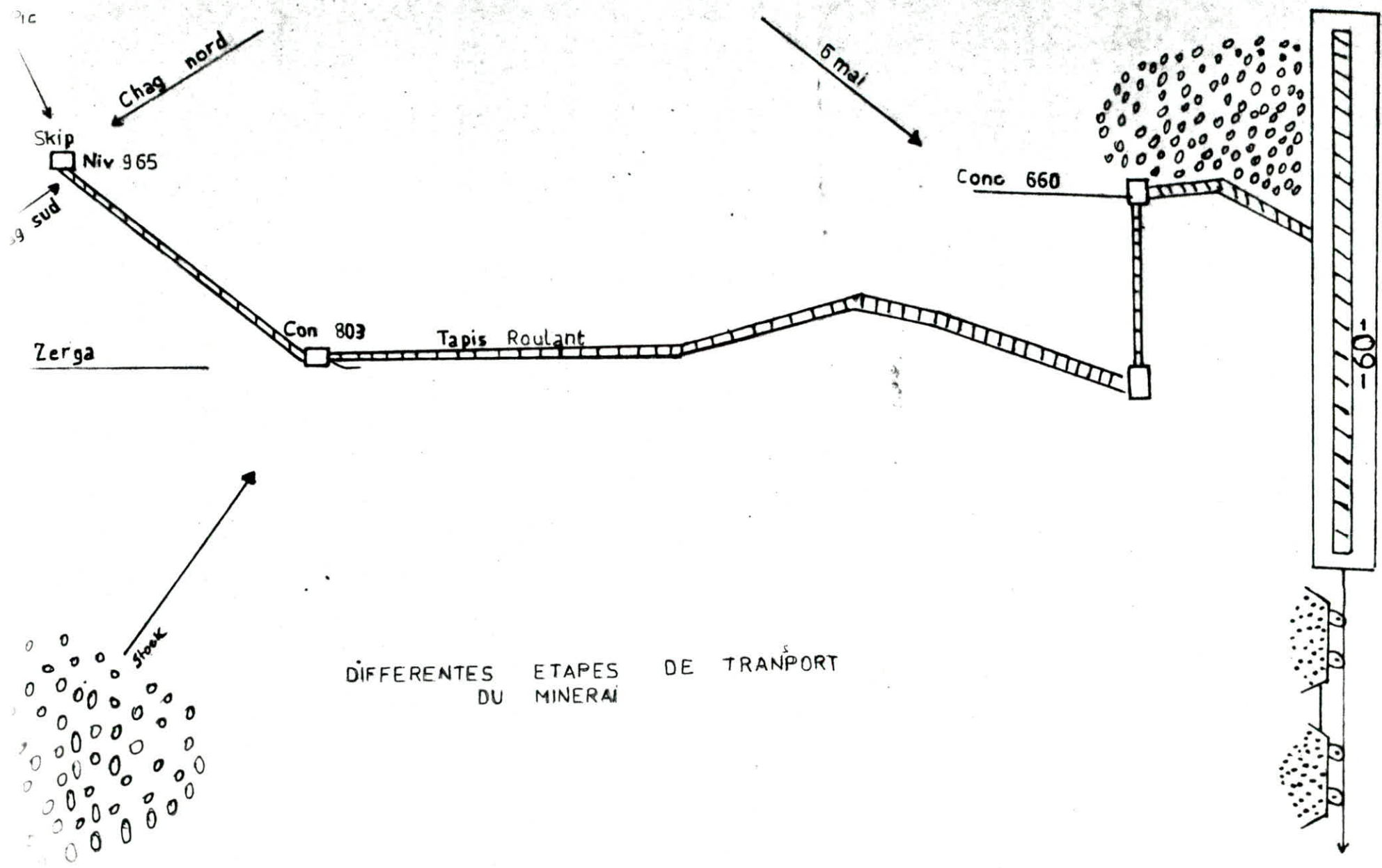




Figure 13



En principe on peut placer plusieurs excavateurs sur un gradin, mais il est plus commode d'avoir un excavateur sur un gradin. La productivité annuelle d'un excavateur doit être égale au volume des travaux miniers planifiés sur le gradin donné.

1) La longueur du bloc à tirer est déterminé par la formule suivante :

$$L_b = \frac{R_{ex} \cdot N \cdot K_f}{H_g \cdot A_m}$$

$A_m$  : 8 m, largeur de l'enlevure

$H_g$  = 15 m, hauteur du gradin

$R_{ex}$  = 724,5 m<sup>3</sup>/p, rendement de l'excavateur par poste

$K_f$  = 1,4, Coefficient de foisonnement du minerai abattu

$N$  = 6 jours nombre de jour séparant le tir.

### 3.3.6 - Détermination du nombre de trou dans un bloc tiré

$$N = \frac{A \cdot L_b}{a \cdot b}$$

$A$  = 8m, largeur de l'enlevure

$L_b$  = 51 m, longueur du bloc à tirer

$a$  = 9,6 m, distance entre les trous

$b$  = 9,6 m, distance entre les rangées

donc  $N$  = 5 trous/cycle d'abattage

En effet, le choix de la longueur du bloc nous permet d'assurer une bonne organisation de travail sur le gradin.

La longueur du bloc est déterminée d'après les paramètres de forage et de tir et ceux de transport.

### 3.3.7. - Avancement annuel théorique du front de travail du gradin

$$V_c = \frac{V_{an}}{L_{Gm} \cdot H \cdot m} \dots\dots\dots m/an$$

$V_{an}$  = 1223021 m<sup>3</sup>, volume annuel de production du quartier

$L_{Gm}$  = 200 m, longueur du bloc de gradin

$m$  = 5, nombre de gradin

H = 15m, hauteur de gradin

donc Vc = 81,5 m/an

3.3.8 - Détermination de la vitesse de déplacement le long du gradin de l'excavateur

$$Vd = \frac{Rexj}{A.H.} \dots\dots\dots m/j$$

Rexj = 1449 m<sup>3</sup>/j, rendement journalier de l'excavateur

donc Vd = 12 m/j

donc le temps d'extraction d'un bloc de longueur Lb est donné par la formule suivante :

$$Tb = \frac{Lb}{Vd} \dots\dots\dots j$$

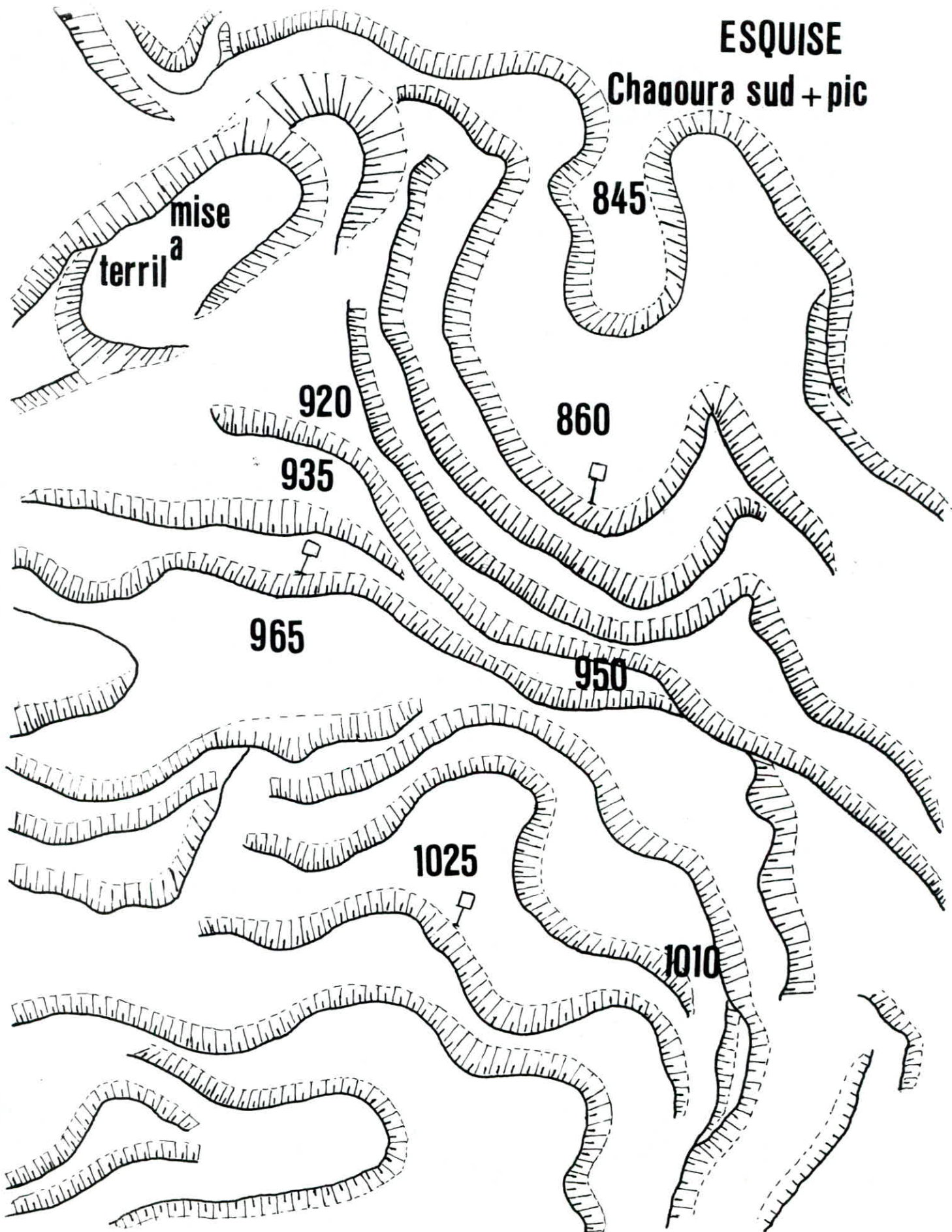
Lb = 51m, longueur du bloc

Vd = 12 m/j, vitesse de déplacement le long du gradin de l'excavateur

donc Tb = 4,22 j.

**ESQUISE**

**Chaoura sud + pic**



CHAPITRE IV

LES DONNEES TECHNICO-ECONOMIQUES

LES DONNEES TECHNICO-ECONOMIQUES

4.1. - Les réserves de la carrière

Toutes les réserves du gisement à savoir le minerai et les stérils sont appelées réserves totales géologiques d'après leur utilisation dans l'industrie et d'après les possibilités de leur exploitation. Ces réserves géologiques sont réparties en deux groupes et qu'on appelle réserves de balance et réserves de hors balance.

- a) Réserves de balance : Elles peuvent satisfaire les exigences industrielles c'est à dire être exploitées avec profit.
- b) Réserves de hors balance : Actuellement, elles ne sont pas utilisées à cause de la faible épaisseur du gîte, de la teneur du minerai utile qui est plus ou moins faible et des conditions géologiques qui sont assez pénibles.

\* Les réserves estimées sont :

- Réserves géologiques totales :  $89.10^6$  Tonnes
- Réserves industrielles :  $57.10^6$  Tonnes.

Pour le quartier Chagoura Sud + Pic, les réserves géologiques sont réparties comme suit :

Catégorie B	= $5.10^6$ Tonnes		
Catégorie C <sub>1</sub>	= $23.10^6$ "	_____	Total : $28,7.10^6$ Tonnes
Catégorie C <sub>2</sub>	= $0,7.10^6$ "		

Pour les réserves exploitable on a

Catégorie B	= $5.10^6$ Tonnes		
Catégorie C <sub>1</sub>	= $12.10^6$ "	_____	Total : $17.10^6$ Tonnes
Catégorie C <sub>2</sub>	= $12.10^6$ "		

#### 4.2. - Les paramètres principaux de la carrière

On appelle carrière l'ensemble des ouvrages réalisés pour l'exploitation des minéraux utiles à ciel ouvert.

Un gisement (ou une partie de celui-ci) exploité par une seule carrière s'appelle champ de carrière.

La forme et les dimensions du champ de carrière déterminent l'étendue des travaux de mine et de la capacité de production de la carrière.

La longueur des champs de carrière est variée de quelques centaines de mètres à 5 Kilomètres, la largeur est de 2 - 2,5 km

Pour exploiter un gisement à ciel ouvert, on le partage en tranchées horizontales, en général suivant le caractère d'homogénéité des roches stériles et des minéraux utiles. Au cours de l'exploitation, les tranchées horizontales prennent la forme de gradins.

On appelle gradin une partie du terrain ~~molt~~ ou du gisement que l'on enlève de manière autonome et qui est desservi par moyens de transport qui lui sont propres.

Le talus est la surface inclinée qui limite le gradin du côté du vide de l'exploitation.

Les gradins qui reculent au cours de l'exploitation s'appellent gradins en exploitation.

L'angle du talus d'un gradin en exploitation dépend de la durété des roches (voir tableau (1)).

Tableau 1

Degré de durêté des roches	Coefficient de durêté	Angle moyen de talus des gradins, degrés
Le plus haut degré dur	17 - 20	86° - 87°
Trés dur	13 - 16	85°
Dur	8 - 12	84°
Un peu dur	8 - 7	79° - 82°
Moyen	3 - 4	60° - 76°
Un peu tendre	1,5 - 2,0	40° - 55°
Tendre	0.8 - 1.0	25° - 40°

D'après les règles de sécurité, l'angle de talus ne doit pas dépasser 80° lors d'exploitation par pelle mécanique.

La surface des roches ou des minerais qui sont l'objet de l'abattage s'appelle front de taille.

Une partie du gradin délimitée en hauteur que l'on enlève de manière autonome mais qui est desservie par les moyens de transport communs au gradin entier s'appelle sous gradin.

Plate-forme dans laquelle se trouve le matériel de chargement s'appelle plate-forme de travail.

Plate-forme qui sert pour augmenter la stabilité du talus ou pour installer les voies de transport s'appelle berme. Il peut porter le nom de zone de sécurité ou du plateau de transport.

Les surfaces limitant latéralement la carrière s'appellent le bord de carrière.



Le bord de travail de carrière est celui où les travaux d'exploitation sont exécutés.

Le bord de la carrière où les travaux ne sont pas effectués, est nommé bord inexploité.

L'angle de talus des gradins inexploité est plus petit par rapport à celui-ci en exploitation.

Ex. Au Djebel-Ouenza, l'angle de talus des gradins inexploité est égal à  $50^\circ$  et quand à celui en exploitation, il est égal à ( $75^\circ-80^\circ$ ).

- L'intersection du bord de carrière et de la surface du sol s'appelle contour supérieur.

- L'intersection du bord de carrière et du fond s'appelle contour inférieur de la carrière.

La surface passant par les contours supérieurs et inférieurs s'appelle talus du bord de carrière.

L'angle de talus des bords de carrière est déterminé par les angles de talus des gradins et par les largeurs des plate-formes.

Les gradins sont exploités par zones de largeur déterminée sur toute la longueur du gradin qui s'appellent enlevures.

Une partie de l'enlevure déterminée en longueur est exploitée par les moyens d'abattage et de chargement indépendants s'appelle bloc.

4.3. - Plan de production annuelle de la carrière (1988) en milliers de tonnes.

Quartiers	Prog. 1988	Nat.	% Fe	J	F	M	A	M	J	Juil	O	S	N	D
CH.NORD	250	M	45	23	22	25	22	24	21	20	22	24	23	24
	800	S		75	72	78	72	75	69	66	72	75	73	13
TOTAL	1050	M+S	45	98	94	103	94	99	90	86	94	99	96	97
CH.SUD +PIC	1100	M	50,9	86	82	90	82	108	106	101	109	114	109	113
	2300	S		173	167	180	167	248	221	211	231	240	231	231
TOTAL	3400	M+S	50,9	259	249	270	249	356	327	312	340	354	340	344
ZERGA	500	M	41,7	57	55	58	55	56	51	48	30	30	30	30
	500	S		133	128	139	-	-	-	-	25	25	25	25
TOTAL	1000	M+S	41,7	190	183	197	55	56	51	48	55	55	55	55
6 MAI	650	M	50,7	50	48	54	48	42	38	36	40	44	110	140
	800	S		90	83	93	82	88	85	81	87	92	19	-
TOTAL	1450	M+S	50,7	140	131	147	130	130	123	117	127	136	129	140
DOUAMIS	200	M	52,4	17	15	18	15	17	14	13	17	24	20	30
	1200	S		111	108	116	108	113	103	99	109	113	112	108
TOTAL	1400	M+S	52,4	128	123	134	123	130	117	112	126	137	132	138
TOTAL STERIL	5600	St	48,7	582	558	606	429	524	478	457	524	236 545	460	439
TOTAL MINERAL	2700	M	48,1	233	222	245	222	247	230	218	218	236	292	337

4.4. - Types et nombres et le rendement des engins d'exploitation (1988)

1) Pelles

Pelles	Heure marche P/Poste	Rendement T/H Statist.	Nbre de pelles existante
1 <sup>SO</sup> RB =	5	423	1
<u>P</u> H1	6	417	1
<u>P</u> H2	6	462	1
71 RB-3	5,3	255	1
71 RB-4 =	5,3	272	1
71 RB-6	5,4	285	1
71 RB-7	6,3	353	1
150 B2	3,3	357	1

2) Nombre de camions prévus par pelle et par quartier

Quartier	Pelles	Type de camion R35- R50	Nbre de camion
CHAG.NORD	71 RB 6	R35-R50	3
CHAG.SUD + PIC	150 RB	"	3
	71 RB 4	"	2
	PH2	"	3
	PH1	"	2
ZERGA	150 B2 PH2	"	3
6 MAI	71 RB 7	"	3
	71 RB 3	"	3
DOUAMIS			4

3) Les sondeuses (par quartiers)

Quartiers	Type de sondeuse	Heure de marche P/Poste	Rendement M/H statist.	Rendement en mètre foré	Nbre de sondeuse disponible
CH. NORD	ROTAMEC 130 C	5,98	15	56	1
	T4-N°2	4,03	13	56	1
CH.SUD + PIC	DM4-N°4	4,61	11	56	1
	GD 45 C	5,33	12	56	1
ZERGA	DM4-N°3	4,68	12	45	1
6 MAI	T4 N°5	4,03	14	54	1
DOUAMIS	1 sond.			56	1

4.5. - Répartition de la production par mois et par niveau - Année 1988

Quartier Chagoura Sud + Pic

En milliers de tonnes

Niveau	Nature	Tonnage	% Fe	J	F	M	A	M	J	Juil	S	Oct.	N	D
1040/1025	M	383	52,4	36	34,5	37,5	34,5	36	33	31,5	34,5	36	34,5	35
	S	852		80	77	83	77	80	73	10	77	80	77	78
1025/1010	M	150	53,4	-	-	-	-	22	21	20	21	22	21	23
	S	500		-	-	-	-	15	69	66	72	75	72	71
965/ 950	M	183	50,9	31	35	39	35	37	-	-	-	-	-	-
	S	293		19	57	61	57	59	-	-	-	-	-	-
950/ 935	M	246	49,5	-	-	-	-	-	40	38	41	43	41	43
	S	289		-	-	-	-	-	47	45	49	51	49	48
860/845	M	138	46,5	13	12,5	13,5	12,5	13	12	11,5	12,5	13	12,5	12
	S	366		34	33	36	33	34	32	30	33	34	33	34
TOTAL	M	1100	50,9	86	82	90	82	108	106	101	109	114	109	113
	S	2300		173	167	180	167	248	221	211	231	240	231	231

4.6. - Evolution des pelles

1040/1025	M+S	1235	150RB	Min	383	st	852	→			
1025/1010	M+S	650	PH2				Min	150	st	500	→
965/ 950	M+S	476	PH1	Min	183	st	293	→			
950/ 935	M+S	535					Min	246	st	289	→
860/ 845	M+S	504	71RB4			Min	138		st	366	→

4.7. - Production annuelle et durée de vie

- La production annuelle de toute la carrière du Djebel Ouenza est de  $83.10^5$  tonnes.
- La production annuelle du quartier CHAGOURA SUD + PIC est de  $34.10^5$  tonnes.
- Durée de vie du quartier : pour exploiter les réserves calculées, il nous faut un temps qu'on appelle "durée de vie" du gite à exploiter. Le calcul de cette durée de vie de l'exploitation se fait en tenant compte de la production annuelle.

$$T = \frac{\text{Réserves exploitables totales du quartier}}{\text{Production annuelle (M + S)}} = \frac{17.10^6}{34.10^5} = 5 \text{ ans}$$

4.8 - Volume général de la production en minerai qu'il faut donner à l'Usine

Ce volume est en fonction du nombre de train par jour qui alimente l'usine d'El-Hadjar et du nombre de wagon et ainsi que le volume de chaque wagon. Ce volume général est donné par la formule suivante :

$$V_{gdu} = Ntr. Nw. Vw$$

Ntr : 4/j. Nombre de train moyen par jour

Nw : 26 Nombre de wagon que contient un train

Vw : 21.58m<sup>3</sup> - Volume d'un wagon.

d'ou :  $V_{gdu} = 4 \times 26 \times 21,58 \text{ m}^3 = 2244,32 \text{ m}^3$

4.9.- Coefficient d'extraction

Pour caractériser le degré d'extraction et la qualité du minerai utile, on utilise le coeff. d'extraction qui est donné par la formule suivante :

$$C_{ext} = \frac{Q}{q}$$

- Pour le quartier Chagoura+q Pic

Q : 11.10<sup>5</sup>T. : Quantité de minerai + dilution extraite du sous sol

q : 17.10<sup>6</sup>T : Réserves de balance destinée à l'extraction.

d'ou :  $C_{ext} = \frac{11.10^5 T}{17.10^6 T} = 0.065$

Cext : dépend des conditions de gisement et de la technologie employée.

Si Cext < 1 -- il y a perte des minerais utiles

Si Cext > 1 --- il y a dilution des minerais

On voit bien d'après les calculs que Cext < 1 cela veut dire qu'il y a perte de minerai

- Le coefficient de variation de la qualité des minerais

$$C_{vq} = \frac{T_{ext}}{T_{rb}}$$

text : Teneur dans le minerai extrait : 50.6% (moyenne)

trb : Teneur dans les réserves de balance : 53% (moyenne)

d'ou  $Cvq = 0,95$

Cet indice caractérise la variation de la qualité de minerai extrait suite aux pertes quantitatives et qualitatives.

- Le coefficient d'extraction de composant des minerai utiles du sous sol

$$C_{ext} = \frac{Q \text{ text}}{q \text{ trb}} = C_{ext} \cdot Cvq = 0,06$$

Cet indice tient compte simultanément des pertes des minerai utiles et du composant utile des réserves de balance.

Il caractérise également le niveau bas ou élevé suite aux pertes des parties riches ou pauvres en teneur dans le sous sol.

#### 4.10- Volume des Sterrils pour l'année en cours (1988)

$qst = Q \cdot K$ .

Q :  $11 \cdot 10^5$  T. Production annuelle du quartier en minerai.

K : Coefficient de découverte : 2,09

donc  $qst = 2299000$  tonnes =  $826978$  m<sup>3</sup>.

- Production totale du quartier pour l'année 1988 :  $34 \cdot 10^5$  T.

- Nombre de gradin d'extraction et de découverte : 5 gradins

#### 4.11- a) Longueur du bloc de l'excavateur

$$Lb (ex) = \frac{Ran (ex)}{A.H.} = \frac{350558}{9.15} = 24597 \text{ m}$$

Remarque : Comme la longueur moyenne de front de gradin est 200 m, le nombre d'entrée de l'excavateur est égal à :

$$n = \frac{Lb (ex)}{200} = 13 \text{ entrées}$$

donc l'excavateur pourrait théoriquement faire 13 entrées.

b) Nombre d'entrée réel de l'excavateur dans un gradin

$$Mr = \frac{Van}{A.H. m. Lb (ex)}$$

Van : 1223022, volume annuel de production minerai + Sterrils.

m : 5, nombre de gradin

donc Mr = 9 entrées.

c) Le volume moyen extrait d'un quartier :

$$Vmg = A.H.Lgm.Mr = 243.10^3 m^3$$

d) La surface moyenne d'exploitation

$$Sm = \frac{Vmg}{H} = 16.200 m^2$$

e) Vitesse moyenne d'avancement

$$Vm = \frac{Sm}{Lgm} = 81 m^2/m$$

f) Vitesse d'approfondissement

$$Vp = \frac{Van}{Lf. lp} \dots\dots\dots m/an$$

lp : somme des largeurs des plate-formes :  $Lp \times 5 = 216,3 m$   
(moyenne)

donc Vp = 5,65 m/an



#### 4.12- Les travaux de tir

- 1) Les Paramètres de plan de tir : Nature de la roche minerai + calcaire de durété de 4+6.

Paramètres	Valeurs
Diamètre du trou	200 mm
Hauteur du gradin	15 m
Longueur du trou	16,2m
Angle de forage	90°
Ligne de moindre résistance	8 m
Consommation spécifique d'expl.	107 g/t
Charge totale d'explosif	345,6 Kg
Densité d'explosif	1.05 T/m <sup>3</sup>
Cartouche d'amorçage	N3OR 13J
Longueur du forage	1,2 m

- 2) Volume annuel de métrage de forage (minerai + Sterrils)

Ce volume est calculé d'après la formule suivante :

$$V = \eta \times Q \times \frac{1}{v}$$

$\eta$  : coefficient de réserves compte-tenu de la perte (1,05 + 110)

$v$  : rendement au mètre foré : 56 T/M

$Q$  : production annuelle de quartiers en minerai + Sterrils :  $34.10^5$ T.

- Les résultats de calcul sont au tableau ci-dessus.

Quartiers	Type de sondeuse	Rendement au mètre foré (T)	Production annuelle en minerai (T)	Production annuelle en sterril (t)	Métrage annuel (m) pour minerai	Métrage annuel P/sterril
Chagoura Sud + Pic	54-N°2	56	1100.000 T	2300.000 T	20 625	43 125
	DM4-N°4	56				
	GD 45 C	56		TOTAL : 63.750 m		

- 4) Le rendement annuel de la sondeuse : 51 624 m/ans
- a) Nombre de sondeuses pour le quartier Chagoura Sud + Pic : 3 sondeuses
- b) Nombre de sondeuses en général pour minerai et sterril : 7 sondeuses
- c) Quantités d'explosifs : consommation spécifique pour minerai et par sterril

Consommation spécifique d'explosifs g/T	Tonnage minerai et sterrils (t)	Consommation spécifique par minerai et par sterril	Quantité d'explosifs totale (Kg)
108	Minerai : 1100.000	118.800	367.200
	Sterril : 2300.000	248.300	

- d) Le minerai et les roches encaissantes (sterrils) sont transportés par des camions de différents tonnages allant de 23 tonnes jusqu'à 50 tonnes et  $q_d$  à la distance parcourue par ces camions de point de chargement jusqu'à point de déchargement, elle est en moyenne de 0,6 Km et peut-être plus.
- e) Le chargement de minerai ainsi que de sterrils se fait par des excavateurs à godet unique dont la valeur de godet est égale à 4,6 m<sup>3</sup>.
- f) Nombre de godet pour un camion : 6 godets
- g) Temps d'arrêt de camion pour chargement :  $t_{ch} = 6$  min.
- h) Durée de poste : 7 h
- i) Le temps des opérations principales : 35 min. ( $t_{op}$ )
- j) Le temps de pause (opérations préparatoires) : 10 min. ( $t_{pause}$ )

5) - Le rendement de l'équipe de l'excavateur

$$Req (exc) = \frac{T_p - t_{op} - t_{pause}}{t_{chargement}} = \frac{7h - 0,583 - 0,166}{0,1} = 62,5 \text{ m}^3/\text{Poste}$$

6) - Le rendement de chauffeur de camion

$$R_{ch} = \frac{T_p - t_{op} - t_{pause}}{T_c}$$

$t_{op}$  = Temps des opérations principales : 45 min.

$T_c$  : Durée du cycle de camion : 15 min.

$$d'où : R_{ch} = \frac{7h - 0,75 - 0,166}{0,25} = 24,33 \text{ m}^3/\text{Poste}$$

7) - Nombre de poste de travail au cours de l'année :

Vu  $q_d$  n'a 2 postes par jour et 239 jours ouvrables par an

donc le nombre de poste par an égal à  $2 \times 239 = 478$  Postes/an

8) - Le nombre nécessaire de camion pour un excavateur : 2 camions plus un de réserve et au total on aura 3 camions.

- 9) - Le nombre de camion pour le transport (M+S) par an : 26 camions
- 10) - Nombre d'excavateur travaillant au cours de la journée en minerai et en sterrils : Quatre excavateurs plus un en réserve donc au total on a Cinq (5) excavateurs.
- 11) - Production d'un excavateur en poste : 724,5 m<sup>3</sup>/poste
- 12) - Rendement mensuel moyen d'un camion : 44.74624 t/mois
- 13) - Rendement par poste du bulldozer : 11.172 m<sup>3</sup>/Poste

#### 4.13 - Coût d'une tonne de minerai

Le coût d'une tonne de minerai est composé des éléments suivants :

- 1) - Fonds de salaire des ouvriers
- 2) - Fonds destinés à l'assurance
- 3) - Fonds destinés à l'énergie électrique
- 4) - Fonds destinés à la réalisation du plan de tir
- 5) - Fonds destinés à l'amortissement des engins
- 6) - Fonds destinés aux principaux matériels
- 7) - Fonds destinés aux déplacements internes
- 8) - Les dépenses conçues à la préparation et découverte
- 9) - Divers.

$$C = \frac{1}{Van} \sum_{1}^{9} Fi$$

## C O N C L U S I O N

Au cours de la réalisation de ce projet, nous avons accompli des analyse théoriques et pratiques en se basant sur les conditions géologiques, hydrogéologiques et techniques de gisement de minerai utile.

Ces analyses nous ont permis de faire les conclusions suivantes :

- 1) - Pour la précision de la forme et l'extension des réserves, il est impératif de pousser la prospection du gisement (parce que le minerai et les roches sterrils se trouvant simultanément), et d'en déterminer avec plus de précision les paramètres géomécaniques qui influent incontestablement sur le choix du système d'ouverture et d'exploitation et de la technologie de la mécanisation complexe.
- 2) - Les systèmes d'ouverture et d'exploitation adoptés, correspondant aux conditions géologiques et techniques et peuvent servir de base pour élever le rendement de travail pourvu que les indices technologiques correspondent à la réalité.
- 3) - Compte-tenu du fait que les paramètres du plan de tir calculés sont différents à ceux adoptés dans la carrière exemple : le diamètre du trou calculé est plus grand que le diamètre du trou réel utilisé, cela veut dire que forer des trous de grands diamètres coûtent chers en main-d'oeuvre et en explosif mais favorisent une production élevée.

Il est bien clair que des forages de plus gros diamètres exigent une plus grande quantité d'explosif et représentent un coût plus élevé, mais d'une autre côté, il y a lieu de considérer le prix de revient du chargement : si l'on peut charger un matériau bien fragmenté comportant moins de vide, le coût du chargement diminue.

Le prix de revient du transport diminuera également car les camions vont pouvoir rouler au lieu d'attendre indéfiniment le résultats de la lutte menée par l'excavateur contre un matériau qui se laisse difficilement pénétrer.

Avec un bon tir, le coût du concassage peut aussi être réduit. L'un des moyens les plus sûrs de diminuer ce coût, ce n'est pas dans le concasseur qu'il faut le rechercher mais dans la carrière.

Enfin, une bonne fragmentation diminuera l'usure et la fatigue des godets, des bennes de camion et du concasseur, tandis que le temps d'attente des camions sera réduit.

- 4) - L'analyse des indices technologiques nous ont amenés à avoir une consommation spécifique d'explosif très petite par rapport à celle utilisée actuellement.
- 5) - Les données technico-économiques nous ont démontrés le dynamisme du processus technologiques dans la carrière et les voies de leur amélioration.

- oOo -

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

- 1 - N.CHIBKA : Exploitation des gisements métallifères  
( OPU, Alger 1980 )
- 2 - V.VIDAL : Exploitation des Mines, DUNOD PARIS 1964  
Tome 3
- 3 - B.BOKY : Exploitation des Mines, Edition MIR MOSCOU 1968
- 4 - V.KOVALENKO : Exploitation des carrières  
N. AMBARTSOUMIAN ( OPU, ALGER 1986 )  
K.M. LAHMER
- 5 - EN.FERPHOS : Plan de production 1988
- 6 - BELAIDI F. : Compte rendu de la pratique (OUENZA 1985)
- 7 - В.ВРХСЕРСКОЈУ : НАУЧНЕ ОСНОВИ ПРОЕКТИРОВАЊА КАРЬЕРОВ  
( NIDRA M. 1971 )
- REJEVSKI : Base scientifique du projet de la carrière  
( NIDRA . 71 )

