



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation Minière

Présenté par

BOUDJEMAA Hadia

BOUKHATEM Souhila

Thème

Amélioration de la qualité de tir

Cas de la carrière de l'ENG El-Khroub

Soutenu le 02 / 07 / 2017 devant le jury composé de:

Président:	Mr. MEGHERFI	U.A.M.B
Promoteur:	Mr. GUELMAMI	U.A.M.B
Examineur:	Mr. AIT HABIB	U.A.M.B

Année Universitaire: 2016-2017

Remerciement

En premier lieu, nous tenons à remercier Dieu, notre créateur pour nous avoir donné la force pour accomplir ce travail.

Au terme de ce travail nous tenons vivement à exprimer notre gratitude à tous ceux qui, de près ou de loin ont contribué à la réalisation de ce mémoire ; nous s'espérons qu'ils trouveront le long de ces lignes toute notre reconnaissance.

Nous tenons à exprimer, une profonde reconnaissance à notre Promoteur Mr. GUELMAMI Ali, au président de jury Mr. MEGHERFI, et l'examineur Mr. AIT HABIB.

Nos derniers remerciements ce ne sont pas les moindres, vont à tous ceux qui ont contribué de près ou de loin pour l'aboutissement de ce travail.

Dédicace

En cet honorable lieu, d'un simple geste tracé par écrit, mais qui jaillie du profond sentiment de reconnaissance, permettez-moi de citer les noms comme un mémorandum pour ceux qui ont une

place particulière:

A mon très cher père

A ma très chère mère

A mes très chers frère et sœurs

A ma très chère Karima

A toute ma famille «Boukhaem & Taha».

A mon binôme Hadia, et à toute sa famille adorable.

A tout ceux qui nous en encourager et aider.

A tous mes ami(e).

A tous ; je dédie cet ouvrage, qui est le sens de mes études supérieurs, tel un présent du cœur, en priant ALLAH tout puissant à le mettre au service de notre nation et du bien de

l'humanité, et qu'il sera une lumière sur mon parcours

professionnel.

SOUHILA

Dédicace

Je dédie ce travail

A mes parents : Grâce à leurs tendres encouragements et leurs grands sacrifices, ils ont pu créer le climat affectueux et propice à la poursuite de mes études. Aucune dédicace ne pourrait exprimer mon respect, ma considération et mes profonds sentiments envers eux. Je prie le bon Dieu de les bénir, de veiller sur eux, en espérant qu'ils seront toujours fiers de moi.

A mes sœurs et à mon frère et mon petit Samitou.

A mon binôme Souhila et toute la famille BOUDJEMAA & AMIRI.

Aux personnes qui m'ont toujours aidé et encouragé, qui étaient toujours à mes côtés, et qui m'ont accompagnaient durant mon chemin d'études.

A tous mes professeurs : Leur générosité et leur soutien m'oblige de leurs témoigner mon profond respect et ma loyale considération.

Merci...

HADIA

Sommaire

Introduction général

Chapitre I : Généralités.

Introduction	1
I.1. L’historique de l’ENG	1
I.2. Cadre géographique du gisement	2
I.3. Caractéristiques morphologiques du gisement	4
I.4. Climat, hydrographie et pédologie de la région	4
I.5. Géologie du gisement	5
I.6. Tectonique du gisement	8
Conclusion	10

Chapitre II : Mode d’ouverture et méthode d’exploitation

Introduction.....	11
II.1. Les réserves	11
II.2. Mode d’ouverture	11
II.2.1. Généralité	11
II.2.1.1 Facteurs géologiques	12
II.2.1.2 Facteurs miniers	12
II.2.1.3 Facteurs économiques	12
II.2.2. Accès à la carrière	13
II.2.3. Les étapes de creusement de la demi-tranchée d’accès	13
II.2.4 Paramètres technologiques des tranchées	13
II.2.5 Calcul de paramètre des tranchées	13
II-2.5.1 Angle de talus de demi-tranchées d’accès et de découpage	13

II.2.5.2 L'inclinaison longitudinal de demi-tranchée	14
II.2.5.3 La largeur de la demi-tranchée d'accès	14
II.2.5.4 La largeur de tranchées de découpage	15
II.2.5.5 La longueur du demi-tranchée d'accès	16
II.2.5.6 La longueur de tranchée de découpage	16
II.2.5.7 Le volume de demi-tranchée	16
II.3. Méthode d'exploitation	17
II.3.1 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert.....	17
II.3.1.1 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après E.Scheschko	18
II.3.1.2 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après l'académicien V.Rjevsky	19
II.3.1.3 Classement d'E.scheschko	20
II.3.2 Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation.....	21
II.3.2.1 Hauteur des gradins	22
II.3.2.2 Largueur de l'enlevure	22
II.3.2.3 Largeur de la plate forme de travail.....	23
Conclusion.....	24

Chapitre III : Travaux de forage et de tir, chargement et transport

Introduction	25
III.1. Exigences principaux à la préparation des roches	25
III.2. Choix du mode de forage et type de sondeuse	27
III.2.1. Forabilité	31
III.2.2. vitesse de forage	31
III.2.3. Longueur de trou totale	31

III.2.4 Temps de foration totale	34
III.2.5 Rendement de sondeuse	35
III.3. Choix de l'explosif	36
III.3.1. Définition d'un explosif	36
III.3.2. Types d'explosifs utilisés dans les carrières	36
III.3.2.1 Les dynamites	36
III.3.2.2 Les explosifs nitrates	36
III.3.2.3 Les émulsions	36
III.3.2.4 Les nitrates fuels (ANFO)	36
III.4. Calcule des paramètres des travaux de forage et de tir	40
III.4.1. Diamètre du trou	40
III.4.2. Longueur de trou	40
III.4.3 Ligne de moindre résistance.....	38
III.4.4 Distance entre les trous.....	38
III.4.5 Nombre de rangées	38
III.4.6 Calcul de la consommation spécifique de projet de l'explosif	39
III.5 Chargement et transport.....	40
III.5.1 Chargement des roches.....	41
III.5.1.1 Généralités	41
III.5.1.2 Rendement des engins de chargement	46
III.5.1.3 Nombre de chargeuse	47
III.5.2 Transport	47
III.5.2.1 Rendement du camion	48
III.5.2.2 Le nombre des camions.....	48
Conclusion.....	49

Chapitre IV : Influence des paramètres incontrôlable sur la qualité de tir

Introduction.....	47
IV.1 Les paramètres liés aux tirs	47
IV.2 Les paramétrés incontrôlables.....	48
IV.2.1 Influence de la matrice rocheuse	48
IV.2.2 Influence de l'hétérogénéité du massif	50
IV.2.2.1 Adaptation d'un plan de tir en fonction de l'influence des hétérogénéités	51
IV.2.3 Influence des discontinuités	54
IV.2.3.1 Définition d'une discontinuité	54
IV.2.3.2 Les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir.....	54
IV.2.3.3 Effets des discontinuités naturelles	55
Conclusion.....	56

Chapitre V : Partie pratique

Introduction.....	57
V.1 Calcul du volume à abattre par trou (calcaire + argile)	59
V.2 Calcul du volume des roches (calcaire)	59
V.3 La quantité d'explosif dans un trou	60
V.4 La construction de la charge	60
V.4.1 La longueur de bourrage de bouchon	60
V.4.2 La longueur de la charge	61
V.4.3 La longueur du bourrage intermédiaire.....	61
Conclusion.....	63

Conclusion générale

La liste des tableaux

Tableau I.1 : Les coordonnées du gisement d'El-Khroub.....	3
Tableau I.2 : Les éléments qui existe au niveau du gisement d'El-Khroub.....	12
Tableau II.1 : Les angles des talus des tranchées.....	17
Tableau II.2 : Les déférentes valeurs de i en (%)......	17
Tableau II.3 : Les valeurs des tranchées.....	18
Tableau II.4 : Principaux paramètres d'ouverture.....	20
Tableau III.1 : Choix de type de sondeuse.....	31
Tableau III.2 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPC 580Y.....	31
Tableau III.3 : Classification des roches selon l'indice de forabilité.....	33
Tableau III.4 : la duré de foration des trous.....	34
Tableau III.5 : Résume les caractéristiques des explosifs fabriqués on Algérie.....	37
Tableau III.6 : Caractéristiques des explosifs utilisés par l'ENG.....	37
Tableau IV.1 : Paramètres de tir de mine.....	50
Tableau IV.2: La matrice rocheuse et son influence sur le tir.....	51
Tableau IV.3 : les principales hétérogénéités des roches sédimentaires.....	54
Tableau VI.4 : Les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir.....	58

Liste des figures

Figure I.1 : La situation géographique du gisement	3
Figure I.2 : Les oueds qui limitent le gisement.....	4
Figure I.3 : La couverture de terre végétale au niveau du Gradin 855/870 m	5
Figure I.4 : Une couche de calcaire avec des marnes.....	6
Figure I.5 : Carte géologique de la région d'El-Khroub	8
Figure I.6 : Calcaires lités, micritiques, gris reposent à la fin de la série lithologique du gisement	10
Figure I.7 : Les grands couloirs de failles: L1 et L2.....	11
Figure I.8 : Passage des deux failles L1 et L2 au niveau 434m.....	12
Figure III.1 : Un chariot.....	32
Figure III.2 : Un compresseur	32
Figure III.3 : Marmanit	38
Figure III.4 : Anfomil.....	38
Figure IV.1 : Classification de la facilité du massif rocheux à être abattu.....	53
Figure IV.2 : Emploi du bourrage intermédiaire en présence d'une fissure	55
Figure IV.3 : Les zones de fragmentations avec du bourrage intermédiaire	56
Figure IV. 4 : Risque de projection résultant de la présence d'hétérogénéités et des zones de faiblesse d'après M. Kiszlo, 1995.....	56

Liste des figures

Figure V .1 : Coupe présentative des couches dans le gradin	60
Figure V.2 : Réalisation des trous.....	61
Figure V.3 : La fin de foration	62
Figure V.4 : Trou rempli par la charge et le bourrage	65

Introduction générale

L'Algérie est un pays énergétique par excellence il a des grandes capacités surtout dans le domaine minier, dans les dernières années l'état essaie de mettre en exploitation ces capacités c'est pour ça elle donne l'autorisation d'ouverture de plusieurs mines et carrières parmi lesquelles on cite la carrière de l'ENG à El-Khroub.

Le principal objectif de tir est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Plusieurs paramètres peuvent influencer les résultats de tir, parmi lesquels c'est la présence des discontinuités (des failles, des fissurations...).

La carrière de l'ENG connaît des difficultés concernant les travaux de tir surtout dans les zones de discontinuité (problèmes des hors gabarits). D'où ces derniers nécessitent une amélioration.

C'est pour quoi qu'on a fait notre projet d'étude sur l'importance de la bonne distribution de la charge dans le trou dans les zones de discontinuité pour qu'on n'ait pas des problèmes pendant le tir.

Notre travail se déroule sur cinq chapitres, dans le premier chapitre on a présenté l'unité d'El-Khroub et étudié la géologie et hydrogéologie de la région et du gisement ainsi que la tectonique du gisement.

Le deuxième parle sur le mode d'ouverture et la méthode d'exploitation, où le gisement est ouvert par une demi-tranchée d'accès sur une longueur de 1500m. Sachant que l'exploitation du relief montagneux commence du bas vers le haut.

Le troisième consacré pour les travaux de forage et de tir où on a calculé toutes les paramètres de travaux de forage et de tir et interprété les valeurs utilisées de ces paramètres. Et aussi on a présenté la partie de chargement et transport.

Le quatrième est adopté pour parler sur toutes les paramètres incontrôlables ayant une influence sur les résultats de tir.

Dans le dernier chapitre, on a proposé une étude pour mieux comprendre l'influence de la discontinuité sur les résultats de tir, et on a choisi un modèle de distribution de la charge dans un trou pour les zones qui passeraient par les failles pour obtenir une bonne fragmentation et une meilleure qualité de tir.

Introduction

La connaissance des conditions géologiques, hydrogéologie ainsi que la nature et les caractéristiques du gisement permet de déterminer le mode d'ouverture et préciser la méthode rationnelle d'exploitation du gisement.

I.1 L'historique de l'ENG

L'Entreprise Nationale des Granulats issue de la restructuration de la SNMC (Société Nationale des Matériaux de Construction) a été créé par décret N°86.270 du 04 novembre 1986, avec effet à partir du 1^{er} janvier 1987.

L'Entreprise Nationale des Granulats est passée à l'autonomie et est devenue une société par actions. Le capital social de la société est de 3 milliards de dinars. Le siège de l'entreprise est implanté au Gué de Constantine - Alger.

L'Entreprise Nationale des Granulats est chargée de la gestion des activités de production, de commercialisation et de développement des granulats, du carbonate de calcium et des pierres ornementales. [1]

A compter de l'année 2000, la relance de l'activité économique est ressentie, ce qui a permis à l'ENG de renforcer davantage son activité en confortant sa présence sur le marché national et en réalisant des performances en matière de production et de résultats financiers. Le patrimoine de l'ENG est constitué de :

- Dix (10) carrières de granulats.
- Six (06) carrières réalisées par la SNMC dans les années 1977 à 1981.
- Deux (02) carrières réalisées par ENDMC / ENCC dans les années 1982 à 1989.
- Une (01) carrière réalisée par ENG dans les années 1993 à 1994.
- Une carrière réalisée par ENG et mise en service en 2007.
- Une usine de carbonate de calcium mise en service en 1994.
- Une filiale (RoCaAl), chargée des pierres ornementales opérationnelle depuis le 1er janvier 2004.

Les deux plans de développement successifs du gouvernement (2000-2004) et (2005-2009) ont induit une forte demande de granulats, ce qui a encouragé l'ENG à engager

d'importants investissements pour le renouvellement de ses moyens de production et l'augmentation de ses capacités et qui ont touché toutes les unités. Il faut citer :

- L'extension de l'unité Si Mustapha (W.Boumerdes) : 1 million de tonnes/an mise en service en 2007.
- La mise en service de l'unité d'EL MALEH (W.Ain Temouchent) : 1 million de tonnes/an en 2007.
- L'extension de l'unité ELMA LABIOD (W.Tebessa) : 500 000 tonnes/an en 2008.
- La mise en service d'une installation de sable de concassage à EL HACHIMIA (W.Bouira) : 500 000 tonnes/an en 2008.
- La réalisation d'une capacité supplémentaire de production de sable de concassage à Sidi Abdelli (W.Tlemcen) : 200 000 tonnes/an. La mise en production est prévue au courant du 1er trimestre 2009.

L'ENG produit du sable de concassage destiné au béton hydraulique et aux travaux publics de très haute qualité et qui est conforme aux Normes Européennes et Algériennes. Toutes les unités proposent des sables de concassage en substitution aux sables d'oued dont l'extraction sera interdite à partir du mois d'aout 2009. [1]

I.2 Cadre géographique du gisement

Le massif de l'Oum Settas auquel appartient notre gisement, se localise à une (20) vingtaine de Km au Sud-est de la wilaya de Constantine, à 6 Km au Sud-est de la Daïra d'El-khroub, non loin de la R. N°20 liant El-khroub -Ain Abid et à 6Km environ au Nord-Ouest du Village de Bounouara-Commune Ouled Rahmoun-Wilaya de Constantine. [1]

Le site présente une forme pseudo-rectangulaire, occupant une superficie de 164 H, dont les coordonnées en projection U.T.M hectométrique sont :

Tableau I.1 : Les coordonnées du gisement d'El-Khroub. [1]

Coordonnées du gisement					
Point	X	Y	Point	X	Y
1	300 400	4 013 400	8	299 400	4 012 400
2	300 400	4 012 300	9	298 800	4 012 400
3	300 100	4 012 300	10	298 800	4 012 800
4	300 100	4 012 100	11	298 900	4 012 800
5	299 600	4 012 100	12	298 900	4 013 300
6	299 600	4 012 300	13	299 900	4 013 300
7	299 400	4 012 300	14	299 900	4 013 400

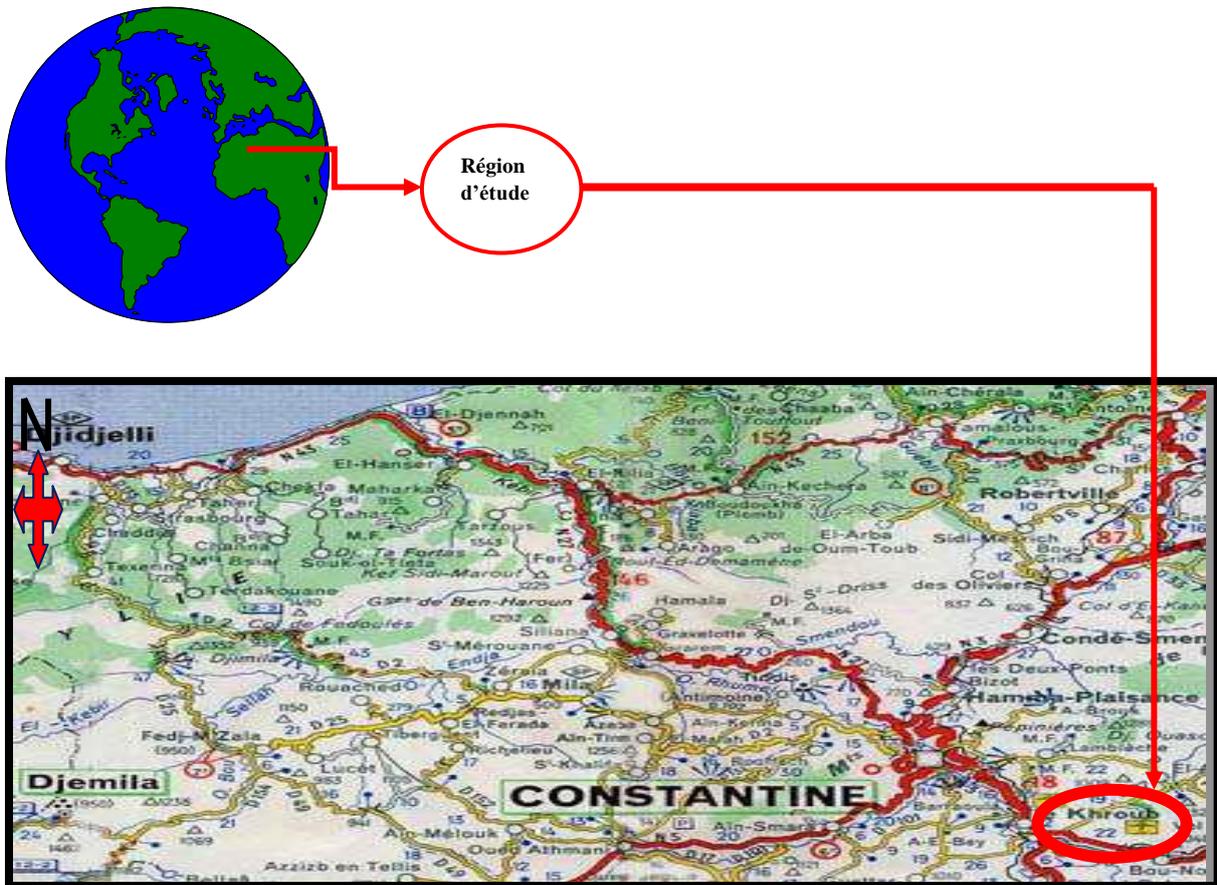


Figure I.1 : La situation géographique du gisement. [1]

I.3 Morphologie et Orographie du gisement

Le gisement d'El-Khroub fait partie de la terminaison périclinale (très fracturée et altérée) de l'anticlinal du massif de l'Oum Settas, plus précisément au Sud-ouest du flanc Sud au Sud-est de Bordj El-Cadi où le pendage des couches varie de 20° à 25° et il est de 15° en allant plus vers le Sud-ouest du gisement. [1]

I.4 Climat, hydrographie et pédologie de la région

Le climat est dominé par les influences méditerranéennes au Nord, La région est soumise à un climat subhumide à hiver doux et froid avec une température minimale absolue de 3°C, chaud et sec en été dont la température maximale absolue est de 45°C. [2]

La pluviométrie est de l'ordre de 1000 mm /an sur les reliefs.

Le gisement de sa nature est limité au Sud, à l'Est et à l'Ouest par des oueds avec la présence d'un talweg qui s'épare le gisement en deux lignes de crêtes qui se rejoignent au Nord. [2]

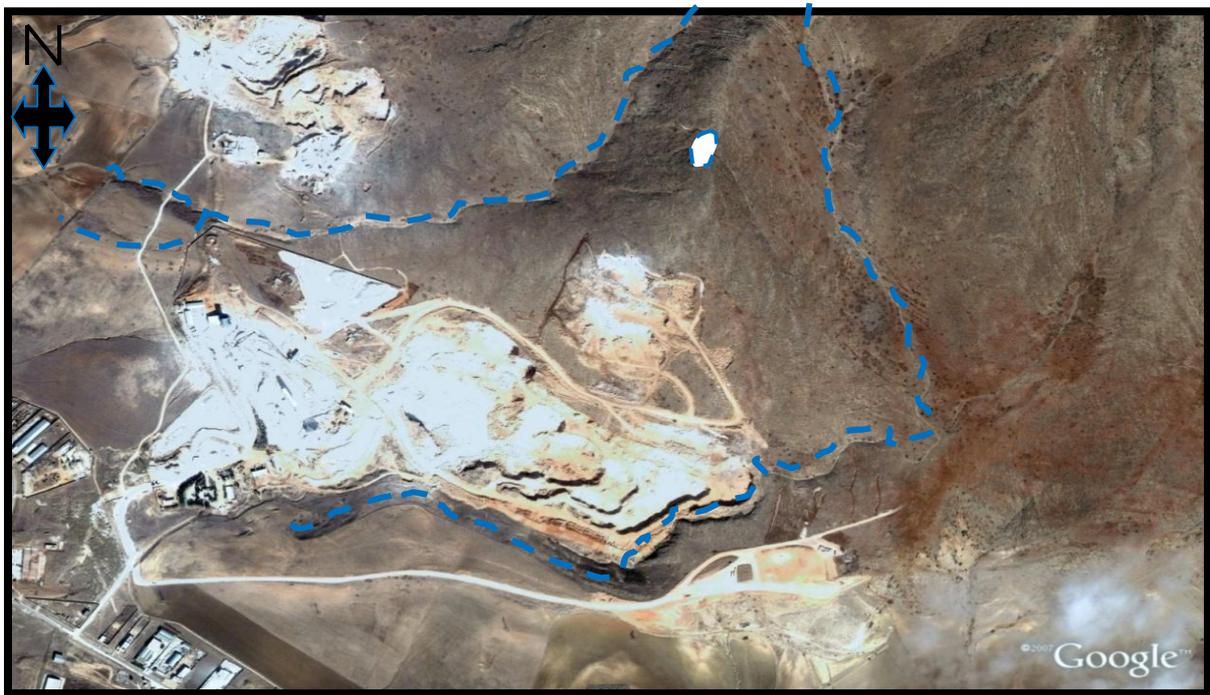


Figure I.2 : Les oueds qui limitent le gisement. [1]

Quand à la pédologie, la couverture de terre végétale est de type sols soumis à une forte érosion hydrique, due aux conditions climatiques de la région.

N.B: elle est moins épaisse en allant vers l'amont du gisement



Figure I.3 : La couverture de terre végétale au niveau du Gradin 855/870 m. [1]

I.5 Cadre géologique

I.5.1 La géologie de la région

Paléo géographiquement la région dans laquelle est implanté la carrière d'El-Khroub, appartient aux formations carbonatées de la mole néritique constantinois qui fait partie aux zones externes de la chaîne des maghrébines. [2]

La région est marquée par des formations Mésozoïques, Tertiaires et Quaternaires :

I.5.1.1 Mésozoïque

Parmi ses formations on site celles qui affleurent dans la région objet d'étude :

a) Crétacé inférieur :

Représenté par des calcaires recristallisés et rarement par des marnes. [2]

b) Crétacé moyen à supérieur :

b.1) Barrémien

Il est représenté par une épaisse série de calcaires massifs clairs dans lesquels s'intercalent de rares passées de marnes grises. [2]

b.2) Aptien (e ~ 250m à 300m)

Il est généralement représenté par des calcaires gris clairs à bleutés riches en Miliolidés et débris de Rudistes. [2]

b.3) Cénomaniens (e ~ 300m)

Est formé d'une épaisse série de calcaires massifs blanchâtre et localement des calcaires rubanés, débutant par des micrites à rudistes dilacérés.....etc. [2]

b.4) Turonien (e ~ 250m)

Les dépôts turoniens sont semblables à ceux du Cénomaniens mais à calcaires massifs clairs riches en débris de Rudistes. [2]

b.5) Sénonien supérieur (e ~ 250m à 300m)

Il s'agit d'un ensemble marno-calcaire, parfois conglomératiques, débutant par un niveau de marnes grises à jaunâtres à galets (situés au sud-est de notre gisement). [2]



Figure I.4 : Une couche de calcaire avec des marnes. [1]

I.5.1.2 Tertiaire**a) Paléogène :**

Comprend des marnes indurées des boules aplaties parallèlement à la stratification, puis des marnes brunes à niveaux des calcaires gris clair à cassure blanchâtre tachetés de phosphate. Au-dessus de ces marnes s'observe des marnes claires précédant des calcaires phosphatés suivis de calcaires à silex de l'yprésien (Eocène). [2]

b) Néogène :

Il est formé par des marnes, limons et conglomérats en alternance, passant latéralement aux brèches du pied de l'Oum Settas. [2]

I.5.1.3 Quaternaire :

Les dépôts Quaternaires correspondent à des alluvions ; Ces alluvions recouvrent une grande superficie autour d'El-Khroub. Les sédiments de terrasses sont formés de cailloux et de limons. (Cf. Carte Géologique de la région d'El-Khroub). [2]

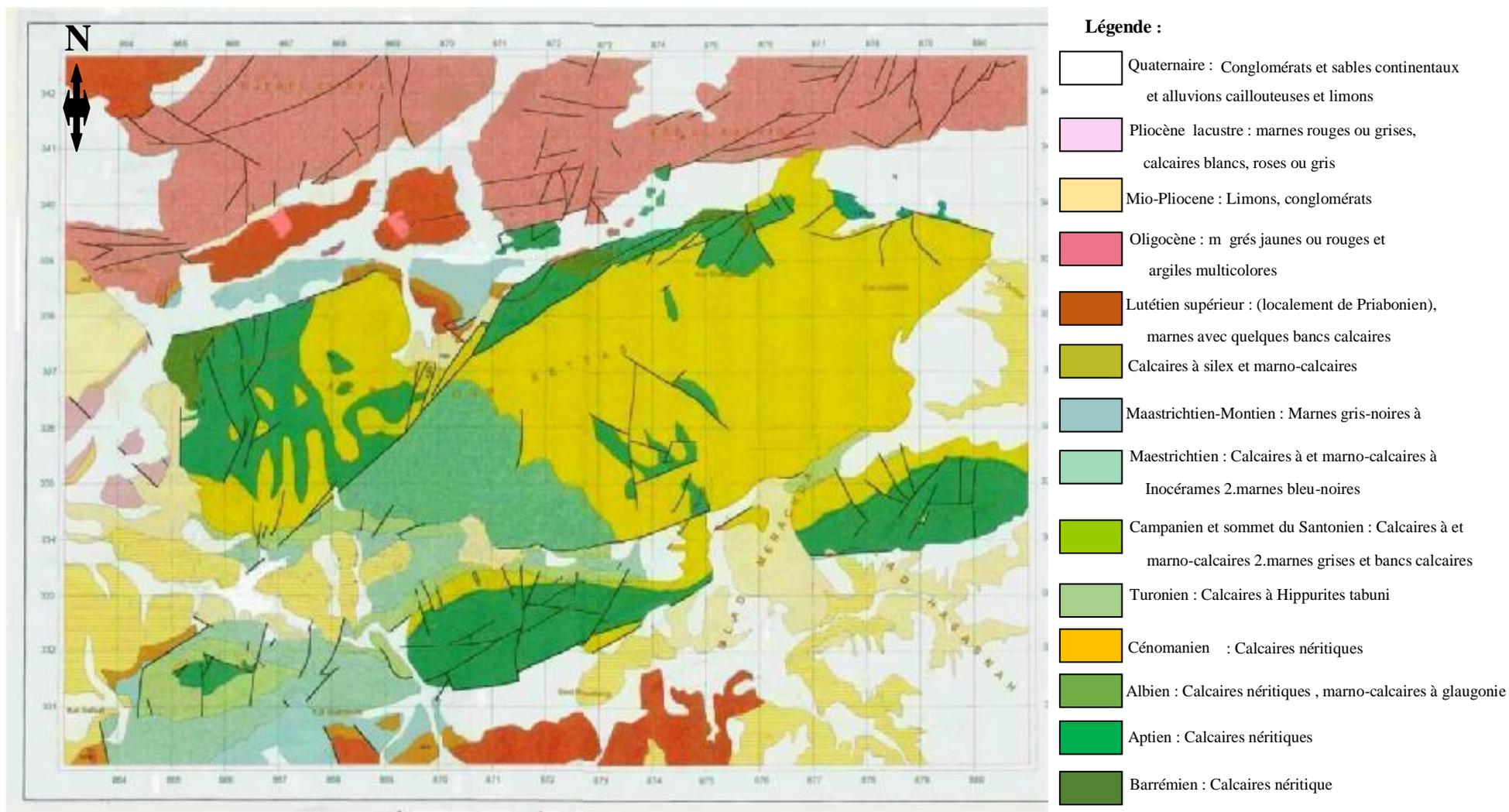


Figure I.5 : Carte géologique de la région d’El-Khroub. [2]

I.5.2 Géologie du gisement

En prenant en compte les travaux antérieurs réalisés dans la région et suivant une analyse sédimentologique, l'ensemble des formations qui caractérisent notre gisement est représenté par des calcaires d'âge Aptien surmontés par d'autres d'âge Cénomaniens qui se présentent de bas en haut en respectant l'ordre stratigraphique comme suit :

a) Aptien :

Il s'agit essentiellement de formation carbonatée qui s'étale sur une épaisseur qui dépasse la centaine de mètres (e ~ 300m), composés au sommet par des bancs métriques de calcaires micritiques homogènes à patine grise et cassure gris-bleu, riche en Miliolides et débris de Bivalves. Le niveau sommital de ces calcaires est limité par une surface de discontinuité peu visible sur le terrain. [2]

b) Cénomaniens :

Le Cénomaniens du flanc Sud-ouest du massif de l'Oum Settas où se localise notre gisement correspond à une série lithologique essentiellement carbonatée d'une épaisseur de **300m** environ. [2]

Cette entité lithologique se présente de bas en haut comme suit :

Un niveau épais d'environ 25m, comprend des bancs décimétriques de calcaire sparitique gris à gris clair où on observe un banc de marne jaune à verdâtre sous forme de biseau en discordance avec ces bancs de calcaires (visible au niveau de la piste, cote 855m à l'ouest du gisement, Vue transversale à la direction des couches). [2]

Suite à ce niveau se dépose un terme plus épais (e~100m environ), de calcaires gris-blanc, microsparitiques, en bancs métriques dont les niveaux supérieurs de cette série s'enrichissent en débris de Rudistes. [2]

Cet ensemble est surmonté par une centaine de mètres de calcaires blancs massifs à débris de bivalve (les gradins 765/780m, 780/795m et 795/810m où la blancheur de la roche se concentre, sont riches en ce genre de fossiles). [2]

Au-dessus de ces formations, se dépose une autre série de près de 130m d'épaisseur comprenant des bancs d'ordre métriques de calcaire totalement biosparitique, gris blanchâtres, En allant plus vers le sommet ils montrent un amincissement progressif des bancs (e~ 60 à

70cm), et vers la fin de l'entité l'épaisseur devient de l'ordre de 30 à 50 cm avec une couleur gris clair à grise. [2]



Figure I.6 : Calcaires lités, micritiques, gris reposit à la fin de la série lithologique du gisement. [1]

I.6 Tectonique du gisement

Après avoir abordé l'aspect sédimentologique concernant notre gisement, on a déduit les faits ci-dessous :

- a) Le gisement présente un style tectonique très complexe qui est à l'origine de la perturbation sédimentologique tels que les hétérogénéités des épaisseurs et les variations de faciès. [1]
- b) Cinq (05) familles de linéaments ont été relevées :

NW-SE, N-S, NNE-SSW, NE-SW, NE-SW, et E-W.

On notera que les deux familles **NNE-SSW** et **NE-SW**, constituent un réseau de fractures qui représentent les deux grands accidents majeurs (de nature décrochant), traversant le gisement de l'amont vers l'aval dont le plus long (**L1**) est de l'ordre de **1000m** environ, ils sont entrecoupés par d'autres linéaments secondaires de direction **NW-SE**. [1]

En outre un grand réseau de diaclases conjugués affectant le gisement dans leur totalité (en formant des blocs losangiques) qui sont associés sans doute aux grands couloirs d'accidents cités ci-dessus ayant engendré des zones d'affaissement, broyées et mêmes des phénomènes de Karstification surtout au niveau des gradins en aval à l'Est de la carrière (cavernes de grande ampleur remplies d'argile, des oxydes de fer et de la calcite de recristallisation. [1]

N.B/ : Le risque sismique existe car la zone fait partie de l'axe sismique de l'Algérie du Nord.



Figure I.7 : Les grands couloirs de failles : L1 et L2. [1]

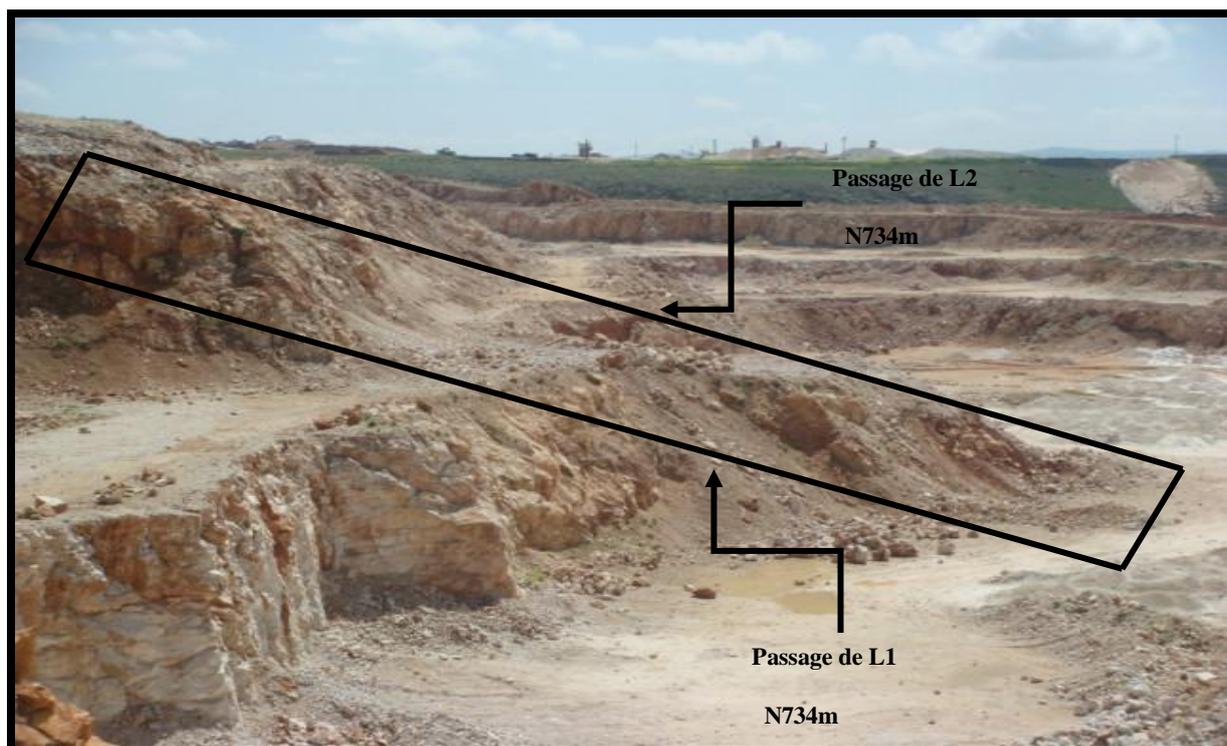


Figure I.8 : Passage des deux failles L1 et L2 au niveau 434m. [1]

I.7 Minéralogie du gisement

Le gisement d'El-Khroub contient trop d'éléments parmi lesquels on note :

Tableau I.2 : Les éléments qui existe au niveau du gisement d'El-Khroub. [1]

Elément	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P.F	Total
Min	0,05	0,12	0,00	53,56	0,10	0,13	0,009	0,05	42,46	98,58
Max	1,00	0,50	0,15	55,79	1,31	0,48	0,02	0,14	43,25	99,73
Moy	0,50	0,25	0,05	55,04	0,39	0,28	0,015	0,12	42,94	99,39

Conclusion

Le gisement de calcaire d'El-Khroub étudié pour l'alimentation de la carrière de l'ENG présente des caractéristiques assez complexes ; le massif rocheux se caractérise par une morphologie des couches inclinée de 15° à 25° ; le gisement est formé par des calcaires d'âge aptien surmontés par d'autres d'âge cénomane.

Introduction

Après avoir élaboré le projet d'exploitation sur la base de document géologique, on passe à la construction de la carrière qui consiste à creuser des tranchées d'accès et des découpages qui prépare le champ de la carrière à l'exploitation.

Une fois les travaux de construction de la carrière est fini on passe à la méthode d'exploitation qui caractérise le développement des travaux préparatoires, de découverte d'extraction dans l'espace.

II.1 Les réserves

D'après le degré d'étude et de recherche de la matière première en 1978 les réserves sont calculées en catégorie B et C1, où B=72.1 Mt et C1=58.3 Mt soit un total de 130.4 Mt.

Quand aux réserves, estimées en 1991 dans le cadre du projet de carbonate de calcium elles sont de l'ordre de 59.825.232 Tonne avec une tolérance de ± 31.052 Tonne.

Tandis qu'en ce qui concerne les réserves globales estimées dans l'études réalisée en 2002 sont spécifiées en catégorie B+C1, rependant aux exigences industrielles pour la production en carbonate de calcium qui sont de l'ordre de : 13 721 643 T avec 6 468 735 tonne de réserves probables, soit un total de près de 20 Mt. [1]

- 15 544 230 tonne pour la production des granulats.

- 9 213 789 tonne de Tout venant.

II.2 Mode d'ouverture

II.2.1 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 qui sont appelées les tranchées d'accès ou bien les tranchées de découpage qui prépare les champs de la carrière à l'exploitation et permet de réaliser un front initial pour travaux d'exploitation.

Lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, il est rationnel de choisir le mode d'ouverture qui reprendre aux conditions d'exploitation la plus efficace. [5]

Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend de quelques facteurs principaux sont les suivant :

II.2.1.1 Facteurs géologiques

- Relief la surface.
- Forme et dimension du gisement. [3]

II-2.1.2 Facteurs miniers

- La production prévue par le projet.
- La durée de vie de la carrière.
- Les moyens de melorisation et la sécurité de travail. [3]

II.2.1.3 Facteurs économiques

- Les dépenses pour la construction de la carrière.
- Les indices économiques de l'exploitation. [3]

Donc à partir de ces facteurs en peu choisir un schéma d'ouverture qu'il est en fonction de :

A- Relief du terrain

A.1 Relief plateure : on a

a- Leur position par rapport au contenu de la carrière :

Et nous distinguons :

- Les tranchées extérieures.
- Les tranchées intérieures. [3]

b- Le nombre de gradin quelles desserrent :

On distingue :

- Les tranchées isolées.
- Les tranchées de groupe.
- Les tranchées communes. [3]

c- Leurs destinations principales :

On distingue :

- Les tranchées uniques.
- Les tranchées doubles. [3]

A.2 Relief montagneux : on a

- Demi-tranchée d'accès.
- Demi-tranchée de découpage. [3]

B- Leurs durées de vie

Nous distinguons :

- Les tranchées principales ou stationnaires.
- Les tranchées temporaires. [3]

II.2.2 Accès à la carrière

Le gisement de calcaire d'El-Khroub à exploiter est situé dans un relief montagneux. L'accès au gisement se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut. Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière. [1]

II.2.3 Les étapes de creusement de la demi-tranchée d'accès

Etape 1 : la foration des trous de diamètre de 70 mm et de longueur qui varie de (0,8-2) m pour une plateforme de 4m.

Etape 2 : l'évacuation des roches à l'aide du bulldozer pour la plateforme de travail de 4m.

Etape 3 : après l'évacuation des roches abattus, on introduit les sondeuses, ces dernières forés des trous inclinés ou horizontaux dépassent largement les 10m.

Etape 4 : chargement des trous à explosif et on fait après le tir l'évacuation des tas abattus.

II.2.4 Paramètres technologiques des tranchées

- Angle de talus de demi-tranchée.
- Inclinaison longitudinale de demi-tranchée.
- La largeur de la demi-tranchée.
- La longueur de la demi-tranchée.
- Volume de la demi-tranchée. [5]

II.2.5 Calcul de paramètre des tranchées

II.2.5.1 Angle de talus de demi-tranchées d'accès et de découpage

L'angle de talus de demi-tranchée dépend des propriétés mécano-physiques des roches et de la profondeur de celles-ci. Les valeurs approximatives sont données dans le tableau ci-dessous : [5]

Tableau II.1 : Les angles des talus des tranchées. [5]

Types de tranchées	Angles des talus de tranchées			
	Dureté des roches			
	2-4	5-9	10-14	15-20
Accès	60°	65°	70°	80°
Découpage	60°	70°	75°	80°-85°

Dans la carrière d'El-Khroub la dureté de la roche est égale à 6, donc l'angle des talus des tranchées est égal : 65° pour la tranchée d'accès et de 70° pour la tranchée de découpage.

II.2.5.2 L'inclinaison longitudinal de demi-tranchée

Les valeurs de celle-ci est donnée dans le tableau suivant :

Tableau II.2 : Les différentes valeurs de i en (%). [5]

Types de transports	Valeur de i (%)
Voie ferrée	2-4
Camion	6-12
Convoyeur a bande	25-33
Skip	80-100

On a le transport est effectué par camion, donc on prend $i = 12\%$.

II.2.5.3 La largeur de la demi-tranchée d'accès

La largeur de la demi-tranchée d'accès dépend du mode de creusement et de la destination de celle-ci dont données dans le tableau ci-dessous :

Tableau II.3 : Les valeurs des tranchées. [5]

Destination des tranchées	Capacité des camions (t)	Largeur min (m)	Largeur max (m)
Deux voies	≤ 35	14	17
	≥ 40	15	20
Une voie	≤ 35	8	13
	≥ 40	9,5	16

Le transport au niveau de carrière est assuré par des camions, on a toutes les camions sont de capacité inférieure à 35 et la destination des tranchées se fait par deux voies.

La formule selon laquelle on détermine la largeur de la demi-tranchée est :

$$L_a = 2a + 2c + x ;(m)$$

Où :

- a : largeur du camion a =3,7m.
- c : largeur de la bonde de sécurité c=2 m.
- x : distance de croisement x=1m.

Donc :

$$L_a = (2.3,7) + (2.2) + 1.$$

$$L_a = 12,4m.$$

II.2.5.4 La largeur de tranchées de découpage

$$L_d = 2 (R_b + 0,5a + m) ;(m)$$

Où :

- R_b : Rayon de braquage du camion..... $R_b=9$ m.
- a : Largeur du camion.....a=3,7m.
- m : L'accotement.....m=1.

Donc :

$$L_d = 2[9 + (0,5 \cdot 3,7) + 1].$$

$$L_d = 23,7\text{m}.$$

II.2.5.5 La longueur du demi-tranchée d'accès

La longueur de demi tranchée d'accès est de 1500 m.

II.2.5.6 La longueur de tranchée de découpage

La longueur de demi-tranchée de découpage est égale à 200 m.

II.2.5.7 Le volume de demi-tranchée

Le volume de la demi-tranchée d'accès est calculé par la formule suivante :

$$V_a = (b^2 \cdot \sin \alpha_d \cdot \sin \beta_f \cdot L_a) / 2 \cdot \sin(\alpha_d - \beta_f); (m^3)$$

Où :

- b : La largeur de la demi-tranchée d'accès.....b=12,4 m.
- α_d : L'angle du bord de la demi-tranchée d'accès..... $\alpha_d = 65^\circ$.
- β_f : L'angle du flanc du couteau..... $\beta_f = 25^\circ$.
- L_a : La longueur de la demi-tranchée d'accès..... $L_a = 1500\text{m}$.

Donc :

$$V_a = (12,4^2 \cdot \sin 65^\circ \cdot \sin 25^\circ \cdot 1500) / 2 \cdot \sin (65^\circ - 25^\circ).$$

$$V_a = 68110,875 \text{ m}^3.$$

Le volume de la tranchée de découpage est calculé par la formule suivante :

$$V_d = (L_d^2 \cdot \sin \alpha_d \cdot \sin \beta_f \cdot L_b) / 2 \cdot \sin (\alpha_d - \beta_f); (m^3)$$

Où :

- L_d : La largeur de la tranchée de découpage..... $L_d = 23,7\text{m}$.
- L_b : La longueur de la tranchée de découpage (du premier niveau)..... $L_b = 200\text{m}$.

Donc :

$$V_d = (23,7^2 \cdot \sin 65^\circ \cdot \sin 25^\circ \cdot 200) / 2 \cdot \sin (65^\circ - 25^\circ).$$

$$V_d = 33174.81 \text{ m}^3.$$

Tableau II.4 : Principaux paramètres d'ouverture.

paramètres	symboles	Valeur	unités
Angle de talus de demi - tranchée d'accès	α_d	65	degré
Angle de talus de la tranchée de découpage	β_d	70	degré
La largeur de demi tranchée d'accès	L_a	12,4	m
Largeur de tranchée de découpage	L_b	23,7	m
Longueur de la demi-tranchée d'accès	L_a	1500	m
Longueur de la tranchée de découpage	L_b	200	m
Le volume de la tranchée de découpage	V_a	33174,81	m^3
Le volume de la demi-tranchée d'accès	V_d	19904,88	m^3

II.3 Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est l'ordre d'exécution des travaux de creusement et d'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle. Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants :

- La topographie du gisement.
- Les caractéristiques géologiques du gisement.
- La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Le mode d'ouverture adopté du gisement.
- Les dimensions des engins miniers et de transport.
- Les mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés. [7]

II.3.1 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert

En tenant compte des conditions géologiques et minières des gisements, les systèmes d'exploitation ont été classés suivant plusieurs facteurs. Parmi ces classifications, on a celles

proposées par **E. scheschko** (professeur à l'institut des mines de Moscou) et **V. Rjesky** (académisaient et recteur de l'institut des mines Moscou). [7]

II.3.1.1 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après E. Scheschko

L'indice principal utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la carrière ou mine à ciel ouvert. [7]

D'après cette classification ; on distingue trois groupes de méthodes, à savoir :

A- Groupe A

On a retrouvé toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travers de la carrière ou mine à ciel ouvert.

Système d'exploitation du groupe A

Les méthodes d'exploitation qui se définissent (ou se caractérisent) par le déplacement des stériles en travers de la carrière (du groupe A) sont celles qui utilisent les excavateurs à longue flèche. On n'y utilise pas par conséquent les moyens de transport des roches stériles. Cela veut dire que celles-là sont déplacées par des excavateurs au terril intérieur.

Ce groupe comprend des systèmes d'exploitation très variés dont les plus utilisés sont :

- A₁-systèmes d'exploitation dit sans transport.
- A₂-systèmes d'exploitation sans transport avec l'excavation réitérative (avec remaniement) des roches stériles.
- A₃-système d'exploitation avec emploi d'installation spéciale de transfert des stériles au terril intérieur. [7]

B- Groupe B

Il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en direction de la carrière.

Système d'exploitation du groupe B

Les méthodes d'exploitations avec le déplacement des stériles le long des fronts de travail du groupe B sont caractérisés par l'application pendant les travaux de découverte des moyens de transport tels que les camions, les convoyeurs, les wagons etc...

Ce groupe comprend parmi le principal système d'exploitation :

- B₁-méthodes d'exploitation avec l'évacuation des stériles par moyens de transport jusqu'aux terrils intérieurs.
- B₁-méthodes d'exploitation avec l'évacuation des stériles par moyens de transport jusqu'aux terrils extérieurs. [7]

C- Groupe C

Ce sont des méthodes avec des déplacements mixtes des stériles.

Système d'exploitation du groupe C

Les méthodes d'exploitation du groupe C utilisent les principes de celles des groupes A et B.

Lors de l'adoption des systèmes d'exploitation du groupe C, les stériles des gradins inférieurs sont transférés au terril intérieur par les draglines ou autres.

Ce groupe de méthodes d'exploitation est particulièrement utilisé lors des gisements horizontaux et inclinés avec une puissance de découverte très importante. [7]

II.3.1.2 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après l'académicien V. Rjevsky

V.Rjevsky a proposé une classification qui tient compte de plusieurs indices dont :

- La disposition des fronts de travail dans le plan.
- Le nombre de bords exploitables de la carrière ou mine à ciel ouvert.
- La direction de progression des travaux.
- La disposition des terrils par rapport au contour du champ minier.
- L'angle d'inclinaison des gites. [7]

Suivant ce dernier indice, V. Rjevsky a divisé tous les systèmes d'exploitation en deux groupes :

- Méthodes d'exploitation continues : pour les gisements horizontaux et peu inclinés.
- Méthodes d'exploitation de fonçage : pour les gisements semi-dressant et dressant. [7]

Tous les systèmes d'exploitation de ces deux groupes peuvent être classés de nouveau en quatre sous-groupes suivant la position des fronts de travail.

1. Longitudinale.
2. Transversale.
3. En éventail.
4. Annulaire.

Les systèmes d'exploitation du sous-groupe 1 et 2 peuvent être nommés suivant le nombre de bord exploitable comme suit :

- A bord unique.
- A deux bords.

Le sous-groupe 3 comprend deux classes :

- Avec un seul point d'inflexion du front de travail (méthode centrale).
- Avec deux ou plusieurs points d'inflexion (méthode dispersée).

Le sous-groupe 4 comprend lui aussi deux classes :

- Centrale.
- Périphérique. [7]

II.3.1.3 Classement d'E.scheschko

L'indice principale utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la carrière ou mine à ciel ouvert.

D'après cette classification, on distingue trois groupes de méthodes, à savoir :

- **Groupe A** : on y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travaux de la carrière ou mine à ciel ouvert.
- **Groupe B** : il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement de stérile en direction de la carrière.
- **Groupe C** : ce sont des méthodes avec le déplacement mixte des stériles.

Ce dernier classement est moins considérable que le classement de rjevsky.

II.3.2 Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation

II.3.2.1 Hauteur des gradins

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte des plusieurs facteurs dont :

- La sécurité des travaux.
- La productivité de la carrière.
- La qualité des minéraux.
- Les caractérisations du gisement.
- Le mode d'extraction.
- Les moyens de production.
- Le volume des travaux capitaux.

En général, lors de l'exploitation des gisements horizontaux et peu inclinés, la hauteur du gradin est déterminée en fonction de la puissance des couches des minerais et de stériles.

D'habitude toutes les couches sont divisées en gradin séparés de structure homogène.

Dans le cas des gisements dressant et semi-dressant, la hauteur est définie par les indices de perte et dilution du minerai, et la productivité de la carrière ou mine à ciel ouvert.

De point de vue économique, on sait que les dépenses d'exploitation diminuent avec l'augmentation de la hauteur des gradins, les prix de revient d'une tonne de minerai sont minimisés avec l'emploi de grandes hauteurs.

D'après la dureté de la roche, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (H_c) :

- Roche tendre : $H_g \leq H_c \text{ max.}$
- Roche dures : $H_g \leq 1,5H_c \text{ max. [5]}$

Dans le cas de notre carrière, $H_g = 15\text{m}$.

II.3.2.2 Largueur de l'enlevure

Lors du choix du largueur d'enlevure, on prend en considération :

- Les propriétés des roches.
- Le mode d'abattage des roches.

- Le type et les dimensions des engins de chargement. [5]

Dans le cas des roches tendres, on détermine la largeur d'enlevure d'après la relation suivante :

$$A = R_c (\sin\alpha + \sin\varphi); (m)$$

Où :

- R_c : Rayon de creusement de l'excavateur. (m)
- α : L'angle entre l'axe de translation et l'axe de la flèche de l'excavateur en position normale de creusement. (°degré)
- φ : L'angle entre l'axe de mouvement et l'excavateur et l'axe de la flèche dans sa position extrême. (°degré)
- φ_{\max} : (45°-50°). [5]

Dans les positions extrêmes de travail de creusement de l'excavateur, la largeur d'enlevure est égale à :

$$A_{\max} = R_c (\sin 90^\circ + \sin 45^\circ). m$$

$$A_{\max} = 1,7 R_c. m$$

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif, la largeur d'enlevure se détermine par la formule suivante :

$$A = w + (n-1) b ; (m)$$

Où :

- w : Ligne de moindre résistance.
 - n : Nombre de rangés de trous.
 - b : Distance entre deux rangés de trous. m
- lors d'une seule rangée, on a $A \approx w. m$
 - pour deux rangées de trous : $A = w+b. m$. [5]

Dans le cas de notre carrière on a un seul rangé d'où $A=3m$.

II.3.2.3 Largeur de la plate forme de travail

La largeur de la plateforme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques des roches, des dimensions du tas de roche abattue, des paramètres

techniques des engins de chargement et transport.

Dans l'exploitation minières à ciel ouvert, on tache toujours de minimiser la largeur des plateformes afin de réduire le taux de découverte, mais aussi elle doit être suffisante pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements.

Lors des roches tendres, la largeur minimale des plateformes en activités peut être définie comme suit :

$$L_{pt} = A/2 + R_d + L_c/2 + a + Z ; (m)$$

Où :

- A : Largeur d'enlevure. m
- L_c : Largeur du camion. m
- R_d : Rayon de déversement de l'excavateur. m
- a : Accotement. m
- Z : Largeur du prisme d'éboulement. m [5]

$$Z = Hg (ctg\alpha - ctg\gamma) ; (m)$$

Lors de l'emploi des travaux de forages et de tirs, on détermine la largeur minimale de la plateforme de travail de la façon suivantes :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Ba + Z ; (m)$$

Sachant que :

- A : Largeur d'enlevure. m
- X : Largeur réduite du tas de roches abattue. m

$$X = A (2K_f (Hg/Ht) - 1) ; (m)$$

- K_f : Coefficient de foisonnement des roches dans le tas.
- Hg, Ht : sont respectivement les hauteurs des gradins et du tas de roches abattues. m
- C : Distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport (T). m
- T : Largeur de la bande de transport (chaussée). m
- Ba : Largeur de la bonde auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations auxiliaires. m [5]

Conclusion

Le mode d'ouverture et la méthode d'exploitation sont toujours choisis par rapport à la forme du gisement et l'étude de faisabilité technique et économique et aussi ils sont liés à l'étude de sécurité dans la carrière. Dans les conditions de la carrière de L'ENG le mode d'ouverture est demi-tranchée d'accès dont la longueur est de 1500 m.

Introduction

Dans les travaux miniers l'opération de l'abattage des roches à partir de processeur de foration de chargement et de tir joue un rôle très important sur la bonne production d'entreprise.

La préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaire et admissible pour un travail rationnel et efficace de tous les processus complexe d'extraction, chargement, transport.

Dans les carrières actuelles on applique largement la méthode de préparation des roches par les travaux de forage et de tir qui comprend :

- La foration des trous.
- Le chargement des trous.
- Le tir.

III.1 Exigences principaux à la préparation des roches

La préparation des roches par explosion est très répandue dans les mines et les carrières à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

Il est établi que la qualité de préparation des roches à une influence importantes sur les indices techniques et économiques des processus technologique postérieur, et sur les indices principaux de travail des entreprises minières, malgré l'accroissement des capacités des engins minières de chargement et de transport, la qualité de la préparation des roches reste toujours sur le problème d'actualité surtout avec la tendance où les schémas technologiques contenus vont remplacer progressivement ce cyclique, et que l'on effectuera l'évacuation des roches abattus par convoyeurs

Les travaux de forage de tir en carrières doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches.
- Etat normal du pied du gradin c'est-à-dire la surface plate sans rebords.
- Formation du tas de la masse minière explosé avec forme et dimension nécessaires.

- Volume nécessaire de la masse explosée pour le travail régulier des engins de chargement.
- Action sismique minimale pour les installations au jour et l'environnement.
- Dépense minimale et grande sécurité du travail. [8]
- Les dimensions maximales admissibles des blocs des roches explosées sont limitées :
 - De la capacité de godet de l'excavateur(E), E= 3,2m.

$$d \leq 0,8\sqrt[3]{E}, \text{ m.}$$

$$d \leq 0,8\sqrt[3]{3,2}$$

$$d \leq 1,17 \text{ m.}$$

- Des dimensions d'ouverture du concasseur (B_{ou}), $B_{ou} = 1\text{m}$.

$$d \leq 0,8 B_{ou}, \text{ m.}$$

$$d \leq 0,8 \cdot 1$$

$$d \leq 0,8 \text{ m.}$$

- De la capacité de la benne du camion(V_c)

$$d \leq 0,5\sqrt[3]{V_c}, \text{ m.}$$

Pour le terex TA600, (V_c)=23,3m³

$$d \leq 0,5\sqrt[3]{23,3}$$

$$d \leq 1,42 \text{ m.}$$

Les morceaux de roche qui ne satisfont pas aux dépendances citées ci-dessus, on les considère comme les blocs hors gabarits et on le soumet au débitage secondaire. Donc, on peut conclure que le bloc hors gabarit est une notion relative, ayant les sens que pour les conditions concrètes ; pour notre cas les dimensions maximales des blocs doivent être égale ou inférieure à 0,8 m.

Avec cela l'absence ou bien la faible quantité des blocs hors gabarit n'est pas encore 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 fragmenté à telle granulométrie ou ces engins aient productivité maximale.

L'augmentation du volume des grosses fractions dans le tas des roches abattues diminue la pénétration des pièces travaillantes des engins d'extraction (godet d'excavateur, de chargeuse etc.) ce qui réduit sans doute leur rendement.

Outre cela, l'augmentation du volume des grosses fractions dans la granulométrie du tas de roches abattu provoque aussi la diminution du rendement des engins d'extraction, de chargement et transport à cause du mauvais compactage dans les récipients. Dans ce cas le coefficient d'excavation (k_{ex}) diminue considérablement, ce dernier est égal :

$$K_{ex} = \frac{Kr}{Kf} = \frac{Vg}{E.Kf}$$

- Kr : coefficient de remplissage du godet.
- Kf : coefficient de foisonnement des roches.
- Vg : volume de godet rempli par les roches. m^3
- E : capacité géométrique du godet. m^3

Donc le degré de fragmentation du massif à une grande importance pour le travail efficace des engins de processus postérieurs (extraction, chargement, transport, concassage, stockage et mise à terril.)

III.2 Choix du mode de forage et type de sondeuse

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

- La forabilité de la roche, qui dépend de la nature de cette dernière et de ses caractéristiques (résistance à la compression et abrasivité).
- De la structure du massif : hétérogénéités et discontinuités).
- Des caractéristiques d'exploitation : granulométrie recherchée, objectif de production
- De l'environnement : présence d'habitations, vibrations ; bruits et poussières,

Tableau III.1 : Choix de type de sondeuse. [4]

Sondeuse	Diamètres des trous (mm)	Indice de forabilité
A molette	160	5-10
	190-243	1-12
	246-262	8-14
A vis	125	7-3
	160	1-6
Rotto percutante	105-125	6-15
	185	10-25
	200	10-25
Thermique	180-400	12-25

Dans les conditions de la carrière d'ENG, ils utilisent une sondeuse de type ATLAS COPCO 580Y et un chariot de forage. Le tableau suivant nous montre les caractéristiques techniques de la sondeuse.

Tableau III.2 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPC 580Y.

Marque	Atlas Copco
Type	Ecm-580Y
Puissance du moteur	127kw
Diamètres du trou	105mm
Direction de forage	60°- 90°
Vitesse de rotation	0-132 tr/min
Vitesse de déplacement	3km/h
Profondeur maximale de forage	30m
Force de traction	78,5kN

Et un compresseur et un chariot, ce dernier est composé d'un assemblage de tiges de 3 mètres de longueur chacune et d'un marteau de type fond de trou de 0.9 mètres de longueur et de 105 millimètres de diamètre.



Figure III.1 : un chariot.



Figure III.2 : un compresseur.

III.2.1 Forabilité

La forabilité des roches est caractérisé par les efforts de compression et de cisaillement définie par l'indice de forabilité. Il est donné par la formule :

$$D_f = 0.007(\delta_{\text{comp}} + \delta_{\text{dép}}) + 0,7Y$$

Où :

➤ δ_{comp} : Résistance à la compression, kgf/cm³.

➤ $\delta_{\text{comp}} = 100 * f$, f : La dureté de la roche.....f=6.

Alors :

$$\delta_{\text{comp}} = 100 * 6.$$

$$\delta_{\text{comp}} = 600 \text{kgf/cm}^3.$$

➤ $\delta_{\text{dép}}$: résistance au déplacement, kgf/cm³.

Où :

$$\delta_{\text{dép}} = (0,2-0,33)\delta_{\text{comp}}.$$

Alors :

$$\delta_{\text{dép}} = 0,25 * 600 ;$$

$$\delta_{\text{dép}} = 150 \text{kgf/cm}^3.$$

Donc :

$$D_f = 0.007(600+150) + 0,7*2,7.$$

$$D_f = 7,4.$$

Tableau III.3 : Classification des roches selon l'indice de forabilité. [5]

Classe	Type de forabilité	D_f	Catégories
I	Très facile	1-5	1,2,3,4,5
II	Facile	5,5-10	6,7,8,9,10
III	Moyenne	10,1-15	11,12,13,14,15
IV	Difficile	15,1-20	16,17,18,19,20
V	Très difficile	20.1-25	21,22,23,24,25

Notre roche à une forabilité facile ($D_f=7,4$), pour ce là elle est classée dans la classe II et elle fait partie du catégorie (6,7,8,9,10).

D'après le tableau choix du type de sondeuse on choisit une sondeuse Roto percutante d'un diamètre de trou de 105 à 125.

III.2.2 vitesse de forage

Calculé par la formule suivante :

$$V_f = d/t ;(\text{m/min}).$$

Les calculs qu'on a fait au terrain sont résumé dans le tableau suivant :

Tableau III.4 : la durée de foration des trous.

Numéro de trou	Tr1	Tr2	Tr3	Tr4	Tr5	Tr6
Temps de déplacement (min)	2,21	3,32	8,19	1,35	2,52	1,22
Temps de foration(min)	17,49	24,50	16,10	19,37	16,20	17,20
Longueur de trou(m)	16	16	16	16	16	16

III.2.3 Longueur de trou totale

$$L_{\text{trTot}} = L_t \cdot N_{\text{tr}} ; (\text{m})$$

- L_t : Longueur de trou..... $L_t=16\text{m}$.
- N_{tr} : Nombre de trou..... $N_{\text{tr}}=6\text{trous}$.

Alors :

$$L_{\text{trTot}}=16.6.$$

Donc : $L_{trTot}=96$ m.

III.2.4 Temps de foration totale

$$T_{ftot} = \sum T_{ftr} ; (\text{min})$$

Où :

- T_{ftr} : Temps de foration d'un trou

Alors :

$$T_{ftot} = 17,49+24,50+16,10+19,37+16,20+17,20.$$

$$T_{ftot} = 110,77\text{min} = 1,84\text{h}.$$

Donc :

La vitesse de foration moyenne mesurée sur un trou de 16 m est :

$$V_f = 96/1,84 ; (\text{m/min}).$$

$$V_f = 52,17 \text{ m/h}.$$

III.2.5 Rendement de sondeuse

$$R_s = \frac{Tp \cdot Ku}{\frac{1}{V_f} + Taux} ; (\text{m/poste}).$$

Où :

- Ku : Coefficient d'utilisation de la sondeuse ; $ku = tr/tp$;

$$Ku = 7/8 ;$$

$$Ku = 0,875.$$

- Tp : Durée d'un poste de travail..... $tp = 8\text{h}$.
- V_f : Vitesse de forage..... $V_f = 52,17\text{m/h}$.
- $Taux$: Durée des travaux auxiliaire pour le forage d'un trou..... (0,03à0,09h).

$$Taux = 0,09\text{h}.$$

Donc :

La valeur du rendement de la sondeuse est donné par le rapport de la carrière et il est égale à :

$$R_s = 8 * 0,875 / (1/52 * 17 + 0,09)$$

$$R_s = 65,11 \text{ m /p.}$$

III.3 Choix de l'explosif

III.3.1 Définition d'un explosif

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté a haute température. [6]

III.3.2 Types d'explosifs utilisés dans les carrières

On distingue quatre types d'explosifs :

III.3.2.1 Les dynamites

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglicéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycole composant qui assure la qualité antigel de la dynamite.

La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et son à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine. [6]

III.3.2.2 Les explosifs nitrates

Les explosifs nitrates sont à la base d'ammonium 80% à environ et d'un explosif pure (TNT, Pentrite). [6]

III.3.2.3 Les émulsions

Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées d'une matrice liquide a base d'huile, l'ensemble étant stabilise par des tensioactifs. [6]

III.3.2.4 Les nitrates fuels (ANFO)

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huile minérale en générale du fuel domestique 6%. [6]

Tableau III.5 : Résume les caractéristiques des explosifs fabriqués on Algérie par l'ONEX[6]

Désignation	Densité g/cm ³	Vitesse de détonation	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1,4 - 1,5	4000 – 6000	Excellent	Roche dure et humide
Nitrates	1 – 1,15	4000 – 6000	Médiocre	Roche de dureté moyenne peu humide
Nitrates fuels	0,9	3000 – 4000	Faible	Roche de dureté moyenne et tendre
Emulsions	1,2 – 1,5	4000 – 5000	Excellent	Roche dure et humide

A la carrière d'ENG ils utilisent un mélange de deux explosifs Marmanit 3 et l'Anfomil.

Tableau III.6 : Caractéristiques des explosifs utilisés par l'ENG. [6]

Caractéristiques	Marmanit 3	Anfomil
Densité d'encartouchage (g/cm ³)	1,33	0,96
Vitesse de détonation (m/s)	6500	4100
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	80	75
Coefficients d'utilisation pratique (%)	1,18	1,16
Coefficients de self excitation (cm)	3	-
Ecrasement selon méthode de KAST (mm)	2,30	-

Sensibilité au choc (kgm)	2	2
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36
Volume de gaz (l/kg)	902	915



Figure III.3 : Marmanit 3.



Figure III.4 : Anfomil.

III.4 Calcule des paramètres des travaux de forage et de tir

III.4.1 Diamètre du trou

Dans le cas général, le diamètre doit être choisi en fonction de l'objectif de production, de la granulométrie et de coût global. Il conditionnera partialement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille). Le coût de foration diminue généralement avec l'augmentation de diamètre de foration.

$$D_t = 105\text{mm.}$$

III.4.2 Longueur de trou

Calculé :

La longueur de trou est calculée par la formule suivantes :

$$L_t = \frac{Hg}{\sin\beta} + L_{ex} ; (m)$$

Où :

➤ β : Angle d'inclinaison du trou..... $\beta = 85^\circ$.

➤ L_{ex} : Longueur de sous-forage du trou calculé par la formule suivante :

$$L_{ex} = K_s \cdot D_t ; (\text{m})$$

➤ K_s : Coefficient qui tient compte des propriétés physico-mécaniques des roches.

➤ $K_s = 10$ à 15 $K_s = 10$.

➤ D_t : Diamètre du trou..... $D_t = 105 \text{ mm}$.

Alors :

$$L_{ex} = 10 \cdot 0,105 = 1,05.$$

$$L_{ex} = 1 \text{ m.}$$

Donc :

$$L_t = \frac{15}{\sin 85} + 1.$$

$$L_t = 16,15 \text{ m.}$$

Utilisé :

La longueur de trou utilisé dans la carrière de l'ENG est de $L_t = 16 \text{ m}$.

III.4.3 Ligne de moindre résistance

Calculé :

La ligne de moindre résistance se détermine par expression suivante :

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4 \cdot m \cdot p \cdot q \cdot Hg \cdot L_t} - p}{2 \cdot m \cdot q \cdot Hg} ; (\text{m})$$

Où:

➤ P : Capacité métrique du trou, elle est calculée comme suite :

$$P = 785 \cdot D_t^2 \cdot \Delta ; (\text{kg/m})$$

Telle que :

- D_t : diamètre du trou..... $D_t = 105 \text{ mm}$.
- Δ : densité d'explosif, kg/dm^3 .

$$\Delta = \frac{(0,96.65)+(1,33.35)}{100}$$

$$\Delta = 1,09 \text{ kg/dm}^3.$$

$$P = 785.0,105^2.1,09$$

$$P = 9,43 \text{ kg/dm}.$$

- q : consommation spécifique d'explosif..... $q = 0,39 \text{ kg/m}^3$.
- m : coefficient de rapprochement du trou..... $m = 0,9-1,9$.

On prend $m = 1$.

$$W = \frac{\sqrt{(9,43)^2 + 4.0,39.9,43.15.16} - 9,43}{2.1.0,39.15}$$

$$W = 4,33 \text{ m}.$$

Après les calculs la ligne de moindre de résistance, on vérifie la condition suivante :

$$W_s \geq 15(\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\beta) + C ; (\text{m})$$

Où :

- α : Angle du talus du gradin..... $\alpha = 85^\circ$.
- C : La distance de sécurité entre le centre du trou et l'arrête supérieur du gradin..... $C = 2$.

$$W_s \geq 15(\text{ctg}85^\circ - \text{ctg}85^\circ) + 2$$

$$W_s = 2.$$

Donc la relation est vérifiée.

Utilisé :

La ligne de moindre résistance utilisée dans la carrière de l'ENG est de 3m.

III.4.4 Distance entre les trous

Calculé :

C'est la distance d'une même rangée qui porte le nom d'espacement, elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = m.W ; (m)$$

Donc :

$$a = 1.4,33$$

$$a = 4,33 \text{ m.}$$

Utilisé :

La distance entre les trous utilisé dans la carrière de l'ENG est : $a = 3,5\text{m}$.

III.4.5 Nombre de rangées

Le tir s'effectuera sur 2 rangées de trou.

La distance entre les rangées :**Calculé :**

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Elle est déterminée d'après la relation suivante :

$$b = w ; (\text{tir à micro retard})$$

Alors :

$$b = 4,33\text{m.}$$

Utilisé :

La distance entre les rangées dans la carrière est : $b = 3,5\text{m}$.

III.4.7 Calcul de la consommation spécifique de projet de l'explosif

La consommation spécifique d'explosif du projet est déterminée par la formule empirique basée essentiellement sur les paramètres naturels et techniques retenue par le projet.

Le but de la détermination de la consommation spécifique d'explosif du projet consiste à améliorer les indices techno-économiques d'une tonne de minerai extraite et assurer une sécurité suffisante par le personnel, les équipements et parfois les zones urbaines.

Calculé :

La consommation spécifique d'explosif du projet est déterminée par la formule suivante :

$$Q_s = q_{et} * K_{ex} * K_f * K_d * K_c * K_v * K_{sd} ; (\text{Kg/m}^3)$$

Avec :

- Q_{et} : Consommation spécifique d'explosif étalon (tirabilité des roches), elle est déterminée par la formule suivante :

$$Q_{et} = 0.02(\delta_{comp} + \delta_{tr} + \delta_{dep}) + 2Y ; (\text{g/m}^3).$$

Telle que :

- δ_{comp} : la résistance à la compression, elle est déterminée par la formule suivante :

$$\delta_{comp} = 100 * f ; (\text{kgf/cm}^3).$$

- f : la dureté de la roche..... $f=6$.

Alors :

$$\delta_{comp} = 6 * 100 ;$$

$$\delta_{comp} = 600 \text{kgf/cm}^3.$$

- δ_{tr} : la résistance à la traction, elle est déterminée par la formule suivante :

$$\delta_{tr} = (0.08-0.12)\delta_{comp} ; (\text{kgf/cm}^3).$$

$$\text{Alors : } \delta_{tr} = 0.1 * 600 ;$$

$$\delta_{tr} = 60 \text{kgf/cm}^3.$$

- δ_{dep} : la résistance au déplacement, elle est déterminée par la formule suivante :

$$\delta_{dep} = (0,2-0,33)\delta_{comp} ; (\text{kgf/cm}^3).$$

Alors :

$$\delta_{dep} = 0,25 * 600.$$

$$\delta_{\text{dép}} = 150 \text{ kgf/cm}^3.$$

- γ : La densité du minéral..... $\gamma=2,7$.

Donc :

$$Q_{\text{et}} = 0,02 (600+60+150) + 2,2, 7 ;$$

$$Q_{\text{et}} = 21,6 \text{ g/m}^3.$$

❖ Tirabilité des roches

- Pour les roches a tirabilité facile. Catégories 1, 2, 3, 4,5.

$$Q_{\text{et}} \leq 10 \text{ g/m}^3$$

- Pour les roches a tirabilité moyenne. Catégories 5, 7, 8, 9,10.

$$Q_{\text{et}} = 10,1 \div 20 \text{ g/m}^3$$

- Pour les roches a tirabilité difficile. Catégories 11, 12,13 ,14,15.

$$Q_{\text{et}} = 20,1 \div 30 \text{ g/m}^3$$

- Pour les roches a tirabilité très difficile. Catégories 16,17,18 ,19,20.

$$Q_{\text{et}} = 30,1 \div 40 \text{ g/m}^3$$

- Pour les roches a tirabilité extrêmement difficile, catégories 21,22,23,24,25.

$$Q_{\text{et}} = 40,1 \div 50 \text{ g/m}^3$$

Dans notre cas on a $Q_{\text{et}} = 21,6 \text{ g/m}^3$ d'où on a une tirabilité difficile de catégories 11,12,13 ,14,15.

- K_{ex} : coefficient qui tient compte de la conversion de l'explosif étalon et celui utilisé, il est calculé par la formule suivante :

$$K_{\text{ex}} = A_{\text{ét}}/A_{\text{ut}}.$$

Où :

- $A_{\text{ét}}$: Aptitude au de l'explosif étalon..... $A_{\text{ét}}=360\text{cm}^3$.
 ➤ A_{ut} : Aptitude au travail de l'explosif utilisé, elle est calculée par la formule suivante :

$$A_{ut} = A_{ut1} \cdot (\%) + A_{ut2} \cdot (\%).$$

Où :

- A_{ut1} : Aptitude au travail du marmanit $A_{ut1}=360\text{cm}^3$.
- A_{ut2} : Aptitude au travail de l'anfomil..... $A_{ut2}=320\text{cm}^3$.
- (%) : Pourcentage de la quantité totale de l'explosif utilisé.
- (%) : du marmanite.....65%.
- (%) : du l'anfomil.....35%.

Alors :

$$A_{ut} = (320 \cdot 65) + (360 \cdot 35) / 100 ; (\text{cm}^3).$$

$$A_{ut} = 334 \text{ cm}^3.$$

Donc :

$$K_{ex} = 360 / 334 ;$$

$$K_{ex} = 1.07.$$

- K_f : Coefficient qui tient compte de l'influence de la fissuration du massif à exploser, il est calculé par la formule suivante :

$$K_f = 1.2L_m + 0.2.$$

Où :

- L_m : Dimension moyenne du bloc dans le massif..... $L_m=1\text{m}$ (fissurations moyennes).

Donc :

$$K_f = (1.2 \cdot 1) + 0.2 .$$

$$K_f = 1,4.$$

- K_d : Coefficient qui tient compte de fragmentation des roches, il est calculé par la formule suivante :

$$K_d = 0.5/d_m.$$

- d_m : Dimensions moyenne du bloc dans le cas des roches abattues qui dépend des paramètres de chargement et de transport, elle est déterminée par la formule suivante :

$$d_m = (0.2-0.5) \sqrt[3]{E}; (m).$$

Où :

- E : La capacité du godet.....E=3.2m³.

Alors :

$$d_m = 0.3m.$$

Donc :

$$K_d = 0.5/0.3.$$

$$K_d = 1,66.$$

- K_c : Coefficient qui tient compte de concentration réelle de la charge

$$k_c = 0,8.$$

- K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence de la hauteur du gradin, il est calculé par la formule suivante :

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}}$$

- Hg : Hauteur de gradin.....Hg=15m.

Donc :

$$K_v = \sqrt[3]{15/15}$$

$$K_v = 1.$$

- K_{sd} : coefficient qui tient compte la disposition de la charge et le nombre de la surface dégagé.

$$K_{sd} = 8.$$

$$Q_s = 21,6.1,07.1,4.1,66.0,8.0,16.8.$$

$$Q_s = 391,88 \text{ g/m}^3 = 0,39 \text{ kg/m}^3.$$

Utilisé :

La consommation spécifique utilisé dans la carrière de l'ENG est Q_s= 380g /m³.

III.5 Chargement et transport

III.5.1 Chargement des roches

III.5.1.1 Généralités

Le chargement des roches abattues est un processus important contribuant au rendement d'une entreprise, le chargement s'effectue par des engins miniers tel que : les pelles mécaniques et les chargeuses.

Leur choix dépend pratiquement de celui des autres matériels et leur mise en œuvre.

On retiendra de même que la hauteur des gradins est adoptée en fonction du paramètre technique des moyens de chargement (extraction).

Considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert, les engins de chargement définissent le niveau de la production de la carrière.

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement est basée sur les facteurs naturels :

- La matière des roches.
- La méthode d'exploitation.
- La production envisagée.
- Les mesures de sécurité.

L'adaptation des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves du gisement.

III.5.1.2 Rendement des engins de chargement

Rendement des engins de chargement dépend :

- Type d'engin.
- Capacité du godet.
- Temps de cycle.
- Densité et granulométrie de la roche abattue.
- En fin le niveau de maîtrise de l'engin par les opérateurs.

Le rendement de la chargeuse est déterminé par la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \cdot E_g \cdot T_p \cdot K_u \cdot K_r \cdot \gamma}{T_c \cdot K_f} ; (t / \text{poste}).$$

Où :

- E_g : Capacité du godet en T..... $E_g = 3.2m^3$.
- T_p : Durée d'un poste en heure..... $T_p = 7h$.
- K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant le poste..... $K_u = 0,57$.
- K_f : Coefficient de foisonnement des roche..... $K_f = 1,6$.
- T_c : le temps de cycle d'une chargeuse..... $T_c = 18s$.

D'où :

$$R_{ch} = \frac{3600 \cdot 3,2 \cdot 7 \cdot 0,57 \cdot 2,7 \cdot 0,8}{18 \cdot 1,6} = \frac{3447,36t}{\text{poste}}$$

$$R_{ch} = 3447,36 \text{ t/poste}$$

III.5.1.3 Nombre de chargeuse

Le nombre de chargeuse nécessaire de chargeuse pour assurer la production de la carrière est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{N_{ch} \cdot N_{jour}} ; (\text{chargeuse})$$

Où :

- P_{an} : La production annuelle de la carrière= 1550609t/an.
- N_{jour} : : Nombres des jours ouvrables par année= 365 jours.

Donc :

$$N_{ch} = \frac{1550609}{6656 \cdot 365} = 0,64 \approx 1 \text{ chargeuse / poste}$$

III.5.2 Transport

Le déplacement de la matière abattue du chantier vers la zone de déchargement et traitement est un procédé technologique très important dans les carrières.

Avant le choix des engins de transport il faut prendre en considération :

- Le mode d'ouverture du gisement.
- La méthode d'exploitation.
- Le mode de la mise a terrils.
- La distance entre le front de travail et le point de déchargement.
- La matière a transporté.
- La production de la carrière.
- Les conditions géologiques et les dimensions de la carrière.

En fonction de ces éléments on peut choisir parfaitement les engins de transport les Plus Adéquates pour ce type de travaux.

A cause des reliefs et les dimensions de la carrière, ainsi que la simplicité d'organisation de travail par camion, on trouve que les camions sont le Meilleur choix pour ces travaux.

III.5.2.1 Rendement du camion

$$R_{ca} = \frac{60.Gnom.Kuc.Ku.Tp}{Tc} ; (t/poste)$$

Où :

- Gnom : Capacité de charge nominale du camion..... Gmon = 60t.
- K_{uc} : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion..... K_{uc} = 0,90.
- Ku :(0 ,7/ 0,8) : Coefficient d'utilisation pratique du camion..... Ku = 0,8.
- Tp : Temps d'un poste.....Tp =10 heures.
- Tc : Temps de cycle du camion.....Tc = 21,84 min.

$$R_{ca} = \frac{60.60.0,9.0,8.10}{21,84} = 1186,8 t/poste$$

III.5.2.2 Le nombre des camions

$$N_c = \frac{Pj.Kir}{Rca.Np} ; camion$$

$$N_c = \frac{4248,24.0,9}{1186,8.1} = 3,22 \approx 4 camions.$$

Conclusion

Les travaux de forage et de tir est une opération très sensible, le moindre changement de l'un de ces paramètres va causer une grande variation aux résultats finales de tir.

Le chargement est l'opération de faire charger les camions par le produit pour le transporter vers le point de déchargement. D'où la carrière de l'ENG utilise une seule chargeuse et quarts camions.

Introduction

La structure d'un massif a une influence directe sur le tir. Elle détermine tout d'abord, la taille des blocs in situ, elle conditionne la mise en œuvre du tir (foration et plan de tir), le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif.

IV.1 Les paramètres liés aux tirs

La discussion ci-dessus donne une idée de la complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux. Toutefois, nous pouvons classer les variables et les paramètres qui interviennent selon que ces paramètres sont contrôlables ou non comme indiqués dans le Tableau IV.1. [9]

Tableau IV.1 : Paramètres de tir de mines. [9]

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement contrôlables
<p>Paramètres géométriques</p> <ul style="list-style-type: none"> - Diamètre du trou - longueur de foration - surprofondeur de foration - inclinaison du trou - longueur de bourrage - matériel de bourrage - hauteur de talus - géométrie de maille - rapport espacement/banquette (rapport de maille) - configuration globale de la géométrie du tir - direction de tir - nombre de faces libres - taille de volé 	<p>Paramètres du massif en place</p> <ul style="list-style-type: none"> - géologie - résistance et propriétés de matériaux - discontinuité préexistantes dans le massif
<p>Paramètres liés à l'énergie explosive</p> <ul style="list-style-type: none"> - type d'explosif utilisé 	<p>Paramètres hydrologiques</p> <ul style="list-style-type: none"> -eau (quelquefois maîtrisable)

<ul style="list-style-type: none"> - énergie (choc, gaz) - configuration de chargement - méthode de chargement - type d'amorçage - séquence d'initiation 	<p>Autres</p> <ul style="list-style-type: none"> - temps
---	--

Dans le cas de la carrière de l'ENG on va baser sur les paramètres incontrôlables (le problème des discontinuités).

IV.2 Les paramètres incontrôlables

IV.2.1 Influence de la matrice rocheuse

Globalement les caractéristiques de la matrice rocheuse influent beaucoup sur les performances de la foration et la transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci.

Les caractéristiques de la matrice rocheuse et leurs influences sur le tir à explosif sont présentées dans le tableau (IV.2) suivant

Tableau IV.2: La matrice rocheuse et son influence sur le tir. [9]

Eléments	Mesure et analyse	Influence sur le tir
<ul style="list-style-type: none"> -Composition minéralogique. - Micro fracturation -Altération, présence d'hétérogénéité. 	<ul style="list-style-type: none"> -Analyse géologique et minéralogique -Ultrasons(indice de continuité) -Diagraphie 	<ul style="list-style-type: none"> - Choix de la méthode de foration -Efficacité de la foration. -Fragmentation et micro fragmentation des blocs -Difficulté de la foration. - Stabilité des trous. -Transmission de l'énergie explosive. -Adaptation du plan de tir - Risque de projection des blocs- Venues d'eau

- propriétés physiques - densité - porosité	- Mesure au laboratoire	- Transmission de l'énergie explosive au massif. - Présence d'eau, propagation des fissures créent par le tir.
-propriétés mécaniques (résistance à la traction et à la compression)	-Essai mécanique en laboratoire	- Facilité de la foration et la Fragmentation de la roche
-propriétés abrasives	-Essais en Laboratoire (Indice LCPC)	-Usures des outils de foration.

En 1997, B. Muller a proposé une classification à partir de l'analyse du graphe de la variation de l'impédance en fonction de la blocométrie (fig IV.1). B. Muller a mis en évidence le fait que les difficultés rencontrées pendant l'opération d'abattage dépendaient en partie du type de roche abattu. [10]

En effet, si la roche en question est de nature sédimentaire, sa fragmentation en sera grandement facilitée. Cette dernière devient moins aisée en présence de roches métamorphiques. Enfin, l'abattage devient très difficile lors qu'il s'agit de roches magmatiques. Le massif rocheux de la carrière de l'ENG étant en grande partie de nature sédimentaire, le taux de fragmentation y est donc naturellement assez élevé. [10]

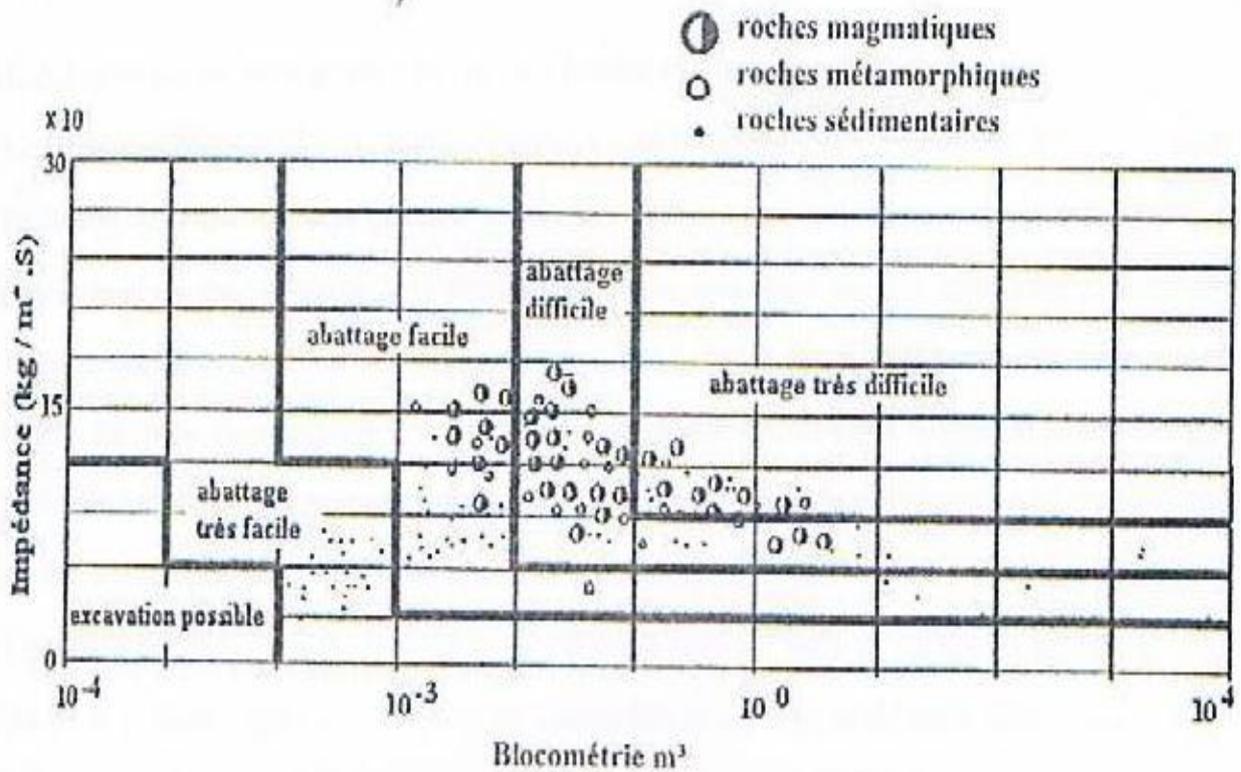


Figure IV.1 : Classification de la facilité d'un massif rocheux à être abattu en fonction de la matrice rocheuse d'après B.MULLER, 1997. [10]

IV.2.2 Influence de l'hétérogénéité du massif

La principale caractéristique d'un massif rocheux est d'être hétérogène, ce qui vient compliquer la conception et la réalisation d'un tir, cette hétérogénéité affecte la structure du massif en fonction des contraintes tectoniques subies historiquement (présence de discontinuités) où sa nature, en effet plus on a la présence de discontinuités, plus la continuité de la matrice peut être affectée par la présence d'hétérogénéité d'origine syngénétique (variation lithologique d'une série sédimentaire où métamorphique) où post-génétique (altération), le tableau (IV.3) suivant représente les principales hétérogénéités rencontrées dans une série sédimentaire d'un massif.

Tableau IV.3 : les principales hétérogénéités des roches sédimentaires.

Roche sédimentaire (calcaire)
1-Hétérogénéités syngénétiques -variations latérales et verticales des faciès. -présence de blocs. -Structure synsédimentaire. (plan et joints de stratification).
2- Hétérogénéités post-génétiques. - Altération -L'latérisation (dissolution : vides, Karst). -Tectonique (structure) (fracturation, failles,).

Le massif rocheux de la carrière de l'ENG se caractérise par une hétérogénéité post-génétique.

IV.2.2.1 Adaptation d'un plan de tir en fonction de l'influence des hétérogénéités

Les hétérogénéités ou les variations latérales où en profondeur de la nature de la roche vont aussi perturber le bon fonctionnement du tir si elles ne sont pas prises en compte dans sa conception, notamment la transmission de l'énergie explosive sera fonction des contrastes des propriétés induites par la présence et le volume respectif de roche de nature différentes. Un changement de nature de roche va correspondre à une différence de dureté, il faut alors adapter le plan de tir à cette nouvelle situation (espacement entre trous, énergie spécifique de l'explosif...etc), [11]

Lorsqu' une zone de faiblesse, voire du vide est détectée dans un forage, la charge de colonne devra être interrompue par un bourrage intermédiaire au niveau de cette discontinuité(fig IV.2 et IV.3) afin que l'énergie explosive soit libérée dans les zones massives et ne s'échappe pas sans travailler dans la discontinuité en provoquant des projections aériennes dangereuses c'est en particulier le cas des zones Karstiques pour les massifs calcaires fig (IV.4) qui montre par exemple le risque résultant de la présence des zones de faiblesses (d'après M. Kiszlo, 1995). [11]

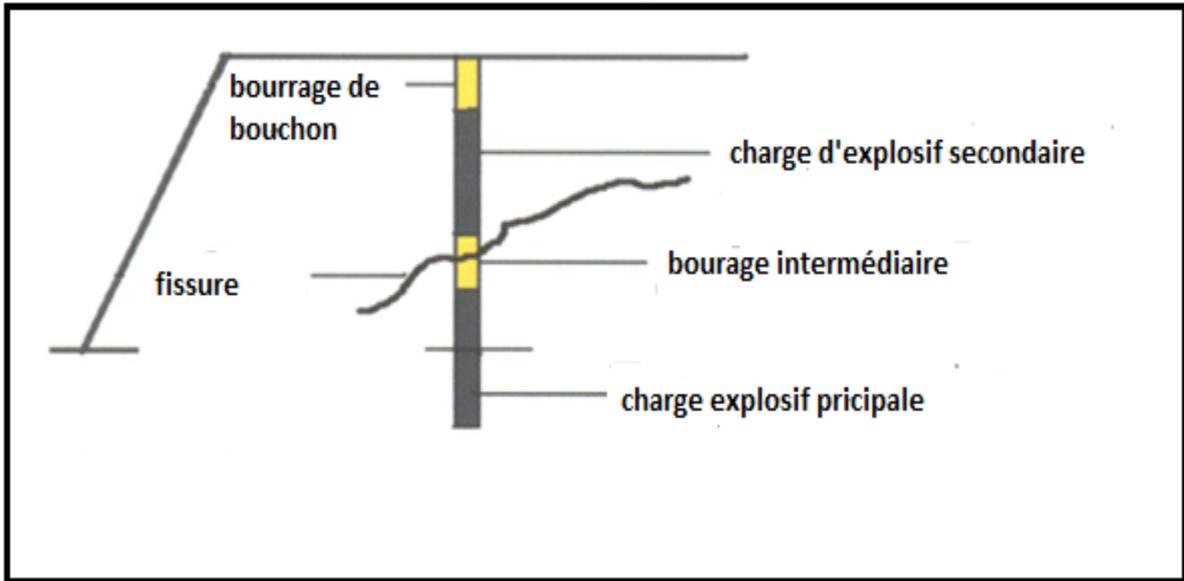


Figure IV.2: Emploi du bourrage intermédiaire en présence d'une fissure. [11]

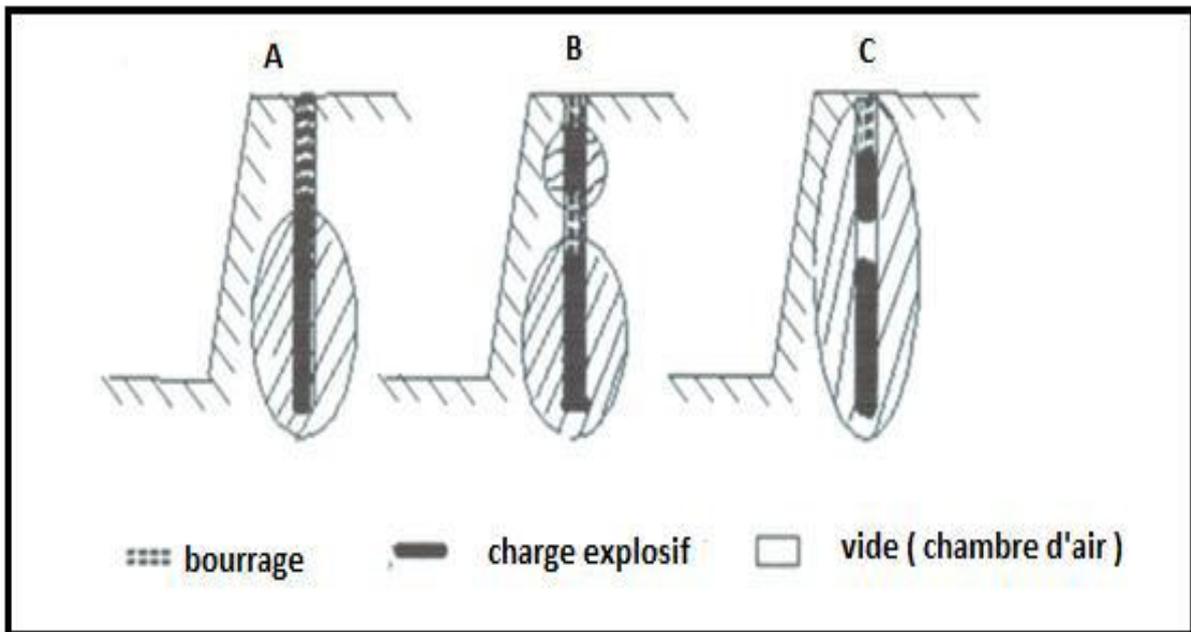


Figure IV.3: Les zones de fragmentations avec du bourrage intermédiaire. [11]

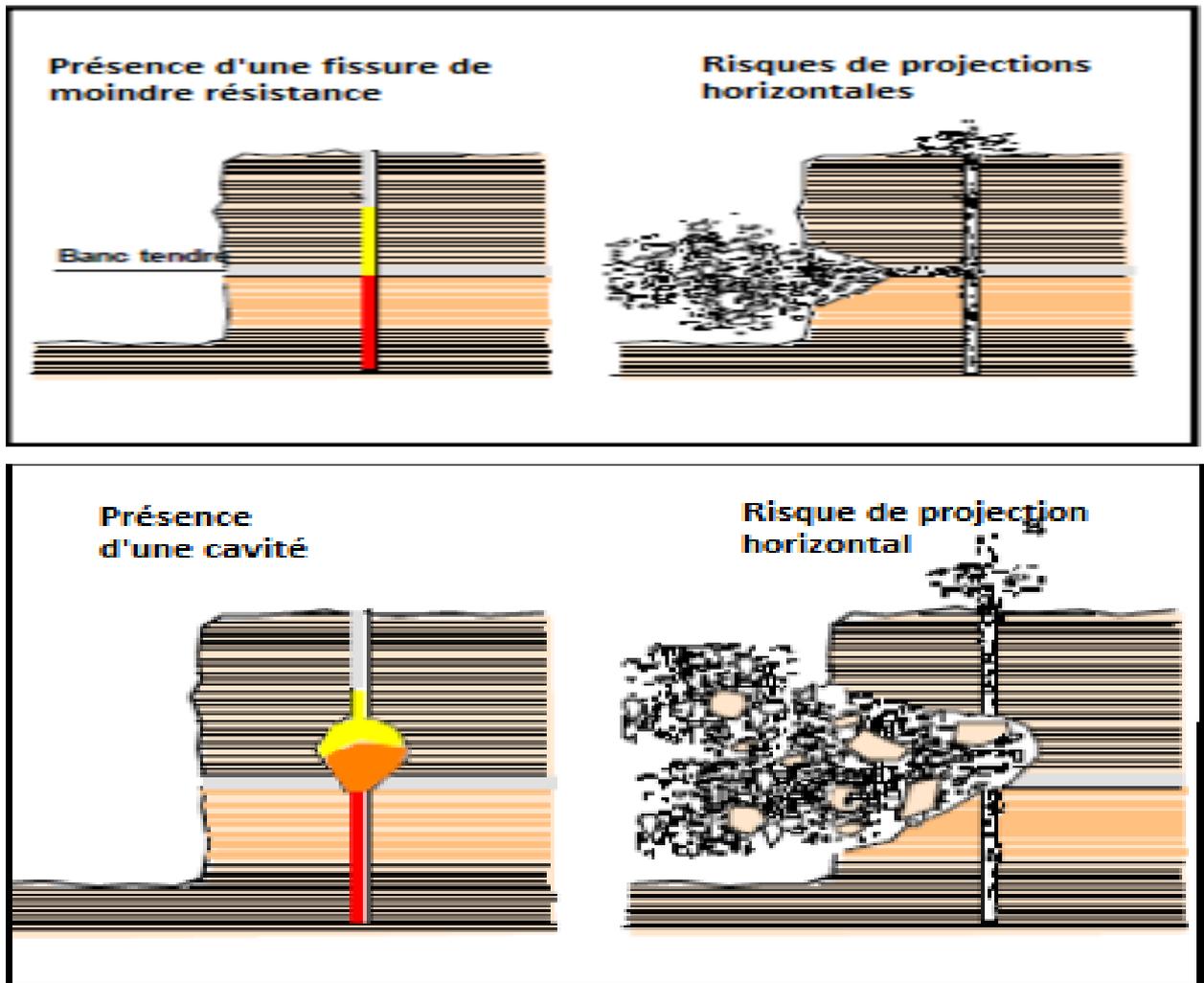


Figure IV. 4 : Risque de projection résultant de la présence d'hétérogénéités et des zones de faiblesse d'après M. Kiszlo, 1995). [11]

Une bonne connaissance préalable du massif et de toute ses caractéristiques est la clé pour la réussite d'un bon plan de tir. En effet, les hétérogénéités du massif peuvent être constituées de niveaux où zones plus résistantes et lorsque le bourrage des trous de mine, qui est destinée à diriger l'énergie explosive vers le massif rocheux, est située dans un niveau plus résistant, ce bloc n'est que peu ou pas fracturés et la pousser vers le haut provoqué par la détonation tend à le soulever. Cela mène à la formation de blocs « hors format » gênant les opérations de chargement et de transport. Les hétérogénéités, et les discontinuités plus particulièrement, peuvent également perturber les opérations de forage et tirs en diminuant leur efficacité et en induisant des instabilités avec danger de chute de blocs sur l'atelier de chargement. Ce scénario peut être évité si l'opération de sautage est réalisée après dégagement mécaniques.

De façon générale la présence d'hétérogénéités nature vient compliquer la mise en œuvre du tir et son fonctionnement. Il faut toujours adapter au cas par cas le plan de tir (choix de la maille, type d'explosif et sa répartition, énergie spécifique à mettre en œuvre) pour obtenir un résultat satisfaisant.

IV.2.3 Influence des discontinuités

IV.2.3.1 Définition d'une discontinuité

On définit une discontinuité dans un massif rocheux par une surface qui interrompt la continuité physique du milieu sain (Tahiri, 1992). Les discontinuités peuvent être de diverse nature. Généralement on distingue :

- **Les joints stratigraphiques** : ils marquent une discontinuité dans le phénomène de sédimentation, séparant deux couches de même nature pétrographique. Ils sont caractérisés par une grande extension.
- **Les joints tectoniques** : ce sont les diaclases. Ils sont souvent perpendiculaires ou obliques aux joints de stratifications ou à la schistosité. Ils ne présentent pas de trace de mouvement et ils ont une extension limitée.
- **Les fentes de tension** : elles sont formées sous l'effet d'une traction qu'a subi le Massif au cours des mouvements tectoniques. Elles sont souvent remplies de cristallisation de calcite ou de quartz.
- **Les failles** : elles résultent de la rupture d'une zone du massif qui a subi un grand effort de cisaillement. Elles représentent ainsi des discontinuités séparant deux grandes entités du massif. Elles sont caractérisées par une grande extension et souvent un remplissage de matériau broyé et altéré, parfois des recristallisations. [9]

IV.2.3.2 Les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir

Au niveau de la carrière de l'ENG, nous avons identifiés un seul type de discontinuités c'est des failles.

Les failles correspondent fréquemment à une zone broyée. Elles perturbent la continuité de la stratigraphie et des affleurements. Certaines failles, qui ont un faible rejet, peuvent passer inaperçues, leur continuité à travers le massif rocheux, leur faible résistance au

cisaillement du eau fait que les lèvres ont déjà subi un déplacement relatif, contribuent à en faire des surfaces potentielles de glissement particulièrement dangereuses.

Donc les discontinuités ont une influence très importante sur le tir, elles conditionnent la mise en œuvre du tir (foration et plan de tir), le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif et peuvent occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou de gradin (talus), les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir sont présentées dans le tableau (IV.4) suivant : [11]

Tableau VI.4 : Les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir. [11]

Eléments	Mesure et analyse	Influence sur le tir
-Géométrie (orientation, extension, espacement, fréquence, densité de discontinuités). Qualité du massif RQD, RMR. -Propriétés mécaniques (cohésion et angle de frottement). -Caractéristiques du remplissage (nature et épaisseur).	- Analyse structurale et géologique norme, ISRM. - Test de cisaillement au laboratoire. - Analyse géologique	- Blocométrie du massif. -Direction du tir / orientation des fronts. - Facilité et précision de forage : déviations, conséquence sur la maille. - stabilité du trou de tir, du front de la paroi. - Développement et intensité des effets arrière. - Efficacité du tir en termes de transmission de l'énergie explosive, consommation de l'explosif. - stabilité des fronts.

IV.2.3.3 Effets des discontinuités naturelles

Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers ; Dans les cas extrêmes, elles conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécaniques du massif ou de l'explosif.

Ces discontinuités peuvent intervenir selon leur orientation, fréquence, continuité, matériau de remplissage et épaisseur et caractéristiques mécaniques.

Il est donc clair qu'il faudrait les prendre en compte dans la mise en œuvre des tirs miniers. Malheureusement, aucune règle explicite n'est aujourd'hui disponible pour pouvoir tenir compte quantitativement de leurs effets dans les tirs minier. Aux mieux, des règles de l'art existent, basées sur des expériences (réduites en nombre), pour aider l'exploitant. [10]

La connaissance actuelle sur la fragmentation à l'explosif des massifs fracturés est assez limitée. Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone. En revanche, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée.

Les gaz générés par l'explosion s'échappent par les discontinuités lorsque celles-ci sont ouvertes. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Généralement, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.

Lorsque les discontinuités sont remplies, le matériau de remplissage détermine la façon dont les discontinuités vont agir pendant le tir, ceci dépendant surtout de son épaisseur et de son impédance par rapport au massif.

Conclusion

Pour un bon résultat de tir il faut bien choisir une meilleure répartition de la charge correspond aux caractéristiques du massif rocheux, son hétérogénéité (prendre en considération les discontinuités préexistantes dans le massif).

Introduction

A cause des deux failles qui se trouvent au niveau du gisement, une grande quantité d'argile s'est regroupé dans ces zones. Pendant le tir de ces dernières on tombe toujours sur le problème des hors gabarits. D'où on a essayé de trouver une solution pour empêcher ce genre de problème.

Cette étude est réalisée sur le gradin 855.

Ce gradin est composé de deux couches :

- Une première couche de calcaire d'épaisseur 5m et une couche d'argile de 1 m d'épaisseur.
- Une autre couche de calcaire et une deuxième couche d'argile d'épaisseur 3 et 2m.
- A la fin une troisième couche de calcaire d'épaisseur 4m.

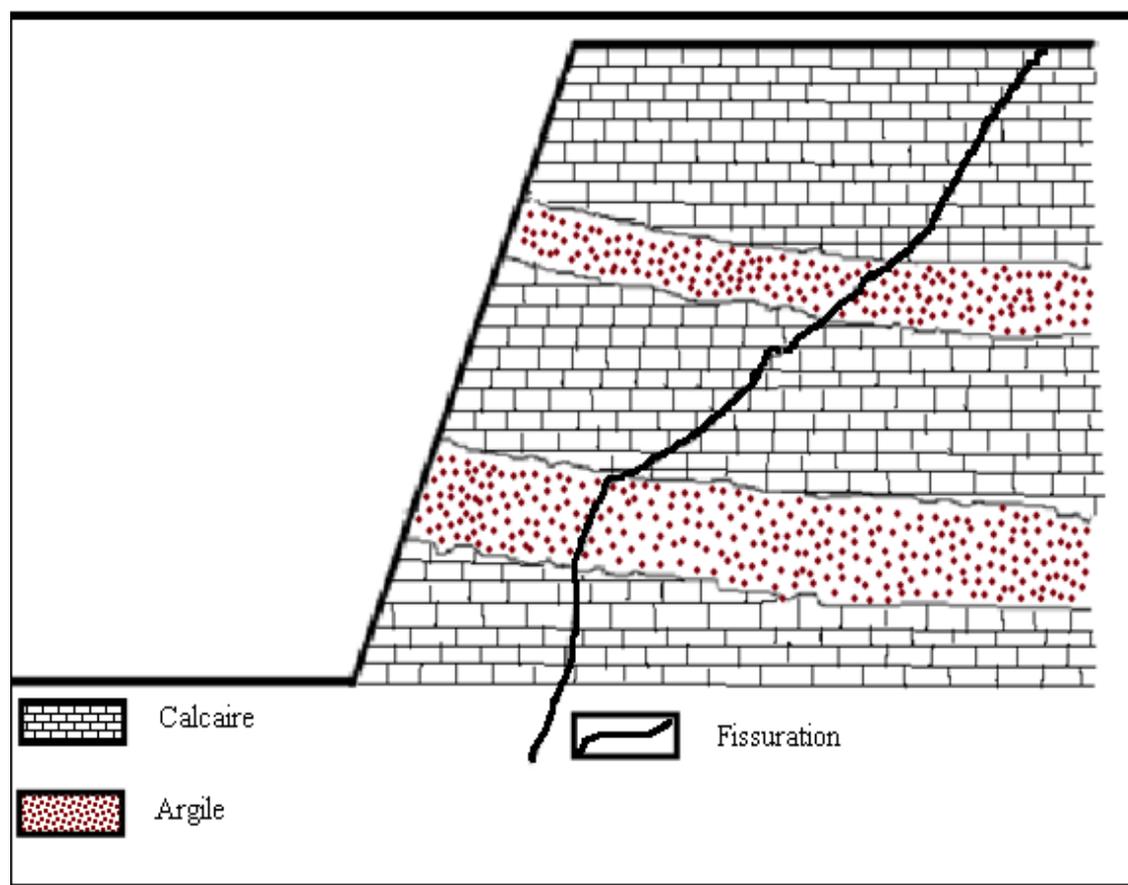


Figure V.1 : Coupe représentative des couches dans le gradin.

Pour un bon rendement de tir, et d'éviter toute une perte d'énergie et gaspillage d'explosif dans ces zones. La construction de la charge doit être suivant le positionnement des couches. D'où on va utiliser le bourrage intermédiaire au niveau des zones d'argile et aux discontinuités.

On commence par le traçage et la réalisation des trous

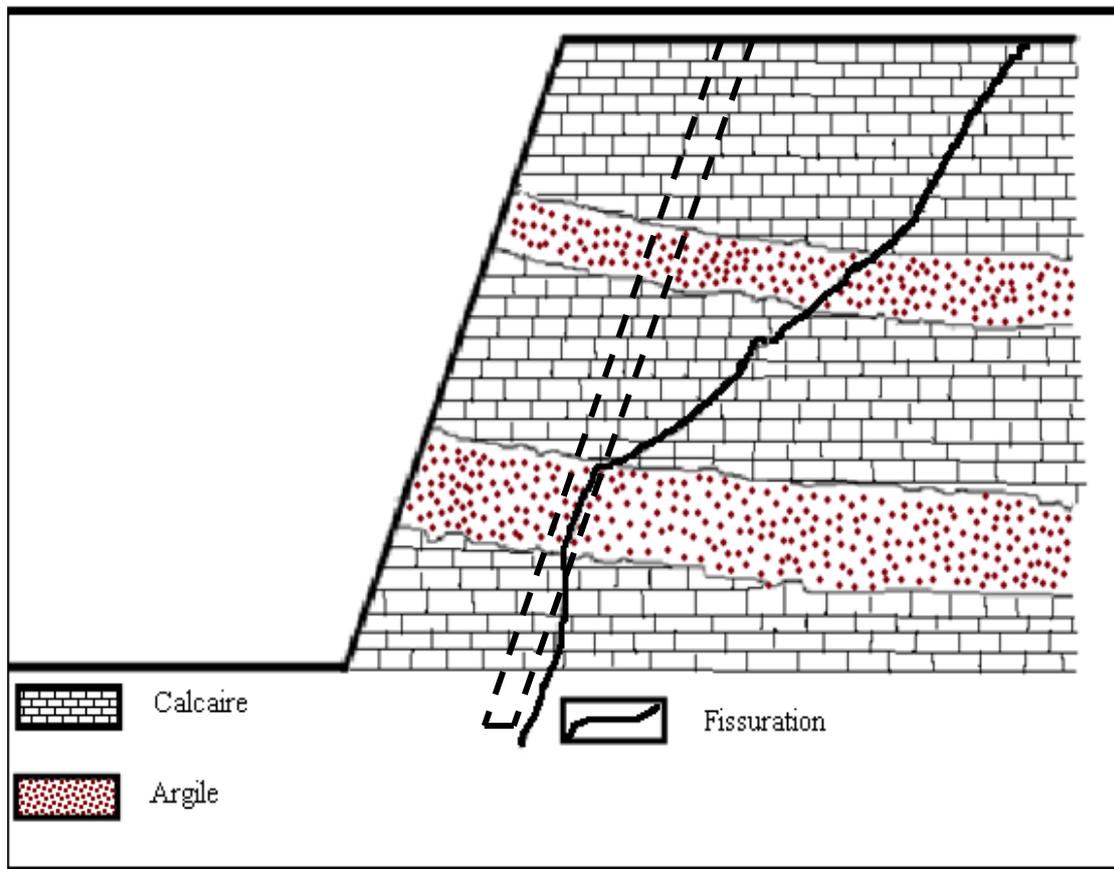


Figure V.2 : Réalisation des trous dans le gradin

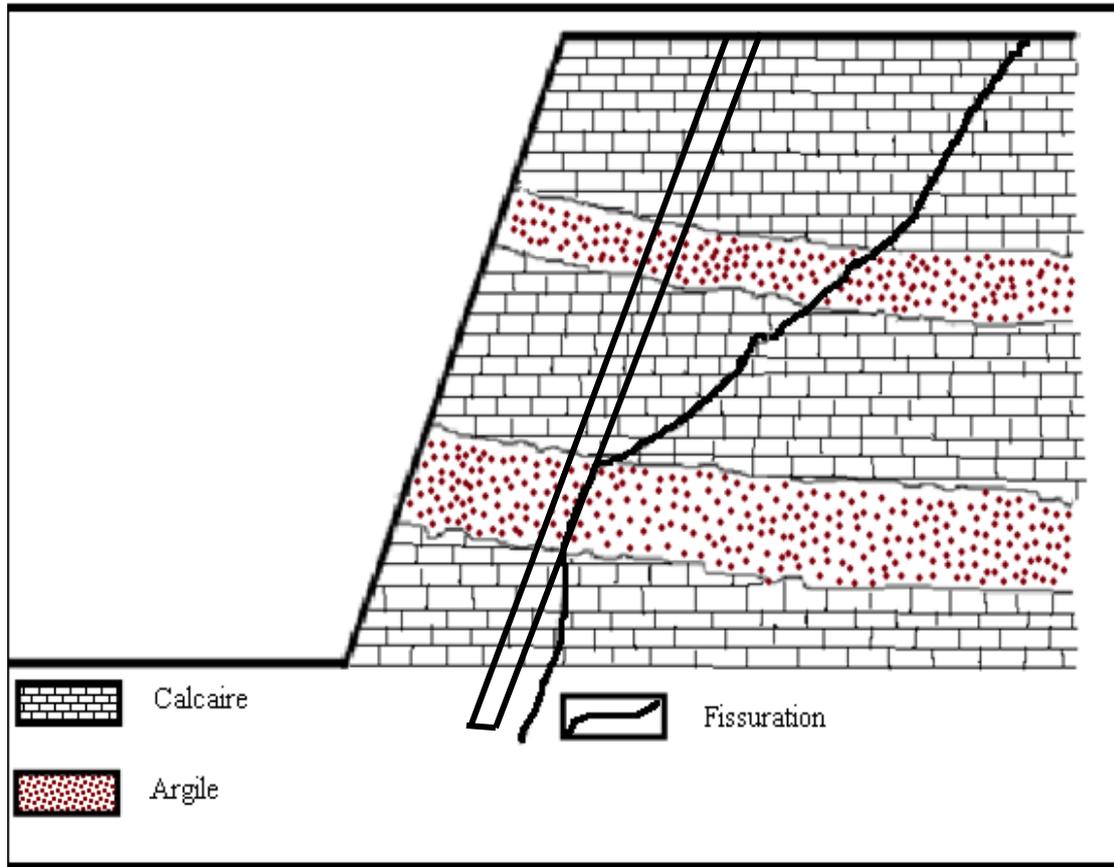


Figure V.3 : La fin de foration des trous

V.1 Calcul du volume à abattre par trou (calcaire + argile)

$$V = a.w.Hg ; (m^3)$$

Où :

- a : La distance entre deux trou.....a = 3,5m.
- w : La ligne de moindre résistancew = 3m.
- Hg : La hauteur du gradin.....Hg = 15m.

Donc :

$$V = 3,5.3.15.$$

$$V = 157,5 m^3.$$

V.2 Calcul du volume des roches (calcaire)

$$V_r = a.w.H_r ; (m^3)$$

- Hr : la hauteur de la roche.

$$\mathbf{Hr = Hg - Ha}$$

- Ha : la hauteur d'argile.

Donc :

$$Hr = 15 - 3.$$

$$\mathbf{Hr = 12 m.}$$

D'où :

$$Vr = 3.3.5.12.$$

$$\mathbf{Vr = 126 m^3.}$$

V.3 La quantité d'explosif dans un trou

$$\mathbf{Qex = q.vr ; (Kg/trou)}$$

- q : la consommation spécifique à l'explosif.....q = 0,39 kg/m³.

Donc :

$$Qex = 0,39.3.15.3, 5.$$

$$\mathbf{Qex = 61.425 kg/trou.}$$

V.4 La construction de la charge

V.4.1 La longueur de bourrage de bouchon

$$\mathbf{Lbb = 20 Dt ; (m)}$$

- Dt : Le diamètre de trou.....Dt = 105mm.

Donc :

$$Lbb = 20.0, 105.$$

$$\mathbf{Lbb = 2,1m.}$$

V.4.2 La longueur de la charge

$$Lch = \frac{QEX}{P} ;(m)$$

➤ P : La capacité métrique du trou.....P = 9.34 Kg.

$$Lch = \frac{61.425}{9.34}$$

$$Lch = 6,57 \text{ m.}$$

Le reste de la longueur de trou est la longueur de bourrage.

$$Lb = Ltr - Lch$$

➤ Ltr : La longueur du trou..... Ltr = 16m.

$$Lb = 16 - 6,57$$

$$Lb = 9,43m.$$

V.4.3 La longueur du bourrage intermédiaire

$$Lbi = Lb - Lbb$$

$$Lbi = 9,43 - 2,1$$

$$Lbi = 7,33m.$$

Donc :

Pour les trois mètres d'argiles on doit utiliser 7,33m de bourrage intermédiaire

$$3m \rightarrow 7,33m$$

$$1m \rightarrow xm$$

$$D'où : x = 7,33 / 3$$

$$x = 2,44m.$$

Pour la première couche d'argile on doit utiliser 2,44m de bourrage.

$$3m \rightarrow 7,33m$$

2m \rightarrow ym

D'où : $y = (2.7, 33) / 3$

Y = 4,88m.

Pour la deuxième couche d'argile on doit utiliser 4,88m de bourrage.

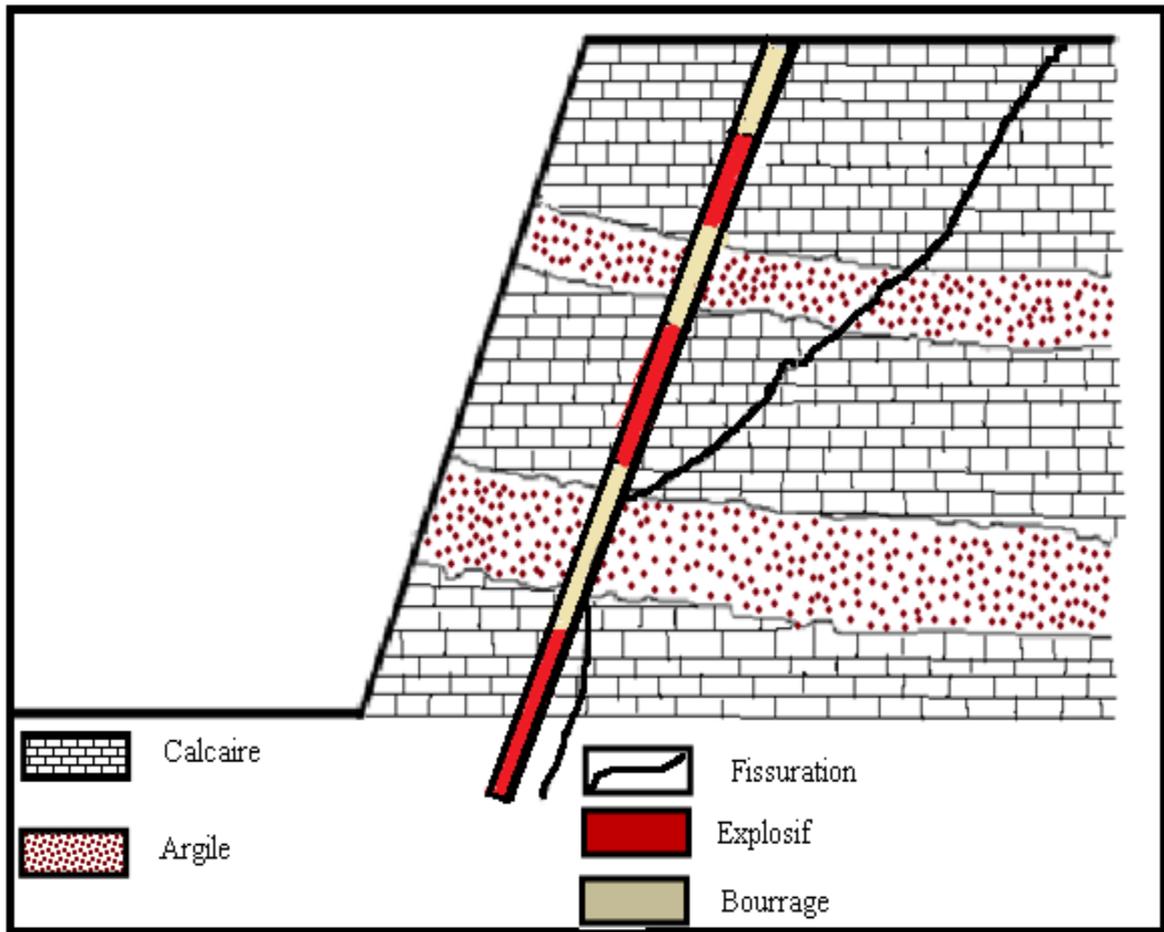


Figure V.4 : Trou rempli par la charge et le bourrage.

Conclusion

L'emploi du bourrage dans les discontinuités (remplis par les argiles) et les couches de faible résistance au tir, empêche l'échappement d'énergie se qui va améliorer le tir. Donc La répartition de la charge nous guide à ne pas perdre d'énergie, d'où une bonne fragmentation et un grand déplacement du tas.

Conclusion générale

Les caractéristiques de la matrice rocheuse du massif de la carrière de l'ENG posent d'énormes problèmes pour le bon fonctionnement de l'abattage à explosif. Elles sont responsables de la déperdition d'énergie transmise initialement par l'explosif.

De façon générale les caractéristiques de l'hétérogénéité du massif rocheux de la carrière de l'ENG (présence des failles, zones de faiblesses) compliquent la mise en œuvre d'une répartition de la charge efficace. Il faut donc adapter un choix de tir en conséquence en vue de l'obtention des résultats souhaités.

Au terme de notre projet de fin d'étude [amélioration de qualité de tir] dans les conditions de la carrière d'El-Khroub, nous sommes arrivés à :

- Les caractéristiques initiales des massifs rocheux ont un effet considérable sur la fragmentation résultante des tas abattus, donc il faut bien connaître ses caractéristiques pour mieux choisir une bonne répartition de la charge.
- Le bourrage intermédiaire a un rôle très important pour éviter la perte d'énergie pendant le tir. Donc une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas.

Bibliographique

[1] : Rapport géologique de carrière de l'ENG.

[2] : **Warssila Nacer**. Étude des formations carbonatées du versant sud du massif de Oum Settas. Etude de l'obtention du diplôme de magister géologie. Université Mentouri de Constantine.

[3] : **Kamulete Mudianga N**. Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert. Université de lubumashi.

[4] : **Aliouche Mohamed**, [2008]. Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement (les gisements de djebel Salah . région de Constantine) en vue du diplôme de magister en géologie. Université Mentouri de Constantine.

[5] : Cours d'exploitation à ciel ouvert .Université Abderrahmane mira Bejaia.

[6] : Livre représenté par O.N.E.X. office national des substances explosives, [2003]. technique d'utilisation des explosifs.

[7] : méthode d'exploitation ANISTRATON .principe de l'exploitation à ciel ouvert .édition universitaire. Annaba. [1970]

[8] : **V. Kovalenko**. [1976] .exploitation des carrières.

[9] : **B. Soltani**. Paramètres influent sur les résultats d'abattage a l'explosif, mémoire de magister d'état.

[10] : **Hadjadj Aoul Elias**. Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes. En vue en l'obtention du diplôme de Doctorat. Annaba.

[11] : **Kimour Mohamed**. Caractérisation des discontinuées du massif en vue de l'abattage à l'explosif concept Mine to Mill carrière Socar (Guelma).

Résumé

L'efficacité d'un plan de tir de mine est important pour toute exploitation minière pour des raisons économique ainsi que technique, les opérations d'abattage de roche devraient être conduites de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, concassage, broyage).

Le but essentiel de ce travail est de trouver une méthodologie relative à la conception d'une bonne répartition de la charge permettant la bonne fragmentation des matériaux durs dans les endroits de discontinuité.

Mots clés : exploitation, fragmentation, abattage, discontinuité, tir, charge.

ملخص

فعالية مخطط التفجير مهمة بالنسبة لاستغلال المناجم و هذا لاسباب اقتصادية و تقنية ان عمليات تفجير الصخور يجب ان تكون مرفوقة بصفة لائقة لاجل الحصول على احجام مقبولة للصخور المتفتتة و التي تسهل في العملية المقبلة (التحميل , النقل و التفثيت

الهدف الرئيسي من هذا العمل هو ايجاد طريقة جيدة و محكمة خلال عملية تحميل ثقب التفجير من اجل تفثيت جيد للصخور الصلبة.

كلمات البحث: الاستغلال ، الحمل ، النقل و التفثيت.

Abstract

The effectiveness of the blasting scheme is important for exploiting mines for economic and technical reasons. Rock bombing operations must be properly attached in order to obtain acceptable sizes for the crumbling rocks that facilitate the next process (loading, transport and disassembly) The main objective of this work is to find a good and efficient method during the loading of the blast hole in order to break the solid rocks well.

Key words: exploitation, pregnancy, transport and fragmentation.