



UNIVERSITE ABDERRAHMANE MIRA - BEJAIA
FACULTE DE TECHNOLOGIE

DEPARTEMENT DES MINES ET GEOLOGIE

Mémoire de Master

Présenté par

Khelifa Mouaad

Yekhlef Souhib

**En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines et
Géologie**

Option : Exploitation Minière

Thème

*Amélioration de la fragmentation de la roche à
l'explosif dans les conditions de la carrière des
granulats d'Adrar Oufernou.*

Soutenu le 24 / 06 /2015 devant le jury composé de:

Président: M^{me} Kamli Ouarda

Encadreur: M^{me} Bahloul Fatiha

Examineur: M^r Gualmami Ali

Année Universitaire: 2014-2015

REMERCIEMENTS

On remercie en premier lieu Dieu de nous avoir donné du courage et de la détermination pour mener à terminer ce travail qui nécessite un grand effort et beaucoup de volonté.

Remerciements à nos très chères parents et tous les gens qui nous ont soutenu et encouragé de loin ou de près au cours de cette recherche.

Nous tenons à remercier notre promotrice madame Bahloul Fatiha de nous avoir fait l'honneur d'assurer notre travail. Elle nous a apporté des conseils, grâce à elle que ce travail a pu voir le jour par sa force et son soutien durant tout au long de l'année.

Nous tenons à remercier les membres de jury,

Nous tenons à remercier notre promoteur de l'entreprise ALGRAN Mr. LALOUE ADEL qui nous aidé, conseillé à réaliser ce travail.

Nous remerciment s'adressent également à l'ensemble des travailleurs de l'entreprise ALGRAN, qui nous ont permis d'effectuer notre stage dans les meilleures conditions.

Plus précisément, nous voudrions remercier nos enseignants qui nous ont suivis durant notre formation universitaire.

Nos remerciements à notre Chef de Département.

Dédicace

Je tiens à remercier Dieu qui m'a donné la santé et le courage pour aboutir à la réalisation de ce travail.

Je dédie ce travail à :

Mes parents ;

*Mes frères (Adel,Zakarya,Adem) et ma sœur
(Zineb) ;*

A ma grande famille ;

A toute la promotion de mines ;

A tous mes amis ;

A tous mes collègues ;

Tous ceux qui m'ont aidé pour achever mon travail ;

Mon collègue Y/Souhib.

K/Mouaad

Dédicace

Je tiens à remercier Dieu qui m'a donné la santé et le courage pour aboutir à la réalisation de ce travail.

Je dédie ce travail à :

Mes parents ;

Mes frères ;

A ma grande famille ;

A toute la promotion de mines ;

A tous mes amis ;

A tous mes collègues ;

Tous ceux qui m'ont aidé pour achever mon travail ;

Mon collègue K/Mouaad.

Y/Souhib

Liste des abréviations

EREM : Entreprise Nationale de Recherche Minière.

NE : Nord Est.

rc : Rayon de la Charge.

Sommaire

Introduction générale.....	01
----------------------------	----

Chapitre I : Cadre géologique du gisement

Introduction	03
I.1\Présentation de la carrière.....	03
I.2\Historique de la carrière.....	03
I.2.1\Résultats des travaux de recherche	04
I.3\Géologie du gisement	04
I.3.1\Situation géographique	04
I.3.2\Géologie locale	05
I.3.3\Stratigraphie.....	05
I.3.4\Stratigraphie du gisement	07
I.3.5\Etude pétrographique	08
I.3.6\Tectonique	08
I.3.7\Caractéristiques hydrogéologiques du gisement.....	09
I.3.8\Les réserve du gisement.....	10
I.5\Régime de travail	12
Conclusion	13

Chapitre II : Les processus technologiques

II.1\Mode d'ouverture du gisement.....	14
II.1.1\Généralités	14
II.1.2\Ouverture du gisement Adrar Oufernou	15
II.1.3\ Paramètres technologiques de la demi-tranchée.....	15

II.1.4\Technologie de creusement de la demi-tranchée	19
II.2\ Méthode d'exploitation	21
II.2.1\ Généralités	21
II.2.2\ Choix de la méthode d'exploitation	22
II.2.3\ Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation	22
II.2.4\ Détermination des indices technico-économiques	26
Conclusion	29

Chapitre III : Amélioration de la fragmentation de la roche à l'explosif

Introduction	30
III.1\ Choix du mode d'abattage	30
III.2\ Choix du mode de forage	31
III.3\ Exigences technologiques des travaux de forage et de tir	32
III.4\ Le choix de l'explosif	34
III.4.1\ Déflagration	35
III.4.2\ La détonation	36
III.4.3\ Effets des ondes de choc dans le massif rocheux	37
III.4.4\ Les caractéristiques techniques d'explosifs utilisés dans la carrière d'Adrar Oufernou	38
III.5\ Paramètres des travaux de forage et de tir (variante existante).....	39
III.6\ Etude des causes de provenance des hors-gabarits	41
III.7\ Influence des paramètres technologiques sur le degré de fragmentation des roches	42
III.7.1\ Influence du diamètre du trou sur le degré de fragmentation des roches	42
III.7.2\ Influence de l'inclinaison des trous sur le degré de fragmentation des roches	44

III.7.3\ Influence de la structure de la charge	45
III.7.4\ Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches	46
III.7.5\ Influence de la consommation spécifique d'explosif sur la qualité de la fragmentation des roches	47
III.7.5.1\ Détermination de la résistance des roches au tir (tirabilité).....	48
III.7.5.2\ Détermination de la consommation spécifique d'explosif du projet	49
III.8\ Calcul des paramètres de forage et de tir (variante proposée)	51
III.9\ Débitage secondaire	62
III.9.1\ Paramètres de débitage secondaire	63
Conclusion	64

Chapitre IV : Chargement et transport

IV.1\ Chargement des roches	65
IV.1.1\ Généralités	65
IV.1.2\ Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou	65
IV.1.3\ Rendement des engins de chargement	66
IV.1.4\ Rendement mensuel	67
IV.1.5\ Rendement annuel	67
IV.1.6\ Détermination du nombre de chargeuses	68
IV.1.7\ Le nombre total de chargeuse pour la carrière	68
IV.2\ Transport	69
IV.2.1\ Généralités	69
IV.2.2\ Calcul les paramètres de transport	70

Conclusion	73
Conclusion générale	74
Bibliographie	
Annexes	

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Les coordonnées du gisement d'Adrar Oufernou.....	04
Tableau II.1 : Valeurs des angles des bords des tranchées en fonction de la dureté	16
Tableau II.2 : Les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès	19
Tableau II.3 : Paramètres des éléments de la plate forme du travail	26
Tableau III.1 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO 580Y.....	31
Tableau III.2 : Les principales caractéristiques des explosifs utilisés en l'Algérie	35
Tableau III.3 : Les caractéristiques techniques des explosifs utilisés dans la carrière d'Adrar Oufernou	38
Tableau III.4 : Paramètres des travaux de forage et de tir (variante existante).....	39
Tableau III.5 : Consommation spécifique d'explosif.....	47
Tableau III.6 : Classification des roches selon l'indice de tirabilité	48
Tableau III.7 : Catégorie de fissuration des roches	49
Tableau III.8 : Tableau récapitulatif des Paramètres des travaux de forage et de tir (variante proposée)	60
Tableau III.9 : Comparaison entre la variante existante et la variante proposée	61
Tableau IV.1 : Caractéristiques techniques de la chargeuse Pelle CAT 345D.....	66
Tableau IV .2 : le temps de cycle du dumper Terex TA 400	71
Tableau IV.3 : Les rendements des différents camions.....	72

Liste des figures

Figure I.1 : Vue satellitaire de la carrière (Google earth, 2014)	03
Figure I.2 : Situation géographique de la carrière Adrar Oufarnou	05
Figure I.3 : Colonne stratigraphique du gisement d'Adrar Oufarnou.....	07
Figure I.4 : Carte géologique N°26 de Bejaia 1/50000	09
Figure I.5 : Plan de délimitation des limites de la carrière	11
Figure II.1 : La largeur de la demi- tranchée d'accès (Adrar oufarnou).....	16
Figure II.2 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 01	20
Figure II.3 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 02	20
Figure II.4 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 03	20
Figure II.5 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 04	21
Figure II.6 : Présentation des éléments de la plate forme de travail.....	24
Figure II.7 : Méthode d'exploitation	28
Figure III.1 : La sondeuse ATLAS COPCO 580Y.....	32
Figure III.2 : -a) propagation de l'onde de choc -b) expansion de pression de gaz.....	36
Figure III.3 : Développement de la fissuration et de la fracturation	38
Figure III.4 : Représentation des paramètres de forage et de tir (plan existant)	40
Figure III.5 : Influence du diamètre des trous sur le taux des blocs hors gabarit (dimension des blocs hors gabarits de plus de 1200mm).....	43
Figure III.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	44
Figure III.7: Les zones de fragmentation réglée pour la charge discontinue par rapport à la charge continue	45
Figure III.8 : Représentation des paramètres de forage et de tir (plan de tir proposé).....	59

Figure III.9 : Représentation des blocs hors gabarits 62

Figure IV.1 : Chargement de tas des roches 68

Liste des symboles

symboles	désignation	unité
b_{tr}	Largeur de la demi-tranchée d'accès	m
l_c	Largeur du camion	m
B_c	L'accotement	m
α_d	L'angle du talus de la demi-tranchée d'accès	degré
β_f	L'angle du flanc de coteau	degré
L_d	Longueur de la demi-tranchée d'accès	m
$b_{déc}$	Largeur de tranchée de découpage	m
R_b	Rayon de braquage de camions	m
B_c	L'accotement	m
$\alpha_{déc}$	Angle de bord de la tranchée de découpage	degré
L	Longueur de tranchée de découpage	m
β_f	L'angle du flanc de coteau	degré
H_g	Hauteur du gradin	m
H_c^{max}	Hauteur de creusement maximum de l'engin d'extraction	m
W	La ligne de moindre résistance	m
n	Nombre de rangées	–
b	Distance entre deux rangées	m
A	Largeur d'enlèvement	m
X	Largeur réduite du tas des roches abattus	m
K_f	Coefficient de foisonnement des roches	–
H_t	La hauteur du tas des roches abattues	m
c	Distance de sécurité comprise entre le tas et bande de transport	m
T	Largeur de la bande de transport	m
Z	Largeur de prisme d'éboulement	m
θ	Angle du talus stable du gradin	degré
α	Angle du talus du gradin	degré
Q_{an}	Production annuel de la carrière	m ³ /an
L_f	Longueur du front	m
n_{gr}	Nombre de gradin en activités	–

H_f	La profondeur finale de la carrière	m
T_v	La durée de vie de la carrière	an
K	Coefficient des propriétés physico mécaniques des roches	–
δ_{comp}	Limite de la résistance de compression	kgf/cm ²
f	La dureté de la roche	–
δ_{tr}	Limite de la résistance à la traction	kgf/cm ²
$\delta_{dép}$	Limite de la résistance au déplacement	kgf/cm ²
γ	La masse volumique de la roche	t/m ³
k_{ex}	Coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude au travail de l'explosif étalon à celle de l'explosif utilisé	–
$A_{ét}$	Aptitude au travail de l'explosif étalon	cm ³
A_{ut}	Aptitude de l'explosif utilisé.	cm ³
k_f	Coefficient qui tient compte de la fissuration d'explosif.	–
l_m	Distance moyenne entre deux fissures	m
k_d	Coefficient qui tient compte du degré fragmentation nécessaire	–
d_m	La dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée	m
k_c	Coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge	–
k_v	Coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée avec la hauteur de gradin	–
k_{sd}	Coefficient qui tient compte du nombre de surface libre	
L_{ex}	La longueur de l'excès de forage	m
K_s	Coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison des trous.	–
Δ	Densité moyenne d'explosif	t/m ³
Δ_{anf}	Densité d'anfomil	g/cm ³
Δ_{mar}	Densité de marmanite III	g/cm ³
p	La capacité métrique du trou	kg/m
m	Coefficient de rapprochement du trou	–
q	Consommation spécifique d'explosif du projet	g/m ³
β	Angle d'inclinaison du trou	degré
C	Distance minimum admissible entre l'arrêt supérieur du gradin et	m

	le centre du trou de la première rangée	
N_s	Nombre de semaine ouvrable par année	–
N_{int}	Intervalle entre deux tirs successives	–
p_c	Poids de la cartouche	kg
N_{ctot}	Nombre total des cartouches	–
L_{tf}	Longueur totale forée	m
R_s	Rendement de la sondeuse	m/poste
N_p	Nombre de poste du travail par jour	–
N_j	Nombre d'intervalle entre deux tirs successifs	–
L_{ex}	L'excès de forage	m
L_{bb}	Longueur du bourrage de bouchon	m
L_{ch}^{sup}	Longueur de la charge supérieure dans le trou	m
L_{ch}^{inf}	Longueur de la charge inférieure dans le trou	m
L_{tr}	Longueur totale du trou	m
$L_{b(int)}$	Longueur du bourrage intermédiaire	m
V_{bl}	Volume du bloc à abattre	m^3
E	Capacité du godet	m^3
T_p	Durée d'un poste	heure
K_u	Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant le poste	–
K_r	Coefficient de remplissage du godet	–
T_c	Le temps de cycle d'une chargeuse	seconde
N_p	Nombre de poste par jour	–
$N_{j/m}$	Nombre de jour par mois	–
$N_{j/an}$	Nombre de jour par an	–
$K_{ré}$	Coefficient de réserve	–
G	Capacité de la charge du camion	tonne
T_{ch}	Temps de chargement d'un camion	min
T_{mch}	Temps de marche en charge du camion vers le concasseur	min
T_{att}	Temps d'attente du camion	min
$T_{déch}$	Temps de déchargement du camion	min
T_{mv}	Temps de marche du camion à vide vers le lieu du chargement	min
Q_c	Production de la carrière par poste	t/poste

K_{irr}	Coefficient d'irrégularité	–
K_u	Coefficient d'utilisation pratique du camion	–
m_r	Capacité de la charge réelle du camion	tonne
N_g	Nombre du godet pour remplir le camion	–

Introduction générale

Une question récurrente dans le secteur de l'industrie minérale est: Quelles sont les modifications dans la réalisation des tirs qui permettent de modifier la courbe granulométrique résultant d'un tir ?

Les deux dernières décennies ont connu un développement considérable de la mécanisation dans les mines, carrières et travaux publics, cela suit à l'accroissement rapide des besoins. Face à cette situation la demande en matière première et matériaux devient de plus en plus importante et l'utilisation des produits explosifs constitue l'une des solutions idoines grâce à l'extraction massive des produits et à des coûts très avantageux par rapport aux autres moyens techniques d'extraction.

L'utilisation d'explosifs à la fragmentation des roches dans l'exploitation minière est souvent désignée comme une science et un art. Dans les premières années, les chimistes s'efforçaient à développer les explosifs et de mettre au point stable et puissant des mélanges explosifs pour plusieurs variétés. Ces dernières années, le besoin de minimiser les coûts de tir et de contrôler l'effet de ces paramètres sur la qualité de la fragmentation ont fait des études appropriés.

Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production y compris le chargement, le transport de la matière première. Une fragmentation optimale améliore l'efficacité de broyage et des milliers de kilowatts-heures d'énergie par an peuvent également être gagnés.

Les scientifiques et les ingénieurs, et avec la pratique, continuent à travailler sur l'approche idéale pour optimiser le processus de la fragmentation. La recherche systématique de tir des roches a fourni une bonne compréhension des nombreux facteurs qui influencent la fragmentation. Par conséquent, l'obtention d'un contrôle précis de ces facteurs est un défi constant.

En se basant sur cette préoccupation, nous avons essayé de cerner le problème de la fragmentation et d'établir les principaux facteurs intervenant dans le but d'optimiser cette opération technologique.

Un stage au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou à Bejaia nous a permis de voir le fonctionnement de l'exploitation à ciel ouvert ainsi que de nous initier à la pratique des tirs.

Notre mémoire est structuré de la manière suivante :

Après l'introduction générale, Le premier chapitre est consacré pour une étude géologique de la carrière d'Adrar Oufernou, dans le deuxième chapitre nous allons parler sur les processus technologiques de l'exploitation qui sont :

- Le mode d'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert et la manière de creusement de la demi-tranchée d'accès.
- La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière d'Adrar Oufernou.

Dans le troisième chapitre (partie spéciale), nous proposons une partie spéciale qui consiste à analyser et étudier tous les paramètres des travaux de forage et de tir, dont le but de trouver une méthodologie pour optimiser et améliorer la fragmentation des roches par l'explosif, ainsi pour diminuer le volume des hors gabarits, pour cet objectif on a pris en considération les paramètres suivants :

- Diamètres des trous de forage.
- Angle d'inclinaison des trous.
- Charges réparties.
- Utilisation des microretards.
- Consommation spécifique d'explosif.

Le dernier chapitre, nous parlons sur le chargement et transport de la matière première.

Nous terminons notre travail par une conclusion générale.

Chapitre I : Cadre géologique du gisement

Introduction

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufarnou appartient à l'unité structurale Berk-Gouraya. Il est structuré en anticlinal d'âge Jurassique, orienté Est-Ouest. Il est limité au Nord et Nord-est par la mer méditerranéenne, à l'Ouest par Adrar Imoula d'âge Crétacé, à l'Est par Djebel Gouraya. Il est accessible par un accès de 2km qui le relie à la RN24.

I.1\Présentation de la carrière

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufarnou est rapporté à ceux du 1^{er} groupe avec une structure homogène, son exploitation à ciel ouvert est menée selon 15 gradins étagés de 10 à 12 m de hauteur. [2]



Figure I.1 : Vue satellitaire de la carrière (Google earth, 2014)

I.2\Historique de la carrière

Dans le cadre de la reconnaissance de ce gisement, l'EREM a réalisé des travaux de recherche et de prospection durant la période de 1974 à 1977. Ces travaux se résument en :

- 04 sondages carottant de différentes profondeurs ;
- des travaux géophysiques ;
- des levés topographiques ;
- des prélèvements d'échantillons en surface et aux différentes profondeurs ;

- des essais chimiques et physico-mécaniques au laboratoire ;
- Etude géologique ;
- Le calcul de réserves.

Actuellement, des essais périodiques sont réalisés pour le suivi de qualité des granulats et des mise à jours topographique et des calculs de réserves sont réalisés annuellement. [2]

I.2.1\Résultats des travaux de recherche

Le gisement d'Adrar Oufarnou présente une structure, qualité et puissance homogènes ce qui a permis de le classer parmi les gisements du premier groupe C1 (1er Groupe) avec des réserves de l'ordre de 27 400 000 tonnes. [2]

I.3\Géologie du gisement

I.3.1\Situation géographique

Le gisement d'Adrar Oufarnou est situé à une distance de 06 km au Nord de la ville de Bejaia. Il est limité au Nord et au Nord-est par la mer méditerranéenne, au Sud par la RN24, à l'Est par Djebel Gouraya et Adrar Tabourt à l'Ouest. La carrière est accessible à partir de la route nationale RN24 par un accès de 02 km passant par le village d'Adrar Oufarnou. [2]

Les coordonnées du gisement d'Adrar Oufarnou sont les suivantes :

Tableau I.1 : Les coordonnées du gisement d'Adrar Oufarnou

Coordonnées du gisement					
Point	X	Y	Point	X	Y
1	681 200	4073100	7	681700	4072800
2	681500	4073100	8	682000	4072800
3	381500	4073000	9	682000	4072300
4	681600	4073000	10	681400	4072300
5	681600	4072900	11	681400	4072600
6	681700	4072900	12	681200	4072600
La superficie du gisement est de 46 ha/Titre minier N° 1056 PM du 25/12/2013.					



Figure I.2 : Situation géographique de la carrière Adrar Oufarnou [2]

I.3.2\Géologie locale

Le Djebel Adrar Oufarnou forme un anticlinal de direction E-W à flanc nord érodé. Il est formé de terrains d'âge Jurassique inférieur et moyen. Il est constitué essentiellement de calcaire massif du lias inférieur. Il est limité par deux accidents tectoniques; un à l'Est qui le sépare du Djebel Gouraya et l'accident de Aghbalou à l'Ouest qui le sépare d'Adar Imoula.[2]

I.3.3\ Stratigraphie

La série stratigraphique du massif et de son voisinage comprend les formations sédimentaires d'âge jurassique, crétacé et quaternaire.

I.3.3.1\ Le Jurassique :

Les terrains de jurassique sont largement développés dans la partie littorale de la région et ils sont représentés par les étages inférieur moyen et supérieur. [3]

a\ Le Jurassique inférieur et moyen :

Ces terrains forment l'Adrar oufarnou et le Djebel Gouraya et sont représentés par le Lias inférieur (L^{1-3}) et le Lias supérieur (L^{4-j2}).

➤ **Le Lias inférieur (L¹⁻³):**

Il forme le flanc Nord Est de l'Adrar oufernou et presque tout le Djebel Gouraya sur une étendue de 9km en direction et de 1.5km selon le pendage. Les roches sont composées de calcaires et dolomites gris bruns, denses.

➤ **Le Lias supérieur (L^{4-j2}):**

Il forme une partie du flanc Sud Sud-ouest d'Adrar oufernou, les roches sont représentées par des calcaires marneux et des marnes friables par endroits avec des intercalations d'argiles. Ces roches s'étendent sur 3km en direction et sur 600m-700m en pendage. Leur pendage est au sud, sud-ouest (180⁰-220⁰) sous l'angle de 35-45⁰. L'épaisseur des terrains est de 120m.

b\ Le Jurassique supérieur :

Le flanc sud d'Adrar oufernou est formé par terrains du jurassique supérieur sous forme d'une bande étroite s'étendant d'Ouest en Est sur 3km, l'azimut de pendage est sud ouest (210⁰-240⁰) sous l'angle de 35⁰-45⁰. L'épaisseur des terrains est environ de 80m. [3]

I.3.3.2\Le crétacé :

Le crétacé de la région est représenté par le néocomien et par le crétacé supérieur.

a\ Le néocomien (n¹⁻³) :

Il est développé dans la partie Nord-Est de la région et il est représenté par des schistes et conglomérats. Les roches néocomiennes ont le pendage Nord-Nord-Ouest sous l'angle de 60⁰ l'épaisseur est de 60m.

b\ Le crétacé supérieur (c⁷⁻⁸):

Ces terrains occupent 70% de la superficie de la région en question. Ils sont représentés par des dépôts des marnes et des marne-calcaires. Ces dépôts forment dans la partie centrale un pli synclinal avec le pendage des flans au Sud-Sud-ouest et Nord-Nord-Ouest, sous l'angle de 30⁰. L'épaisseur des terrains dépasse 100m.

I.3.3.3. Le Quaternaire :

Ils sont développés en général dans la partie sud et sud Est de la région. Ils forment les dépôts de pentes et d'alluvions du Djebel El Ratzouni, Oued Srir, Iril Kanana et Bou-Kiama.

I.3.4 Stratigraphie du gisement

Les formations du territoire sont constituées essentiellement de roches sédimentaires stratifiées. Elles sont formées à la base par des calcaires massifs et dolomies du lias inférieur et par des marnes et marne-calcaires vers le sommet.

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufarnou est caractérisé par deux structures distinctes : une structure massive à la base et une structure stratifiée vers le sommet. [2]

- A la base : Le niveau massif est formé de roches micritiques de couleur gris clair, caractérisé par des passages fossilifères riches en pseudo oolithes et débris de fossiles (brachiopodes, foraminifères, et lamellibranches).
- Au sommet : Le niveau stratifié est caractérisé par des bancs de calcaires gris bleuâtre renfermant des nodules du silex de taille millimétriques à centimétriques, vers le sommet, les bancs de calcaires sont parfois soulignés par des interfaces marneuses.

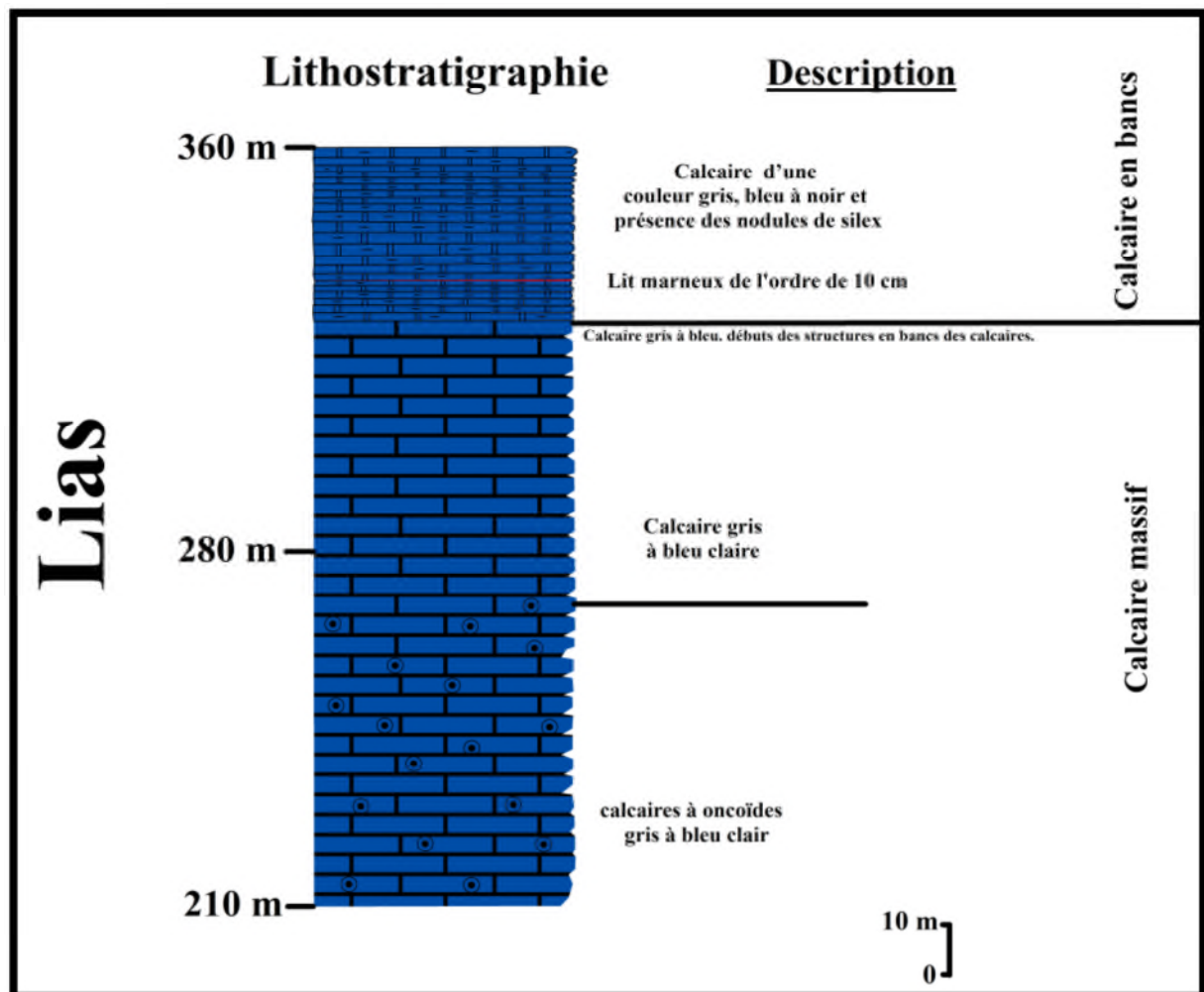


Figure I.3 : Colonne stratigraphique du gisement d'Adrar Oufarnou [2]

I.3.5\Etude pétrographique

L'étude microscopique et macroscopique des échantillons prélevés sur toute la surface du gisement ont permis de distinguer trois variétés de calcaires : [2]

- a\ Calcaire organogène (calcaire mudstone).
- b\ Calcaire détritique à débris fossilifères.
- c\ Pseudo-brèche à carbonates : cette dernière est prédominante.

I.3.6\Tectonique

Le gisement d'Adrar Oufarnou représente la partie Est du grand synclinal de direction subméridionale. Il est limité à l'Ouest par l'accident d'Aghbalou qui le sépare d'Adrar Imoula d'âge Crétacé. Dans la partie Est, une faille importante d'orientation NE le sépare du massif calcaireux de Djebel Gouraya. [3]

Les calcaires du gisement ont un pendage monoclinal vers SW. Les roches sont régulières suivant la direction et le pendage. L'étude géophysique a mis en évidence deux petites failles dans la partie centrale et Est du gisement. Deux types de fissures sont observés :

- a- Fissure parallèle à la stratification.
- b- Fissures perpendiculaires au premier type et remplies par des filonnets de calcite ayant une puissance moyenne de 1m.

Le gisement est caractérisé aussi par la présence du phénomène karstique qui est observé sur toute l'assise exploitable. Il est plus développé dans sa partie Ouest. L'exploitation des niveaux inférieurs (240m, 230m et 220m) a mis en évidence la présence d'une poche importante à remplissage de calcite.

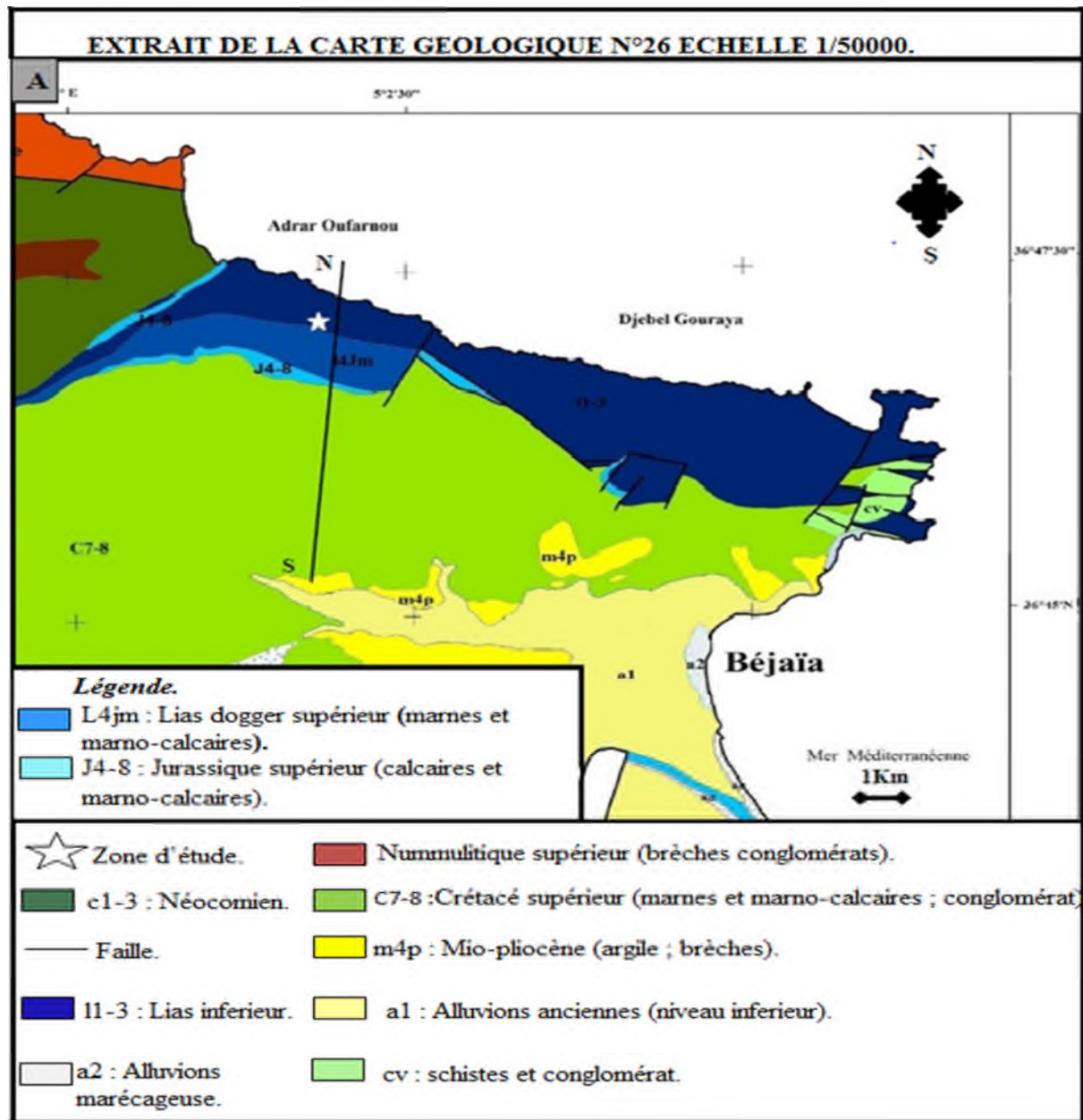


Figure I.4 : Carte géologique N°26 de Bejaia 1/50000 [2]

I.3.7) Caractéristiques hydrogéologiques du gisement

Le gisement d'Oufarnou est situé sur la ligne de passage des eaux de la chaîne de montagne Adrar Oufarnou. Cette chaîne de montagne s'étend d'Est en Ouest en formant une bande étroite de 3km.

Du côté Nord-Nord-Est elle limitée par la mer et du côté Sud-Sud-Ouest par une Oued aride. Dans la partie Ouest du gisement il y a un Oued Ihzer n'sahal. Dans les sondages en profondeur on n'a pas rencontré des eaux souterraines.

La source d'eau la plus proche située en dehors du gisement près de village Adrar Oufarnou est associée aux dépôts quaternaires meubles. Son débit dépend de la quantité des précipitations atmosphériques.

On observe sur le gisement cinq ravines desséchées qui jouent le rôle de cours d'eau temporaires seulement pendant la période des pluies. [3]

I.3.8\Les réserve du gisement

I.3.8.1\Etat des réserves exploitables et leurs classifications :

Le gisement d'Adrar Oufarnou présente une structure, qualité et puissance homogènes ce qui permet de le classer parmi les gisements du premier groupe. [2]

La zone d'exploitation couvre une surface de 28 hectares. Elle est constituée de 15 gradins, du niveau 360m jusqu'au niveau 210m :

- les gradins 360m, 350m et 340m sont en fin d'exploitation.
- Les gradins compris entre les niveaux 310m et 250m sont inaccessibles couverts d'argile).
- Seuls les gradins 320m, 250m, 240m et 230m et 220 m sont en activité.
- Le gradin 210 m est prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015.
- Le gradin 310 sera prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015, dont l'avancement des travaux de réouverture de ce dernier est à 90%.

Malgré l'augmentation de la superficie de la carrière de 42H à 46H suite la régularisation de la carrière avec un titre minier du 25/12/2013 , la délimitation de la zone d'exploitation reste la même par rapport à l'ancien périmètre pour les arguments suivants (Voir le plan de délimitation de la carrière ci-dessous):

La zone d'exploitation est limitée au :

- Nord par une falaise abrupte et la mer méditerranée.
- Est par la zone fissurée, altérée et traversée par un talweg de direction NS.
- Sud par la limite de fin d'exploitation des niveaux épuisés 360m-350m.
- Ouest par un talweg et les limites finales du gisement.

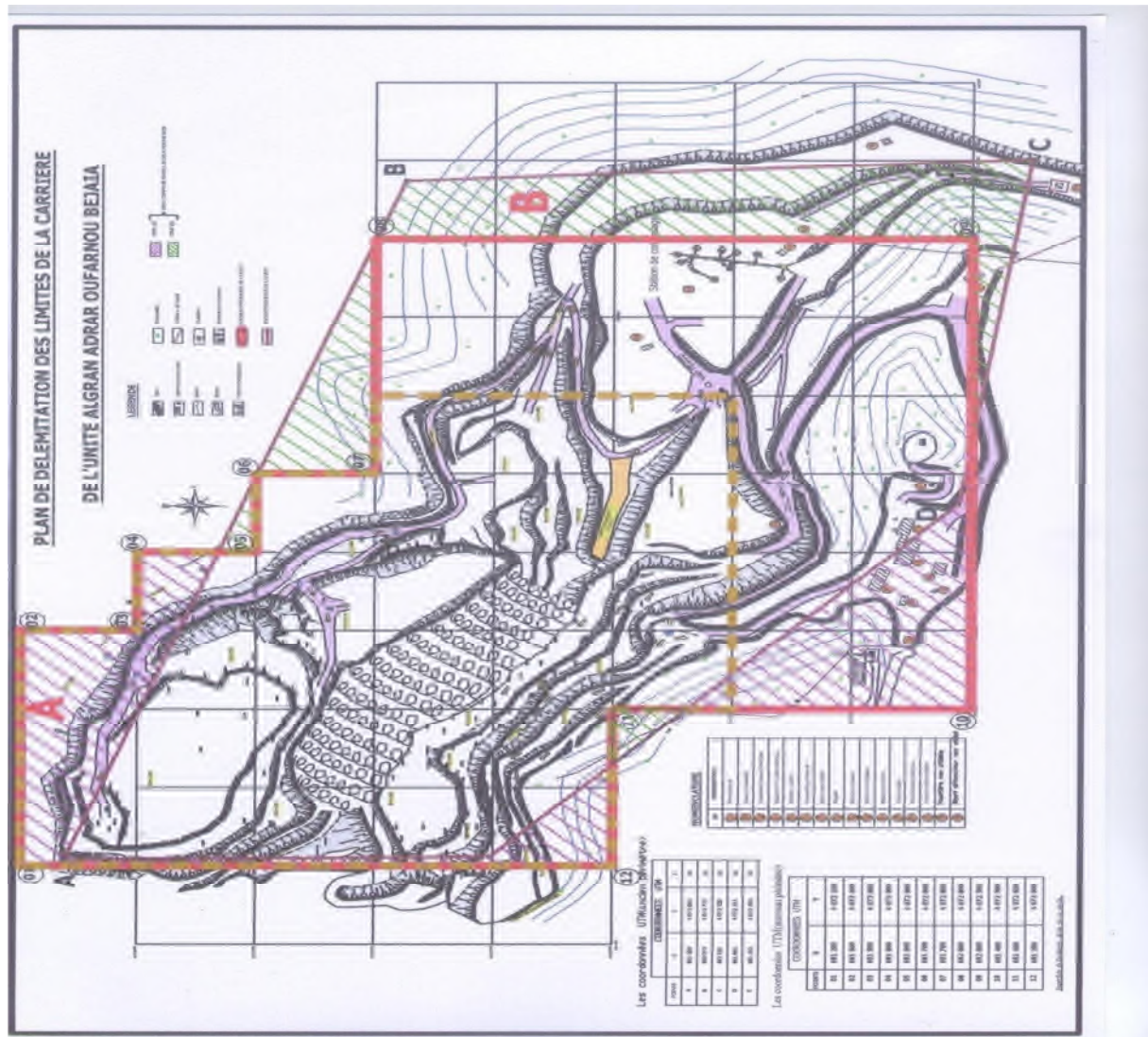


Figure I.5 : plan de délimitation des limites de la carrière [2]

I.3.8.2\La Méthode de calcul :

La méthode de calcul de réserves utilisée pendant les travaux de recherches et de prospection exécutés sur le gisement en 1974-1977 été celle des blocs géologiques. (D'après le rapport géologique EREM 1977 dont l'auteur est KERIMOV).

Actuellement, le calcul de réserves se fait par le topographe de l'unité, En faisant un levé topographique (prendre la référence, les coordonnées x, y et z de terrain) et après transfert des données sur logiciel Autocad, le découpage est effectué en fonction de la surface des réserves. (L'équidistance doit être respectée entre les profils). La méthode utilisée est dite Méthode Des Coupes (changements brusques). [2]

Dans ce cas le volume est simplement la surface de la section multipliée par la distance(d) entre les sections.

$$V_1 = (s_0 + s_1) / 2 \times d_1$$

$$V_2 = (s_1 + s_2) / 2 \times d_2$$

: : : :

: : : :

$$V_n = (s_{n-1} + s_n) / 2 \times d_n$$

$$V_{\text{total}} = \Sigma \text{ des volumes } (V_1 + V_2 + \dots + V_n)$$

S_0 : la surface du profil zéro est égale à 0.

d_1 : la distance entre le profil 0 et n° 1 ou n° 1 et n° 2 ect...

V_n : le dernier volume = (la dernière surface S_n + la surface S_{n-1}) / 2 x d_n .

S_n : la dernière surface du profil.

V total (volume total) = la sommes des volumes ($V_1 + V_2 + \dots + V_n$).

I.4 \ Régime de travail

Vu les besoins croissants et compte tenu de la matière première, notre carrière est dotée d'un régime de travail de 16 heures par jours effectué selon le calendrier :

1^{er} poste : 06h00 à 13h00mn.

2^{ème} poste : 13h00mn à 20h00mn.

La carrière n'ouvre que cinq jours par semaine, donc les jours ouvrables par an seront :

$$N_{jo} = N_{jan} - N_{jf} - N_{jr} \quad ; \quad (\text{jours}).$$

OÙ:

$-N_{jan}$: nombre de jours par an ; $N_{jan} = 365$ jours.

$-N_{jf}$: nombre de jours fériés par an ; $N_{jf} = 30$ jours.

$-N_{jr}$: nombre de jours de repos par an ; $N_{jr} = 95$ jours.

Ainsi que :

$$N_{jo} = 365 - 30 - 95$$

$$N_{jo} = 240 \text{ jours.}$$

Conclusion

Les roches sédimentaires du site d'Adrar Oufernou font partie des formations géologiques massives susceptibles de fournir des granulats de bonne qualité répondant aux spécifications en vigueur.

Chapitre II : Les processus technologiques

II.1\Mode d'ouverture du gisement

II.1.1\Généralité

L'ouverture d'un gisement a pour but la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation. Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations (préparer le champ à l'abattage). [4]

II.1.1.1\ Le choix du mode d'ouverture :

Lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, il est rationnel de choisir le mode d'ouverture répondant aux conditions les plus efficaces de l'exploitation.

Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques. [4]

a- Les facteurs géologiques :

- relief de terrain ;
- forme et démentions du gisement ;
- puissance, profondeur et pendage de gite. [5]

b- Les facteurs technico-miniers :

- productivité de la carrière ;
- durée de service de carrière ;
- moyen de mécanisation et sécurité de travail. [5]

c- Les facteurs économiques :

- dépenses capitales de la construction de la carrière ;
- rendement de la carrière.

d-Le choix de schéma d'ouverture doit assurer :

- le fonctionnement des engins au régime favorable ;
- l'exploitation du gisement la plus rentable ;

- la production planifiée ;
- la sécurité du travail. [5]

II.1.2) Ouverture du gisement Adrar Oufernou

Etant donné que le gisement d'Adrar Oufernou à Bejaia est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi tranchée d'accès à partir de niveau 210 m jusqu'au sommet.

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, des dimensions du flanc de couteau, et de la demi-tranchée dans la carrière montagneuse ; on utilise les tracés en forme spirale.

La largeur du fond de demi-tranchée est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur des moyens de transport, de la distance de sécurité, de la largeur de rigole. [4]

Le type de transport à utiliser dans la carrière d'Adrar Oufernou est le transport par camion, la circulation se fait à doubles voies.

Le schéma d'ouverture du gisement d'Adrar Oufernou (voir l'annexe).

II.1.3) Paramètres technologiques de la demi-tranchée

Les demi-tranchées sont caractérisées par les paramètres suivants :

- a- l'angle du talus de la demi-tranchée ;
- b- La longueur de la demi-tranchée ;
- c- La largeur de la demi-tranchée ;
- d- La pente longitudinale ;
- e- Le volume de la demi-tranchée d'accès ;
- f- Le volume de la tranchée de découpage. [5]

a- L'angle du talus de la demi-tranchée :

L'angle du talus de la demi-tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches dont la principale la dureté des roches.

L'angle du talus de la demi-tranchée (d'accès et de découpage) est déterminé d'après le tableau suivant :

Tableau II.1 : valeurs des angles des bords des tranchées en fonction de la dureté [5]

	Angle des bords des tranchées			
	Dureté des roches			
Type de tranchée	2-4	5-9	10-14	14-20
Tranchée d'accès	60 ⁰	65⁰	70 ⁰	80 ⁰
Tranchée de découpage	60 ⁰	70⁰	75 ⁰	80 ⁰ - 85 ⁰

D'après la dureté des roches dans la carrière d'Adrar Oufernou et d'après le tableau II.1 :

L'angle du talus de la demi-tranchée d'accès est de **65⁰**

b-La longueur de la demi-tranchée :

D'après la topographie de la carrière d'Adrar Oufernou, la longueur de la demi-tranchée d'accès moyennement calculée est de 1,5km.

c-La largeur de la demi-tranchée :

Elle est définie par le type de transport utilisé, dans la carrière d'Adrar Oufernou le type de transport utilisé est le camion.



Figure II.1 : la largeur de la demi- tranchée d'accès (Adrar oufernou)

La formule selon laquelle on détermine la largeur de la demi-tranchée d'accès est la suivante :

$$b_{tr} = 2 * l_c + 2 * B_c + m ; (m) \quad (II.1)$$

Ou :

- l_c : largeur du camion..... $l_c = 3,7m$.
- B_c : l'accotement..... $B_c = 1m$.
- m : la distance de croisement (distance entre les camions)..... $m = 1,5m$.

Donc :

$$b_{tr} = 2 * 3,7 + 2 * 1 + 1,5$$

$$b_{tr} = 11m.$$

d- La pente longitudinale :

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction du type de transport utilisé, dans le cas du transport par camion la pente varie de 6 à 12%. Dans le cas de la carrière d'Adrar Oufernou la pente est de l'ordre de 12%.

e-Le volume de la demi-tranchée d'accès :

Le volume de la demi-tranchée d'accès est déterminé d'après la formule suivante :

$$V_{dt} = \frac{b_{tr}^2 * \sin \alpha_d * \sin \beta_f * L_d}{2 * \sin(\alpha_d - \beta_f)} ; m^3 \quad (II.2)$$

Où:

b_{tr} : largeur de la demi-tranchée d'accès ; $b_{tr} = 11m$

α_d : l'angle du talus de la demi-tranchée d'accès ; $\alpha_d = 65^0$

β_f : l'angle du flanc de coteau ; $\beta_f = 25^0$

L_d : longueur de la demi-tranchée d'accès ; $L_d = 1500m$

$$V_{dt} = \frac{11^2 * \sin(65^\circ) * \sin(25^\circ) * 1500}{2 * \sin(65 - 25)}$$

$$V_{dt} = 54075,82 \text{ m}^3$$

f-Le volume de la tranchée de découpage :

La tranchée de découpage est la tranchée qui dessert les gradins. Elle permet à partir de la tranchée d'accès de relier le gradin afin de procéder à l'extraction du minerai.

$$V_{trd} = \frac{b_{dec}^2 * \sin \alpha_{dec} * \sin \beta_f * L}{2 * \sin(\alpha_{dec} - \beta_f)} \quad (\text{II.3})$$

Où :

b_{dec} : largeur de tranchée de découpage.

$$b_{dec} = 2 * (R_b + 0,5 * l_c + B_c) \quad (\text{II.4})$$

R_b : rayon de braquage de camions. $R_b = 9\text{m}$

l_c : largeur de camions. $l_c = 3,7\text{m}$

B_c : l'accotement. $B_c = 1\text{m}$

$$b_{dec} = 2 * (9 + 0,5 * 3,7 + 1)$$

$$b_{dec} = 23,7\text{m}$$

On prend : $b_{dec} = 24\text{m}$.

α_{dec} : Angle de bord de la tranchée de découpage ; $\alpha_{dec} = 70^\circ$

L : longueur de tranchée de découpage ; $L = 200\text{m}$.

β : L'angle du flanc de coteau est égal à 25°

Donc :

$$V_{trd} = \frac{24^2 * \sin(70^\circ) * \sin(25^\circ) * 200}{2 * \sin(70 - 25)}$$

$$V_{\text{trd}}=32349,79\text{m}^3$$

Tableau II.2 : les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès

paramètres	symboles	Valeurs	unités
l'angle du talus de la demi-tranchée d'accès	α_d	65	degré
l'angle du talus de la tranchée de découpage	$\alpha_{\text{déc}}$	70	degré
Longueur de la demi-tranchée d'accès	L_d	1500	m
Longueur de la tranchée de découpage	L	200	m
Largeur de la demi-tranchée d'accès	b_{tr}	11	m
Largeur de la tranchée de découpage	$b_{\text{déc}}$	24	m
Volume de la demi-tranchée d'accès	V_{dt}	54075,82	m^3
Volume de la tranchée de découpage	V_{trd}	32349,79	m^3

II.1.4\Technologie de creusement de la demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès est commencée à partir de niveau 210m c'est le niveau de base de la carrière jusqu'au sommet du relief (niveau360m), la réalisation de la demi-tranchée se fait par travaux de forage et de tir, on fore des trous de profondeur, les trous sont chargés par l'explosif et après sont tirés.

Le creusement de la demi-tranchée d'accès se passe par les étapes suivantes :

- préparation du sol à creuser (nettoyage par le bulldozer) ;
- foration des trous des mines ;
- tir des trous ;
- évacuation des déblais par bulldozer.

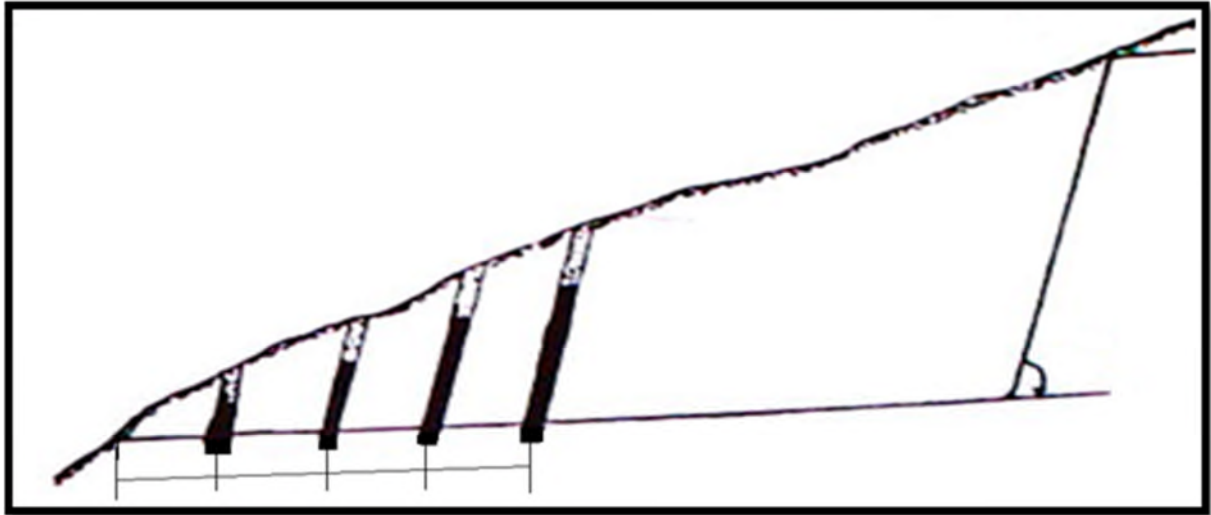


Figure II.2 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 1

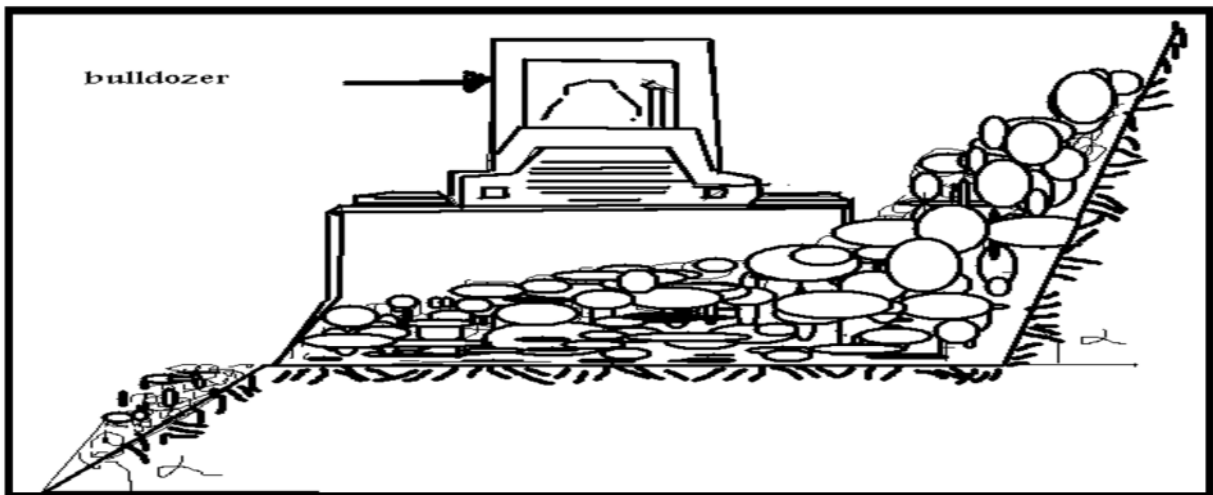


Figure II.3 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 2

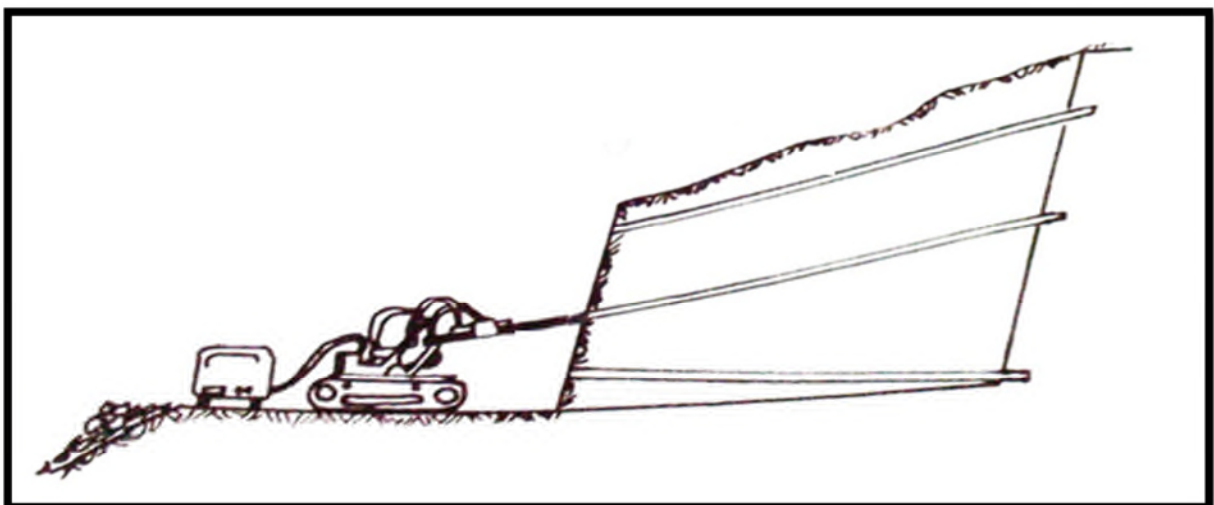


Figure II.4 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 3

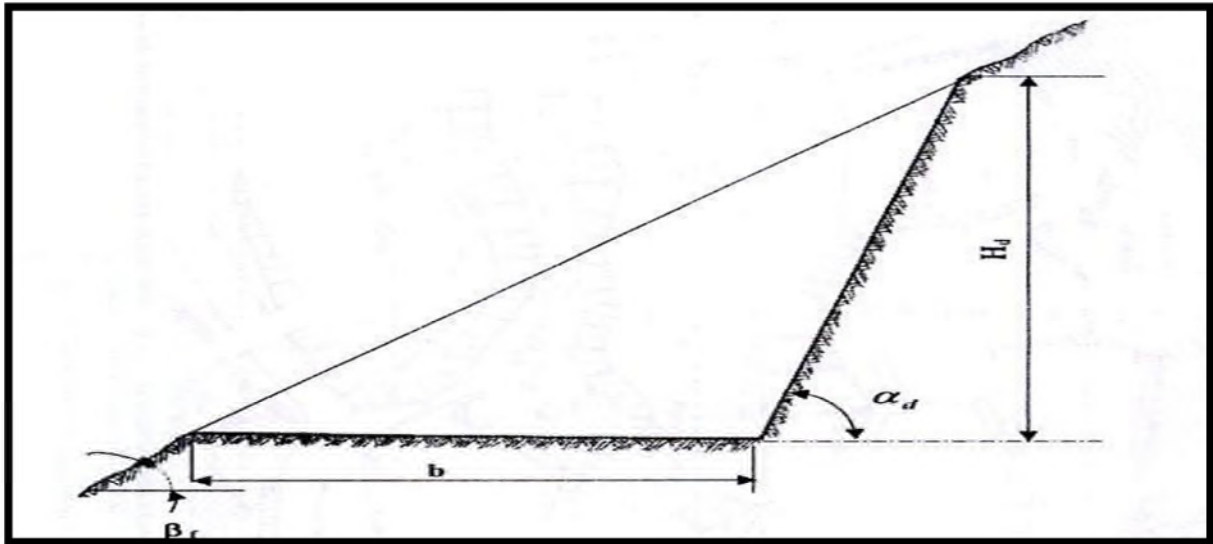


Figure II.5 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase4

II.2\ Méthode d'exploitation

II.2.1\ Généralités

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux miniers assurant d'extraction de la substance utile en qualité bien réglée et qualifiée dans les conditions rationnelles de l'exploitation des gisements.

Lors du choix d'une méthode d'exploitation, on prend en considération les facteurs suivants :

- les dimensions du gisement ;
- La position du gisement ;
- Les puissances de stériles et du minerai ;
- Le relief du gisement ;
- Le niveau de développement des équipements miniers et de transport.

La capacité et le nombre d'engins mis en œuvre, dépendent du rendement planifié de la carrière. Les paramètres de la méthode d'exploitation sont liés aux dimensions des machines minières existantes ou planifiées. [4]

La méthode d'exploitation choisie prédétermine les principaux paramètres et les indices technico-économiques de fonctionnement de la mine.

Les paramètres principaux sont :

- a- la hauteur de gradin ;
- b- La largeur d'enlevure ;
- c- La largeur de la plate forme du travail.

Les indices technico-économiques :

- a- La vitesse d'avancement du front ;
- b- La vitesse d'approfondissement de la carrière.

II.2.2) Choix de la méthode d'exploitation

D'après les données topographiques et géologiques, il est donné que pour le gisement de la carrière Adrar Oufernou est un relief montagneux avec un angle de pendage égale à 25^0 .

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière d'Adrar Oufernou se fera en partant au niveau 360 m et exploité le gisement de calcaire de haut vers le bas par des gradins de hauteur varie de 10m jusqu'à 11m, c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir.

II.2.3) Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation

II.2.3.1) La hauteur du gradin :

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte les principaux facteurs tels que :

- Les propriétés physiques et mécaniques des roches (stériles et minerais) ;
- Les puissances des couches du stériles et du minerais ;
- Les paramètres des équipements miniers et surtout des équipements de chargement à employer ;
- La stabilité des roches.

La hauteur du gradin doit assurer :

- La sécurité de travail ;
- Le rendement efficace des équipements miniers ;
- La production de la carrière.

D'après la dureté des roches, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement de l'engin d'excavation et de chargement, [5].

- Pour les roches qui ne nécessitent pas des travaux de forage et de tir :

$$H_g \leq H_c^{\max} ; m$$

- Pour les roches qui nécessitent des travaux de forage et de tir :

$$H_g \leq 1.5 H_c^{\max} ; m$$

Où :

H_g : hauteur du gradin.

H_c^{\max} : Hauteur de creusement maximum de l'engin d'extraction.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou, l'abattage des roches se fait par travaux de forage et de tir, dont la hauteur du gradin varie entre 10 et 11 m.

II.2.3.2\ Largeur de l'enlevure :

Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- Les propriétés des roches;
- Le mode d'abattage des roches;
- Type et dimensions des engins de chargement;

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

$$A = W + (n-1) * b, m. \quad (II.5)$$

Où :

W : La ligne de moindre résistance $W=3,5$ m ; (voir chapitre III)

n : Nombre de rangées ; $n=2$ rangées.

b : Distance entre 2 rangées successives ; $b=3,5$ m ; (voir chapitre III)

Donc : $A=3,5 + (2-1)*3,5$

$$A=7 \text{ m}$$

II.2.3.3\ Largeur de la plate-forme de travail :

La largeur de plate forme de travail est déterminée en fonction de :

- Propriétés physique et mécanique des roches;
- Dimensions du tas des roches abattues;
- Paramètres techniques des engins de chargement et transport;

Dans les carrières, on essaye toujours de réaliser les plates formes de largeur suffisante pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin s'obtenir un bon rendement et d'assurer la sécurité de travail.

Lors de l'abattage des roches par l'explosif, et transport par camion la largeur de plate forme de travaille est déterminé par la formule suivante :

$$B=A+X+C+T+Z ; (\text{m}) \quad (\text{II.6})$$

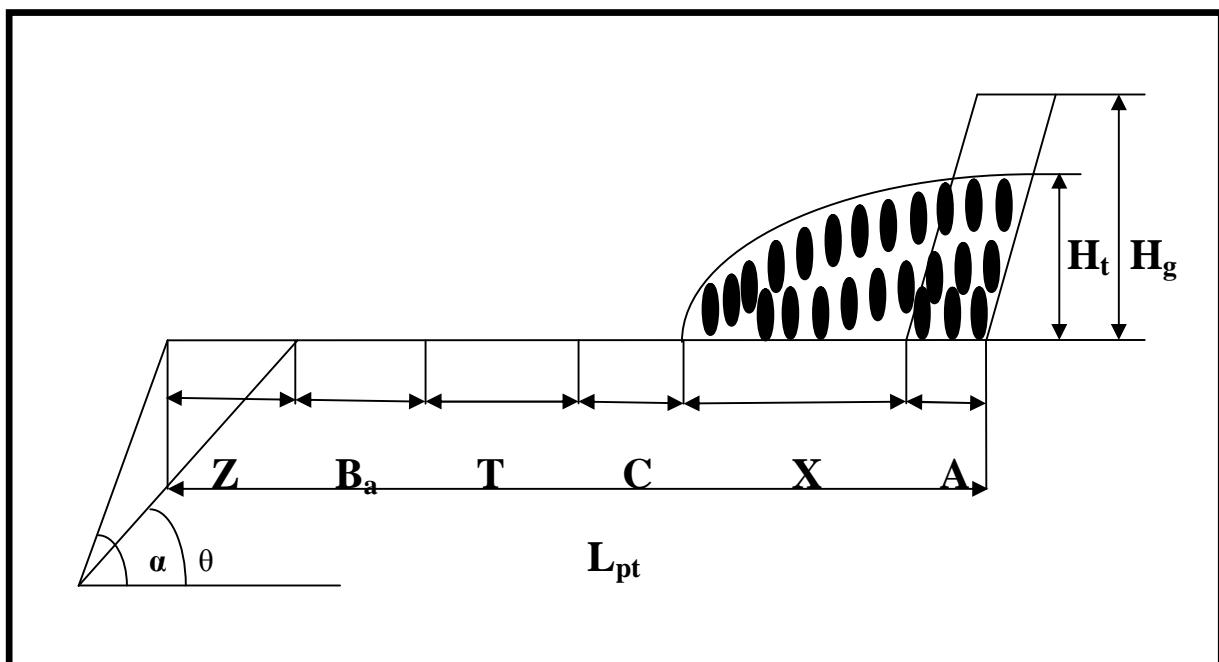


Figure II.6 : présentation des éléments de la plate forme de travail.

Où :

A : est la largeur d'enlèvement ; $A=7 \text{ m}$.

X : largeur réduite du tas des roches abattus.

$$X = A * (2 * K_f * \frac{H_g}{H_t} - 1)$$

Où :

K_f : coefficient de foisonnement des roches ; K_f=1,6.

H_g, H_t : sont respectivement la hauteur de gradin et du tas des roches abattus.

$$H_t = (0,5 \div 1,05) H_g ; (m).$$

$$H_g = 10m.$$

$$H_t = 0,7 * 10$$

$$\mathbf{H_t = 7m.}$$

Donc :

$$AN : X = 7 * (2 * 1,6 * \frac{10}{7} - 1)$$

$$\mathbf{X = 25 m}$$

C : distance de sécurité comprise entre le tas et bande de transport(C=1÷3m).

Dans le cas de la carrière d'Adrar Oufernou.....C=3m.

T : largeur de la bande de transport : T=11m.

Z : largeur de prisme d'éboulement $Z = H_g * (ctg\theta - ctg\alpha)$

θ : angle du talus stable du gradin (60° - 70°) ; θ=60°

α : angle du talus du gradin ; α=75°

$$Z = 10 * (ctg60^{\circ} - ctg75^{\circ})$$

$$\mathbf{Z = 3,09m}$$

Donc :

$$B=7 +25 +3+11+3,09$$

B=49 m

Tableau II.3 : paramètres des éléments de la plate forme de travail

Les éléments de la plate forme de travail	symbole	valeur
La largeur d'enlevure(m)	A	7
Largeur réduite du tas des roches abattues (m)	X	25
La distance de sécurité comprise entre le tas et la bande du transport (m)	C	3
Largeur de la bande du transport (m)	T	11
Largeur du prisme d'éboulement (m)	Z	3,09

II.2.4\ Détermination des indices technico-économiques

II.2.4.1\ Vitesse d'avancement du front :

L'avancement annuel du front de travail de la carrière est déterminé par la formule suivante :

$$V_{av}=Q_{an} / (L_f * H_g * n_{gr}) \quad (II.7)$$

Où:

Q_{an} : production annuelle de la carrière ; m^3/an .

$$Q_{an}=331250 m^3/an.$$

L_f : Longueur du front (300) m.

H_g : hauteur du gradin 10m.

n_{gr} : nombre de gradin en activités ; $n_{gr}=6$ gradins.

Donc :

$$V_{av}=331250/ (300*10*6)$$

$$V_{av}=18,40\text{m/an}$$

II.2.4.2\ Vitesse d'approfondissement de la carrière :

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$A_{an}= H_f / T_v \quad \text{m/an.} \quad (\text{II.8})$$

Où:

H_f : la profondeur finale de la carrière. $H_f = 150\text{m}$.

T_v : la durée de vie de la carrière. $T_v = 53\text{ans}$ (d'après les données pratiques).

Donc : $A_{an}= 150/53$

$$A_{an}= 2,83\text{m/an}$$

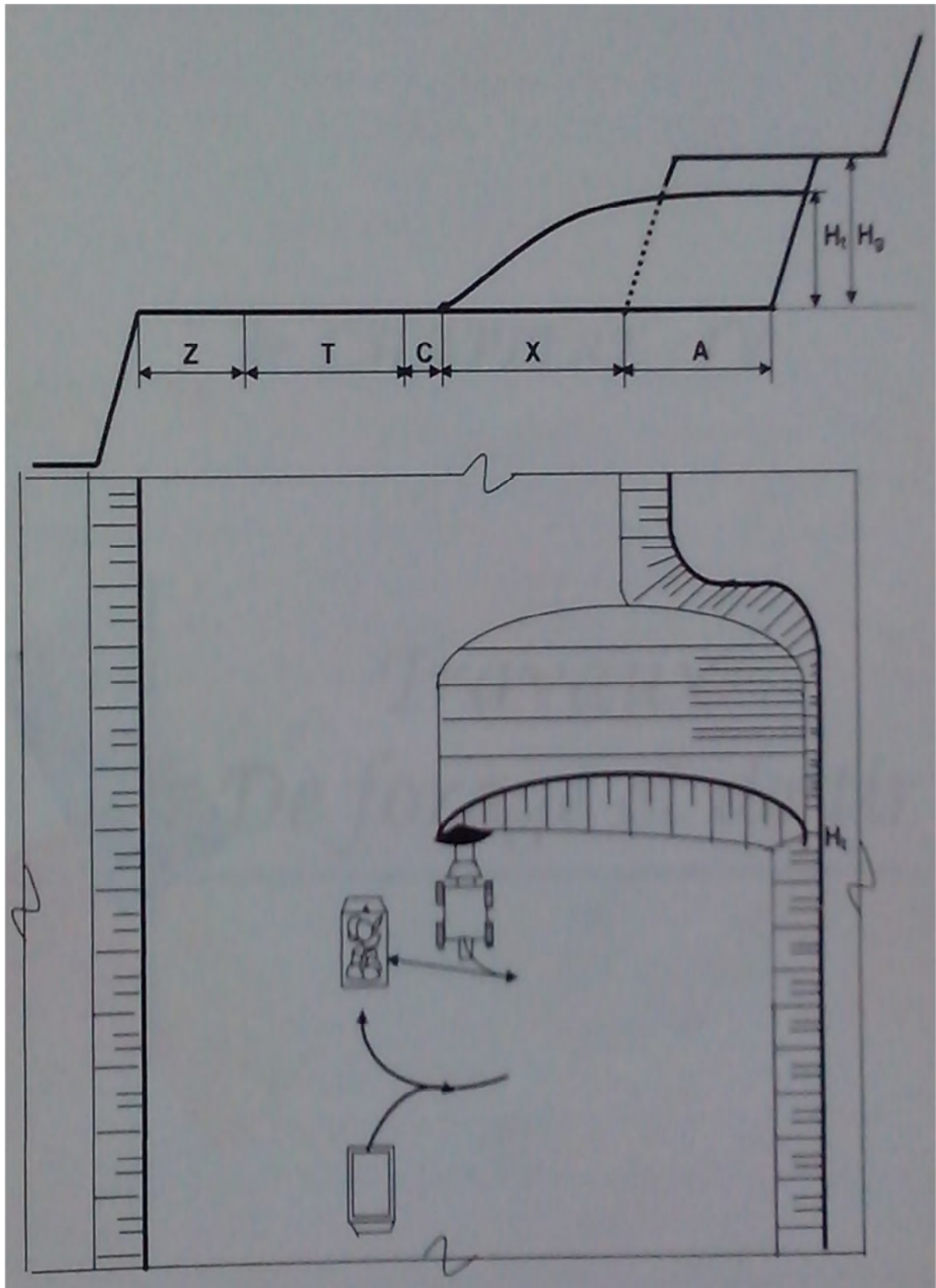


Figure II.7 : méthode d'exploitation

Conclusion

Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques.

La piste de transport au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou est étroite, pour cela il faut faire l'élargissement pour avoir un rendement optimal des engins de transport.

Chapitre III : Amélioration de la fragmentation de la roche à l'explosif

Introduction

Bien que la fragmentation des roches durant les travaux de tir a reçu une attention considérable dans les dernières décennies, le problème est resté mal compris en raison de la complexité associée aux travaux de tir. [6]

Le principal objectif des tirs est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production. Une fragmentation optimale améliore l'efficacité de broyage et des milliers de kilowatts-heures d'énergie par an peuvent également être gagnés.

La carrière d'Adrar Oufernou présente des problèmes relatifs concernant les travaux de forage et de tir, ces derniers nécessitent une amélioration.

Les observations que nous avons vues lors de notre stage sur le lieu de travail, lors de deux essais de tir sont : une mauvaise fragmentation des roches, ayant de 10% à 15% des blocs hors gabarits, ainsi qu'une mauvaise sortie de pied des gradins.

Pour remédier à ce problème, nous nous sommes fixés d'étudier l'amélioration des travaux de forage et de tir dans les conditions de la carrière d'Adrar Oufernou.

La méthodologie générale d'analyse consiste donc à :

- Caractériser au mieux le massif rocheux (structure géologique, nature pétrographique, propriétés physiques et mécaniques).
- Caractériser des tirs: paramètres des plans de tir, énergie explosive.
- Étudier les résultats des tirs actuellement mis en œuvre sur la carrière en :
 - quantifiant de la fragmentation des roches.
 - analysant des relations entre le massif rocheux, les paramètres du tir et les résultats des tirs afin de définir les paramètres plus influents sur les résultats.

III.1\ Choix du mode d'abattage

La préparation des roches à l'extraction (abattage des roches) consiste à la destruction des roches au niveau du massif en carrière jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail rationnel et efficace de tous les processus complexes d'extraction, chargement et de transport.

Lors de l'exploitation des gisements composés de roches dures et mi-dures, l'utilisation de la méthode de forage est recommandée comme le cas de la carrière d'Adrar Oufernou dont la dureté est égale à 6. Dans cette carrière la préparation des roches à l'extraction s'effectue par des travaux de forage et de tir.

Ces derniers sont en fonction de la dureté de la roche ($f=6$).

III.2\ Choix du mode de forage

Le choix du mode de forage dépend des propriétés physico-mécaniques des roches, de la profondeur du forage à réaliser et de son diamètre.

Dans les conditions de la carrière d'Adrar Oufernou, on utilise la sondeuse de type ATLAS COPCO 580Y avec un diamètre de forage égal à 89mm.

Les engins de forage utilisés dans la carrière d'Adrar Oufernou sont deux types : la sondeuse ATLAS COPCO 580Y et le chariot de forage, les deux ont le mode de forage roto-percutant.

La sondeuse ATLAS COPCO 580Y est la plus utilisée car elle est plus performante que le chariot de forage. La sondeuse est utilisée pour la foration des trous inclinés sur des plates formes de travail bien nivelées. Ces caractéristiques sont représentées dans le tableau suivant :

Tableau III.1 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO 580Y

Marque	ATLAS COPCO
type	ECM-580Y
Puissance du moteur	127 KW
Diamètre du trou	89mm
Direction de forage	60 ⁰ -90 ⁰
Vitesse de rotation	0-132 tr/min
Vitesse de déplacement	3Km/h
Profondeur maximale de forage	30m
Force de traction	78,5KN
poids	10,5t



Figure III.1 : la sondeuse ATLAS COPCO 580Y

III.3\ Exigences technologiques des travaux de forage et de tir

L'abattage des roches à l'explosif est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

La qualité de la préparation à une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques tels que le chargement, le transport et le concassage.

Malgré l'accroissement des capacités des engins miniers, la qualité de la fragmentation des roches reste toujours un problème d'actualité.

Les travaux de forage et de tir doivent assurer :

- Le degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches (l'absence des hors gabarits).
- L'obtention d'une plate-forme nette sans aucun obstacle (pied du gradin) empêchant le bon déroulement des travaux de chargement.
- L'obtention du tas de roches abattues avec forme et dimensions optimales.
- Un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement et transport.
- Dépense minimale et la sécurité des travaux et des installations.

Les dimensions maximales admissibles des blocs sautés se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- de la capacité du godet de l'engin de chargement (E) :

Pour la pelle excavatrice du type CATERPILLAR ($E=3,2\text{m}^3$)

$$D_{\max} \leq 0,8 \sqrt[3]{E} ; \text{ m}$$

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

$$\mathbf{D_{\max} \leq 1,17\text{m.}}$$

- de la capacité de la benne du camion (G) :

Pour le camion Terex TA 400 ($G=20\text{ m}^3$)

$$D_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{G} ; \text{ m}$$

$$D_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{20}$$

$$\mathbf{D_{\max} \leq 1,36\text{m.}}$$

Pour le camion ASTRA BM35 ($G=17,5\text{m}^3$)

$$D_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{17,5} ; \text{ m}$$

$$D_{\max} \leq 1,29\text{m.}$$

Pour le camion ASTRA RD 32 ($G=16 \text{ m}^3$)

$$D_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{16} ; \text{ m}$$

$$D_{\max} \leq 1,26\text{m.}$$

Pour le camion ASTRA RD 28 ($G=14 \text{ m}^3$)

$$D_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{14} ; \text{ m}$$

$$D_{\max} \leq 1,20\text{m.}$$

➤ de la bande du convoyeur ($B_{co}=0,8\text{m}$) :

$$D_{\max} \leq 0,5 * B_{co} + 0,1 ; \text{ m}$$

$$D_{\max} \leq 0,5 * 0,8 + 0,1$$

$$D_{\max} \leq 0,5\text{m.}$$

➤ de l'ouverture du concasseur (B_{ou}) :

$$D_{\max} \leq 0,8 * B_{ou} ; \text{ m}$$

$$D_{\max} \leq 0,8 * 1,2$$

$$D_{\max} \leq 0,96\text{m.}$$

Les morceaux de roches abattues qui ne satisfont pas aux conditions ci-dessus sont considérés comme blocs hors gabarits et feront l'objet d'un débitage secondaire.

III.4\ Le choix de l'explosif

On appelle substances explosives tout agent chimique ou mélange de composants chimiques susceptibles, par réaction chimique et sous l'influence d'un amorçage convenable, de dégager des gaz à une température très élevée, à une haute pression et à une vitesse telle qu'il peut en résulter des dommages sur le milieu environnant.[7]

Généralement, dans les mines à ciel ouvert, on utilise les explosifs sous forme de mélange appelé explosif secondaire par ce qu'ils exigent un explosif primaire pour les amorcer.

Le choix de l'explosif dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches et principalement de leur dureté, chaque explosif est caractérisé par :

- L'énergie ;
- La densité ;
- La sensibilité à l'amorce ;
- La vitesse de détonation ;
- Le diamètre critique de détonation ;
- L'aptitude à transmettre la détonation ;
- La sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité ;

Le tableau III.2 reporte les principales caractéristiques des explosifs utilisés en l'Algérie. [7]

Désignation commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P
GEONIT	Très bonne	1.50	5800	1.15
GILANIT 1	Bonne	1.40	6300	1.33
GILANIT2	Bonne	1.45	6000	1.27
CARRINIT	médiocre	1.00	4500	1.27
MARMANIT1	médiocre	0.95	4000	1.28
MARMANIT2	médiocre	0.98	4100	1.27
MARMANIT3	médiocre	1.33	6500	1.18
ANFOMIL	médiocre	0.90	3000	1.15

Suivant le comportement de l'explosif lors de sa réaction, son confinement et sa vitesse de décomposition, on distingue deux types d'explosion : la déflagration et la détonation.

III.4.1\ Déflagration

La déflagration est une combustion explosive se propageant par conductivité thermique. En brûlant une particule de substance explosive chauffe les particules voisines. Une fois la température inflammation atteinte, ces particules brûlent à leur tour et chauffent d'autres particules.

Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc. [8]

Les substances explosives solides dont le régime normal de décomposition est la déflagration sont appelées des poudres. [9]

III.4.2\ La détonation

La détonation est le régime de décomposition le plus rapide et donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants. Ce qui est le plus généralement recherché dans l'emploi des explosifs.

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif couplé avec une onde de choc. Cette réaction chimique exothermique donne des gaz (surtout CO₂ et H₂O) dont la température est comprise entre 1000 et 4000 ° C. La pression est de 1000 à 25000 MPa soit 10 à 250 Kbars. [1]

La vitesse de détonation est comprise entre 1000 et 8000 m/s.

Le mécanisme d'abattage résultant s'effectue selon divers processus indissociables :

- fissuration sous l'effet de l'onde de choc, de la roche à divers niveaux (zone de broyage, zone de fissuration radiale, zone sismique), (Figure III.2-a) ;
- accentuation sous l'effet de la pression des gaz, des fissures précédentes ou celles préexistantes dans le massif, créant ainsi une fragmentation de la roche en place (Figure III.2 b) ;
- étalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

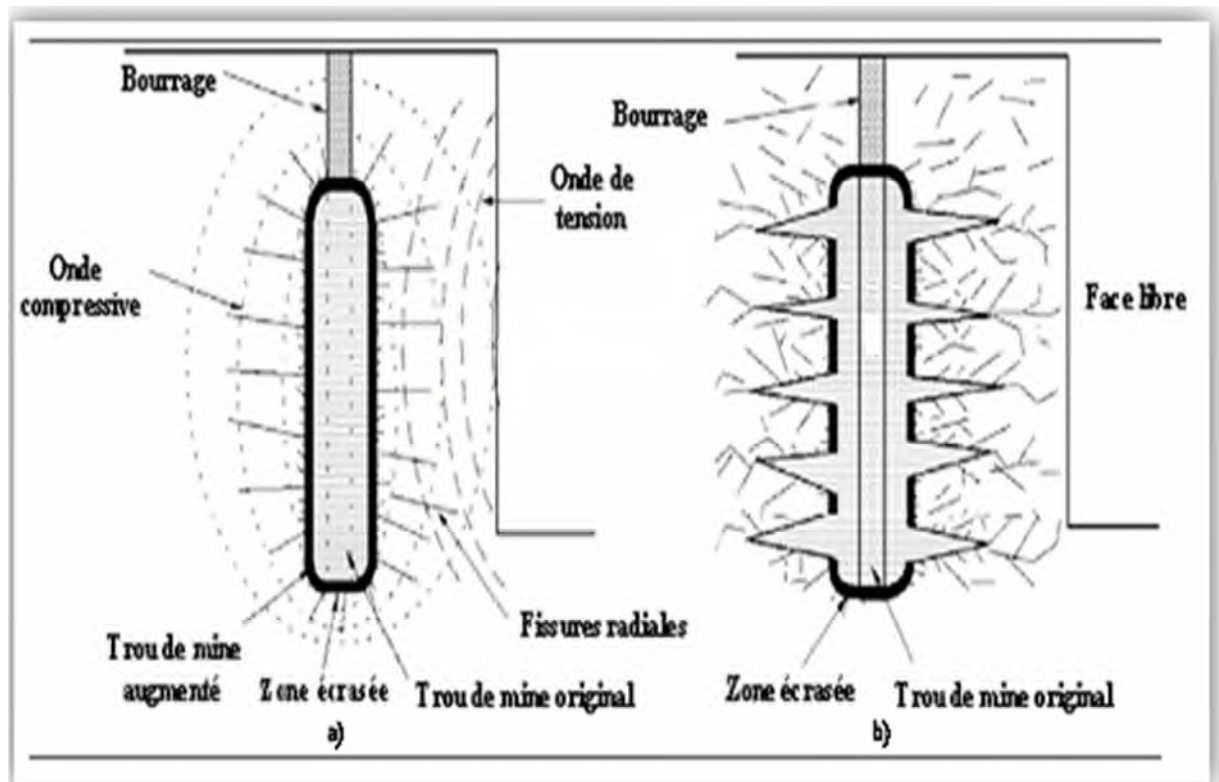


Figure III.2\ : -a) propagation de l'onde de choc [1]

-b) expansion de pression de gaz

III.4.3\ Effets des ondes de choc dans le massif rocheux

Le mécanisme général de fragmentation des roches à l'aide d'explosifs peut se résumer à l'enchaînement des phénomènes suivants : décomposition de la matière explosive en gaz à haute pression et hautes températures, propagation d'ondes de contrainte dans le massif, rupture ou endommagement de la roche, détente des gaz à travers les zones de fragilité créées, ouvrant de manière franche des fissures et finalement, la mise en mouvement et l'éjection des fragments de matériaux. [1]

Lors de la détonation d'une charge dans un massif rocheux, la propagation de cette onde s'accompagne de phénomènes irréversibles qui permettent de définir trois zones (figure III.3) :

- la zone de broyage,
- la zone de fissuration radiale,
- la zone sismique.

a- La zone de broyage :

Dans les premiers temps de la propagation, les contraintes subies par la roche sont très élevées de 5 à 75 Kbars de pression, Elles excèdent en général la résistance à la compression de la roche qu'elles broient en fines particules.

Du point de vue de la mécanique des milieux fissurés les microfissures existantes dans le massif (joints de grains...) se développent et se ramifient fortement.

L'onde émise n'est pas la seule responsable de l'état de contrainte, les gaz qui s'engouffrent dans les fissures y participent. [1]

La décroissance des contraintes est toutefois très rapide. A courte distance, 3 à 5 r_c (r_c : rayon de la charge) elles sont revenues au deçà de la résistance à la compression de la roche.

b-La zone de fissuration radiale (zone transitoire):

La roche subit en plus de la contrainte de compression radiale une contrainte tangentielle de traction (distance comprise entre 20 et 50 r_c). [7]

c-La zone sismique :

Réapparition des vibrations qui affaiblissent le massif. [7]

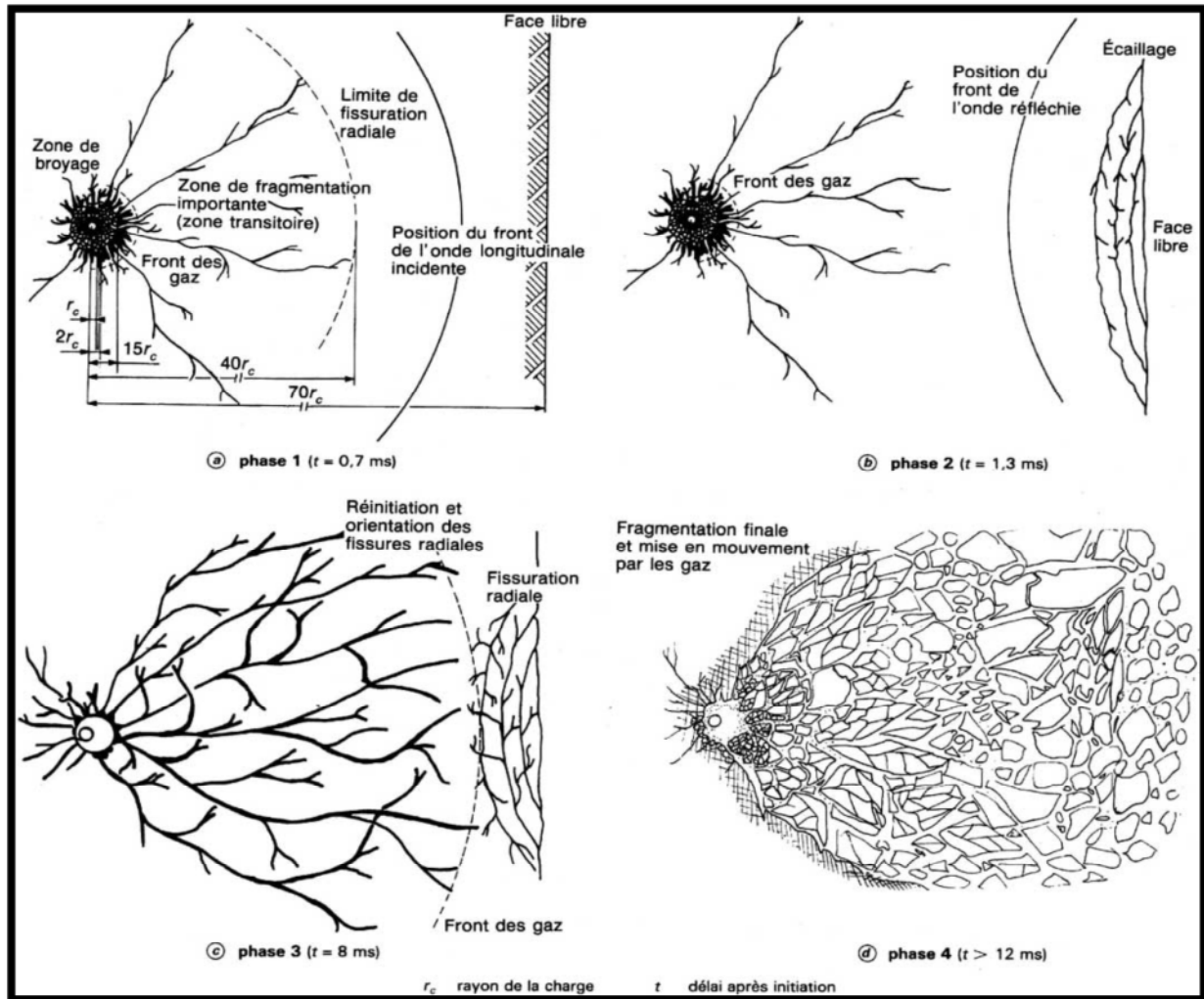


Figure III.3: Développement de la fissuration et de la fracturation [1]

III.4.4\ Les caractéristiques techniques d'explosifs utilisés dans la carrière d'Adrar Oufernou :

Dans la carrière de Adrar Oufernou, ils sont utilisé 2 types d'explosifs : le marmanite III et anfomil, le tableau III.3 présente les caractéristiques techniques de ces explosifs.

type	anfomil	Marmanit III
Densité	0,9	1,33
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre
Vitesse de détonation m/s	3000	6500
Nature	poudre	Cartouche
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,15	1,18
Poids kg	25kg	2,5kg

III.5\ Paramètres des travaux de forage et de tir (variante existante)

Tous les paramètres des travaux de forage et de tir réalisés à la carrière d'Adrar Oufernou sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau III.4 : paramètres des travaux de forage et de tir (variante existante)

Désignation	Unité	Symbole	Valeur
Diamètre du trou	(mm)	D	89
Longueur du trou	(m)	L	11,35
Ligne de moindre résistance	(m)	W	03
Distance entre les trous	(m)	a	03
Distance entre les rangées	(m)	b	03
L'inclinaison du gradin	(degré)	α	75 ⁰
L'excès de forage	(m)	L _{ex}	01
Angle de Foration	(degré)	β	75 ⁰
Longueur de bourrage	(m)	L _b	03
longueur de la colonne	(m)	L _c	05
Hauteur de la charge de fond	(m)	L _f	03
Charge de la colonne	(kg)	Q _c	25
Charge de fond	(kg)	Q _f	15
Charge d'un trou	(kg)	Q _{ex}	40
Nombre de trous total dans un bloc	–	N _{tr}	100
Nombre de rangées	–	N _r	2
Charge d'explosif ANFOMIL dans un bloc	(kg)	Vrac	2500
Charge d'explosif MARMANIT dans un bloc	(kg)	Diamètre 65	1500
Cordeau détonant	(20g)	MI	1800
Consommation spécifique	(g/m ³)	Q _s	442

III.6\ Etude des causes de provenance des hors-gabarits

Pour les principales causes qui provoquent le taux élevé des hors-gabarits, on peut citer :

- La fissuration du massif ;
- La consommation spécifique insuffisante ;
- Mauvais choix de l'inclinaison et de diamètre des trous ;
- Mauvaise construction de la charge ;
- Mauvais mode d'initiation de la charge ;
- Dimensions de la maille ;
- Quantité insuffisante d'explosif dans un trou. [4]

a/ La fissuration naturelle :

Elle influe directement sur l'effet de tir puisque l'énergie des ondes n'est pas totalement consommée par la fragmentation ce qui diminue la qualité de la fragmentation des roches puisque une grande partie s'échappe à travers les fissures et par conséquent, l'apparition d'un taux élevé de hors-gabarits.

L'importance pratique de l'étude de la fissuration, dans les conditions de notre carrière et d'autre, consiste à la détermination de la densité de fissure, leurs directions et pendage qui sont des paramètres très importants lors l'élaboration des plans de tir permettant une exploitation optimale des gisements. [4]

b/ Quantité d'explosif dans un trou :

Les roches de dureté moyenne et dures nécessitent les travaux de forage et tir. Pour cela, il faut que la consommation d'explosif soit suffisante pour la fragmentation complète des roches et l'obtention d'un tas de roches de granulométrie souhaitée. A la carrière d'Adrar Oufernou, la quantité d'explosif utilisé n'est pas suffisante, elle est de 40 kg pour un trou de 11m.

c/ Paramètres de la maille :

Leur mauvais calcul provoque des blocs hors-gabarits, par exemple (a : la distance entre deux trous) qui doit être la même entre tous les trous. Dans la carrière d'Adrar Oufernou, la maille n'est pas réglementaire.

III.7\ Influence des paramètres technologiques sur le degré de fragmentation des roches

Généralement on apprécie la qualité de la fragmentation des roches selon les deux critères suivants :

- la granulométrie de la masse rocheuse explosée.
- Les paramètres du tas des roches abattues, incluant ses dimensions, sa forme et son coefficient de foisonnement.

Les paramètres cités et principalement la granulométrie conditionnent les indices techniques et économiques des processus technologiques : à savoir les travaux d'extraction, chargement et de transport des roches et leur concassage mécanique.

Dans la pratique et lors des travaux de recherche, pour mieux apprécier la granulométrie de la masse rocheuse tirée, on utilise beaucoup de critères tel que : débit des blocs hors gabarits, diamètre du morceau moyen.

La présence des hors gabarits encombre la plateforme de travail, freine le travail des moyens de chargement et de transport, de plus elle exige le débitage secondaire, qui est lié naturellement avec l'augmentation des temps morts. [4]

III.7.1\ Influence du diamètre du trou sur le degré de fragmentation des roches

Le diamètre du trou doit être choisie en fonction des propriétés des roches à abattre et plus particulièrement la dureté. Selon les travaux expérimentaux des chercheurs (Baron L, Dimidiuk T et Juanov V), le diamètre du trou prédéterminera particulièrement la granulométrie des morceaux abattus à cause de son indice direct sur la maille. [4]

Le diamètre du trou sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur et prédétermine presque tous les principaux paramètres des travaux de forage et de tir.

Les résultats de ces travaux montrent qu'avec diminution du diamètre de charge, le débit de fraction de roche sur fragmentée diminue, et par conséquent, les pertes d'énergie de charge au contact avec le massif diminuent, et s'accroît le travail utile pour la fragmentation des roches avec le volume principal de la destruction. Ce fait s'explique par l'augmentation de la longueur de la charge et part conséquent l'augmentation de la zone de fragmentation réglée.

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de forage, le degré de la fragmentation des roches diminue.

Le diamètre du trou influe sur la concentration de l'explosif dans le massif. Ainsi l'augmentation du diamètre engendre l'augmentation de la charge concentrée et provoque le plus souvent l'augmentation du nombre de morceaux hors gabarit. Les expériences réalisées en carrières montrent que la diminution du diamètre de la charge provoque une diminution des hors gabarit. [10]

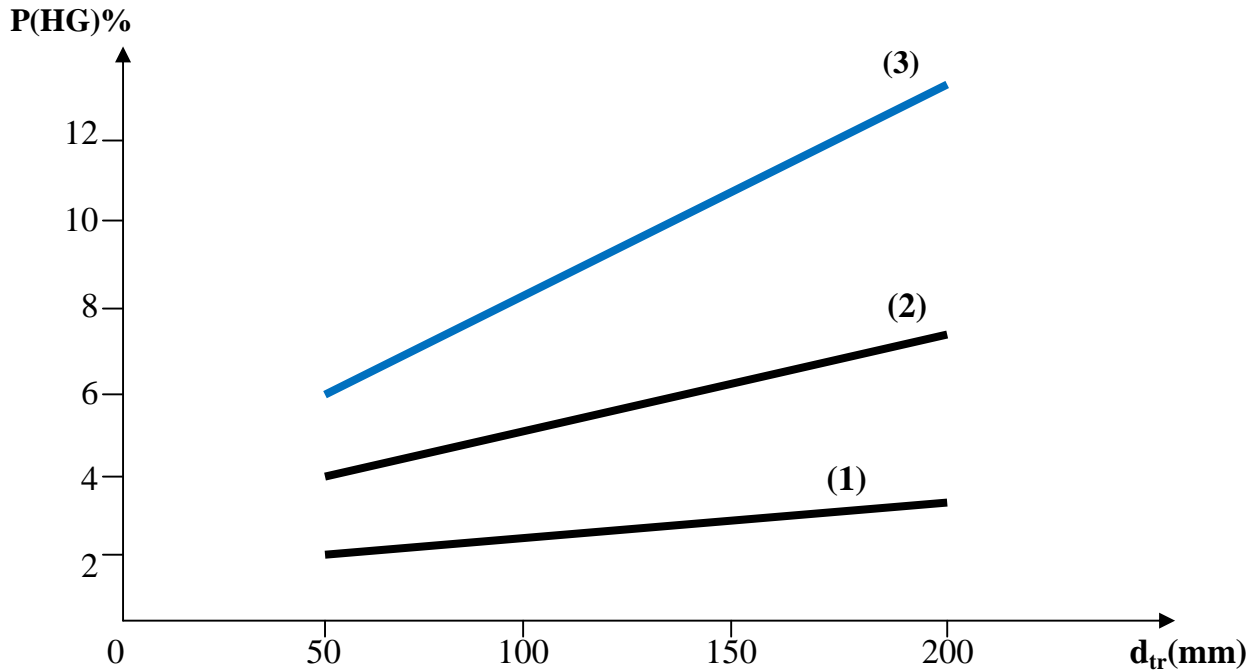


Figure III.5 : influence du diamètre des trous sur le taux des blocs hors gabarit (dimension des blocs hors gabarits de plus de 1200mm).

- (1) pour les roches à faible résistance au tir.
- (2) Pour les roches à moyenne résistance au tir.
- (3) Pour les roches à grande résistance au tir.

D'après la figure III.5. On peut conclure que la diminution du degré de fragmentation avec l'augmentation du diamètre du trou, dépend aussi de la résistance des roches au tir. Selon le fonctionnement de l'engin de foration, le diamètre utilisé est admissible pour les conditions de la carrière d'Adrar Oufernou.

III.7.2\ Influence de l'inclinaison des trous sur le degré de fragmentation des roches

L'inclinaison des trous améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer de la complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée.

Les avantages des trous inclinés sont les suivants :

- La répartition la plus régulière de l'énergie d'explosif ;
- Améliore la qualité de fragmentation et le traitement du pied du gradin ;
- Diminue simultanément la ligne de moindre résistance ;
- La consommation en explosif est optimale ;
- Le défaut du rebord (pied du gradin) sera éliminé.

La pratique de l'abattage montre que l'utilisation de trous inclinés diminue la production des blocs hors gabarit de 15-25 % à 8-10 % et augmente le rendement des pelles mécaniques de 1,5 fois. [10]

Suivant leurs investigations, les auteurs montrent que l'application de trous forés suivant une inclinaison qui varie de 10° et 30° donne une meilleure fragmentation. [6]

Pour améliorer la fragmentation et diminuer la résistance du pied du gradin on propose d'utiliser des trous inclinés à cause des avantages cités ci-dessus.

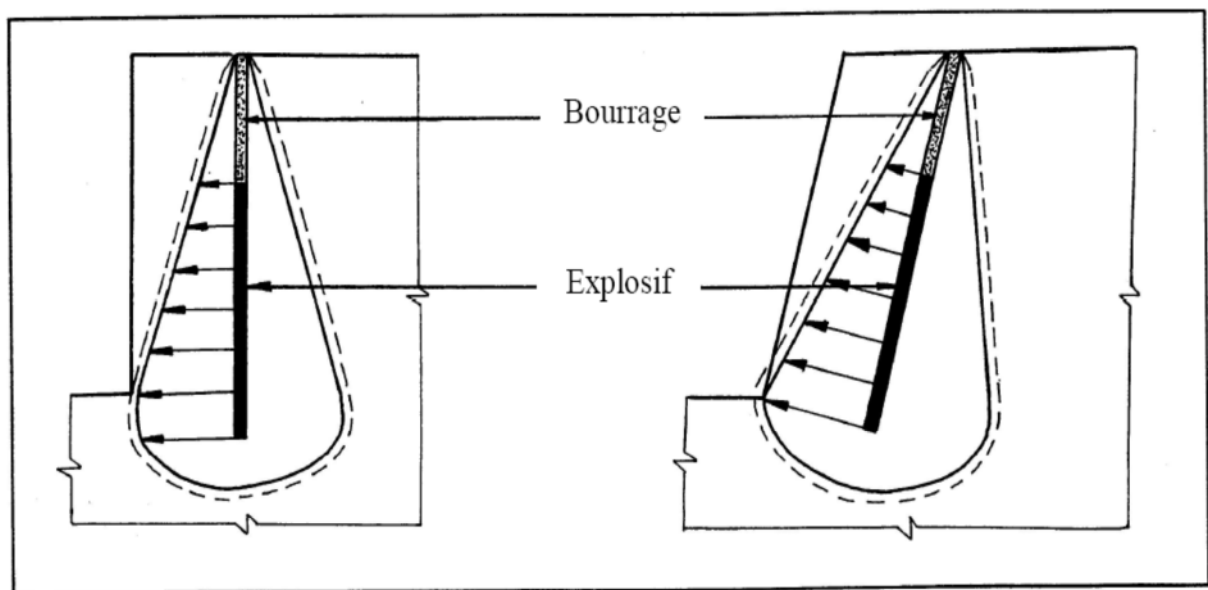


Figure III.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [8]

III.7.3\ Influence de la structure de la charge

Le degré de fragmentation peut être réglé par le changement de la construction de la charge à l'intérieur du trou. Au cours du tir d'un mètre de trou et avec la même consommation spécifique, la charge discontinue provoque l'amélioration de la fragmentation en comparaison avec la charge continue suite à l'augmentation de la zone de fragmentation réglée.

D'habitude le tir avec une charge continue est caractérisé par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisque une charge continue fait son travail uniquement aux limites de la zone de fragmentation réglée, par contre dans la partie supérieure où l'on dispose de bourrage, on obtient souvent des morceaux hors gabarits de différentes dimensions.

Dans le but d'améliorer cette fragmentation on propose d'utiliser des charges discontinues à l'intervalle bourrée. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de la fragmentation réglée augmente. [4]

La figure III.7 montre les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.



Légende :

 Bourrage  charge d'explosif

a- Charge continue.

b- Charge discontinue avec bourrage intermédiaire.

Figure III.7: les zones de fragmentation réglée pour la charge discontinue par rapport à la charge continue. [9]

III.7.4\ Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches

L'introduction du tir à micro retard été une innovation dans la mesure où il contribua dans de larges limites au perfectionnement du processus de préparation des roches durant l'exploitation des gisements par carrière.

Ce procédé se distingue des autres par ses larges possibilités de réglage de la qualité de fragmentation des roches. L'effet de réglage peut être porté à un niveau maximal lorsque la durée optimale du tir à micro retard est respectée.

L'amorçage instantané facile à réaliser correctement, il présente une grande sécurité contre les ratés de tir, mais il provoque l'ébranlement des terrains avoisinants et de fractionner insuffisamment les roches.

L'emploi des détonateurs à microretards, nous permet de contrôler le processus de la fragmentation de la roche parce que, à la mise à feu de chaque charge un temps mort est créé ce qui vas donner l'avantage à la prochaine charge explosive de travailler suivant plus d'une surface de dégagement. [4]

L'intervalle optimal du retard doit être déterminé avec exactitude, puisque tout écart diminue l'effet de son utilisation (L'intervalle de 25ms est le plus souvent adopté). Parallèlement à la sécurité, l'utilisation du microretard a une grande influence sur la qualité de la fragmentation. L'utilisation des tirs à microretard diminue la production des blocs hors gabarits. [10]

L'emploi du micro retard a les avantages suivants :

- Créé une surface libre.
- Travail de l'explosif le plus rentable.
- Augmentation du volume abattu par trou chargé.

III.7.5\ Influence de la consommation spécifique d'explosif sur la qualité de la fragmentation des roches

On entend par cette notion, la quantité d'explosif nécessaire pour fragmenter un bloc d'un mètre cube ou d'une tonne suivant une loi de fragmentation régie par plusieurs facteurs caractérisant la roche et l'explosif utilisé.

L'expérience des travaux de tir témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif dans un massif est très difficile parce que l'anisotropie du milieu est très compliquée. Comme on sait que les propriétés physiques et mécaniques des roches influent énormément sur la résistance au tir, il serait donc difficile d'évaluer exactement la consommation spécifique de l'explosif dans le massif. [5]

La pratique des travaux de tir à travers plusieurs mines à ciel ouvert montre que le changement de la consommation spécifique provoque une large variation de la fragmentation.[10]

Cependant l'expérience et les observations sur le terrain permettent de donner une appréciation relative sur la résistance au tir.

Le tableau suivant montre que l'augmentation du degré de la fragmentation des roches entraîne la croissance proportionnelle de la consommation spécifique de l'explosif.

Tableau III.5 : consommation spécifique d'explosif [10]

	Catégorie de fissuration				
	I	II	III	IV	V
Diamètres des morceaux en (mm)	Consommation spécifique d'explosif en (kg/m ³)				
300	1,9	2,0	-	-	-
400	1,4	1,7	2,2	-	-
500	0,8	1,4	1,6	2,0	-
600	0,4	0,9	1,3	1,7	2,0
700	0,3	0,6	1,0	1,4	1,6
800	0,2	0,3	0,6	0,9	1,3
900	-	-	0,4	0,6	0,9
1000	-	0,2	0,2	0,4	0,7
1100	-	-	-	0,3	0,4
1200	-	-	-	-	0,3

III.7.5.1\ Détermination de la résistance des roches au tir (tirabilité)

La résistance des roches au tir est caractérisée par l'indice de la consommation spécifique d'explosif étaloné, cet indice a été proposé par l'académicien RJEVSKY. Elle se détermine par la formule suivante : $q_{et} = 0,02 * (\delta_{comp} + \delta_{tr} + \delta_{dép}) + 2 * \gamma$ (g/cm³) (III.1)

Où :

δ_{comp} : limite de la résistance de compression, kgf/cm²

$$\delta_{comp} = 100 * f$$

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

$$\delta_{comp} = 600 \text{ kgf/cm}^2$$

f : la dureté de la roche, f=6.

δ_{tr} : limite de la résistance à la traction, kgf/cm²

$$\delta_{tr} = (0,08 \div 0,12) \delta_{comp}$$

$$\delta_{tr} = 0,1 * 600$$

$$\delta_{tr} = 60 \text{ kgf/cm}^2$$

$\delta_{dép}$: limite de la résistance au déplacement, kgf/cm²

$$\delta_{dép} = (0,2 \div 0,33) \delta_{comp}$$

$$\delta_{dép} = 0,25 * 600$$

$$\delta_{dép} = 150 \text{ kgf/cm}^2$$

γ : la masse volumique de la roche, t/m³, $\gamma = 2,7 \text{ t/m}^3$

Donc :

$$q_{et} = 0,02 * (600 + 60 + 150) + 2 * 2,7$$

$$q_{et} = 21,6 \text{ g/cm}^3$$

Suivant la valeur de la consommation spécifique d'explosif étalon, les roches sont classées selon le tableau suivant :

Tableau III.6: classification des roches selon l'indice de tirabilité [5]

Classes	q_{et} (g/cm ³)	Type de tirabilité
I	≤ 10	facile
II	10,1 ÷ 20	moyenne
III	20,1 ÷ 30	difficile
IV	30,1 ÷ 40	Très difficile
V	40,1 ÷ 50	Exclusivement difficile

Le calcaire de la carrière d'Adrar Oufernou est difficile.

III.7.5.2\ Détermination de la consommation spécifique d'explosif du projet

Dans notre projet, on essaie de déterminer la consommation spécifique d'explosif dans les conditions minières d'Adrar Oufernou est donnée par la formule suivante :

$$q_p = q_{ét} * k_{ex} * k_f * k_d * k_c * k_v * k_{sd} ; \text{ g/m}^3 \text{ (III.2)}$$

Où :

$$q_{ét} = 21,6 \text{ g/cm}^3$$

k_{ex} : coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude au travail de l'explosif étalon à celle de l'explosif utilisé.

$$k_{ex} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}}$$

$A_{ét}$ et A_{ut} sont respectivement les aptitudes au travail de l'explosif étalon et de l'explosif utilisé.

$$A_{ét} = 360 \text{ cm}^3 \text{ (Ammonite).}$$

$$A_{ut} = \frac{A_{anf} * 80 + A_{mar} * 20}{100} \text{ cm}^3$$

$$A_{anf} = 320 \text{ cm}^3 \text{ (anfomil) explosif en colonne.}$$

$$A_{mar} = 360 \text{ cm}^3 \text{ (marmanit III) explosif d' amorçage.}$$

$$A_{ut} = \frac{320 * 80 + 360 * 20}{100}$$

$$A_{ut} = 328 \text{ cm}^3$$

Donc :

$$k_{ex} = \frac{360}{328}$$

$$k_{ex} = 1,09$$

k_f : coefficient qui tient compte de la fissuration d'explosif.

$$k_f = 1,2 * l_m + 0,2$$

Où : l_m distance moyenne entre deux fissures, pour notre cas elle est de 1m.

Tableau III.7: catégorie de fissuration des roches [10]

catégorie	roches	Distance entre les fissures	Densité de fissuration Nombre de fissures par mètre linéaire
I	Extrêmement fissurées	<0,1	>0,1
II	Très fissurées	0,1-0,5	20-10
III	Fissuration moyenne	0,5-1,0	1,0-2,0
IV	Peu fissurées	1,0-1,50	1,0-0,65
V	Monolithe, non fissurées	>1,50	<0,65

$$k_f = 1,2 * 1 + 0,2$$

$$\mathbf{k_f = 1,4}$$

k_d : coefficient qui tient compte du degré de fragmentation nécessaire.

$$k_d = \frac{0,5}{d_m}$$

avec d_m : la dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée ; (m).

$$d_m = 170 * \sqrt[3]{E}$$

$$d_m = 170 * \sqrt[3]{3,2}$$

$$d_m = 0,3m.$$

Alors :

$$k_d = \frac{0,5}{0,3}$$

$$\mathbf{k_d = 1,66}$$

k_c : coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge.

Pour les roches à tirabilité moyenne ; $k_c = 0,7 \div 0,8$

On prend $k_c = 0,8$

k_v : coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée avec la hauteur de gradin.

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

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{15}{10}}$$

$$\mathbf{k_v = 1,14}$$

k_{sd} : Coefficient qui tient compte du nombre de surface libre ; pour notre cas il y a deux surfaces libres qui correspondent à la valeur 8.

$$\mathbf{k_{sd} = 8}$$

Donc :

$$q_p = q_{ét} * k_{ex} * k_f * k_d * k_c * k_v * k_{sd}$$

$$q_p = 21,6 * 1,09 * 1,4 * 1,66 * 0,8 * 1,14 * 8$$

$$\mathbf{q_p = 400 \text{ g/m}^3}$$

III.8\ Calcul des paramètres de forage et de tir (variante proposée)

Données de départ :

- Angle du talus du gradin : $\alpha=75^0$.
- Hauteur du gradin : $H_g=10m$.
- Diamètre du trou : $d_{tr}=89mm$.
- Angle d'inclinaison du trou : $\beta=75^0$.
- Dureté de la roche : $f=6$.
- Masse volumique : $\gamma=2,7$.
- Nombre de rangée : $n=2$.

1. Calcul de la longueur du trou :

$$L_{tr} = \frac{Hg}{\sin \beta} + l_{ex} ; (m) \quad (III.3)$$

Où :

L_{ex} : la longueur de l'excès de forage qui est déterminée par la formule suivante :

$$L_{ex}=K_s*d_{tr} ; (m) \quad (III.4)$$

Où :

K_s : coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison des trous.

$K_s=10\div 15$

- 10 : pour les roches à tirabilité facile.
- 15 : pour les roches à tirabilité difficile.

Dans notre cas la tirabilité est difficile : $q_{et}=21,6 \text{ g/cm}^3$.

Donc on prend : $L_{ex}=15*d_{tr}$

$$L_{ex}=15*0.089=1,33m.$$

Alors :

$$L_{tr} = \frac{10}{\sin 75} + 1,33 ; (m)$$

$L_{tr}=11,68m.$

2. Calcul de la capacité métrique du trou : Elle se détermine par la formule suivante :

$$P = 785 \cdot d_{tr}^2 \cdot \Delta ; \text{ kg/m.}$$

Δ : densité moyenne d'explosif en t/m³

$$\Delta = \frac{\Delta_{anf} \cdot 80 + \Delta_{mar} \cdot 20}{100}$$

Où :

Δ_{anf} : densité d'anfomil (0,9 g/cm³)

Δ_{mar} : densité de marmanite III (1,33g/cm³)

Donc :

$$\Delta = \frac{0,9 \cdot 80 + 1,33 \cdot 20}{100}$$

$$\Delta = 0,986 \text{ t/m}^3$$

Alors :

$$P = 785 \cdot (0,089)^2 \cdot 0,986$$

$$P = 6,13 \text{ kg/m.}$$

3. La ligne de moindre résistance :

La ligne de moindre résistance se détermine par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4m \cdot q \cdot p \cdot Hg \cdot L_{tr}} - p}{2 \cdot m \cdot q \cdot Hg}; \dots m \quad (\text{III.5})$$

Où :

p : la capacité métrique du trou en kg/m ; p=6,13kg/m.

m : coefficient de rapprochement du trou ; m =1.

q : consommation spécifique d'explosif du projet ; q=400g/m³.

Donc :

$$W = \frac{\sqrt{6,13^2 + 4 \cdot 1 \cdot 0,4 \cdot 6,13 \cdot 10 \cdot 11,68} - 6,13}{2 \cdot 1 \cdot 0,4 \cdot 10}$$

$$W=3,5 \text{ m.}$$

Après le calcul de la ligne de moindre résistance, on la vérifiée d'après la condition suivante :

$$W_s = H_g \cdot (\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\beta) + C ; \text{ (m)}. \quad (\text{III.6})$$

Où :

α : angle du talus du gradin ; $\alpha=75^0$.

β : angle d'inclinaison du trou ; $\beta=75^0$.

C : distance minimum admissible entre l'arrêt supérieur du gradin et le centre du trou de la première rangée ; $C=3\text{m.}$

Donc :

$$W_s = 10 \cdot (\text{ctg}75^0 - \text{ctg}75^0) + 3$$

$$W_s = 3\text{m.}$$

$W > W_s$, donc la relation est vérifiée selon les conditions de sécurité du travail.

4. La distance entre deux trous (a):

Elle se détermine par la formule suivante : $a = m \cdot W ; \text{ (m)}. \quad (\text{III.7})$

$$a = 1 \cdot 3,5$$

$$a = 3,5 \text{ m.}$$

5. La distance entre deux rangées (b) :

$b = W$ (tir à micro retard). (III.8)

$$b = 3,5 \text{ m.}$$

6. Largeur d'enlevure (A) : Elle se détermine par la formule suivante :

$$A = W + (n-1) \cdot b ; \text{ (m)}. \quad (\text{III.9})$$

n : nombre de rangée ; n=2.

Donc : $A=3,5+(2-1)*3,5$

$$A=7 \text{ m.}$$

7. Quantité d'explosif par trou :

Les résultats d'abattage à l'explosif dépendent de la quantité nécessaire d'explosif à mettre dans chaque trou, cette quantité se détermine par la formule suivante :

$$Q_{ex} = q*a*W*H_g ; \quad \text{kg/trou} \quad (\text{III.10})$$

Donc :

$$Q_{ex} = 0,4*3,5*3,5*10$$

$$Q_{ex} = 50 \text{ kg/trou.}$$

8. Quantité de la charge inférieure et supérieure dans un trou :

- Quantité de la charge inférieure (Q_{ch}^{inf}) :

$$Q_{ch}^{inf} = (0,6 \div 0,7) * Q_{ex} ; \quad \text{kg/trou.} \quad (\text{III.11})$$

$$Q_{ch}^{inf} = 0,65 * 50$$

$$Q_{ch}^{inf} = 32,5 \text{ kg/trou.}$$

- Quantité de la charge supérieure (Q_{ch}^{sup}) :

$$Q_{ch}^{sup} = (0,3 \div 0,4) * Q_{ex} ; \quad \text{kg/trou.} \quad (\text{III.12})$$

$$Q_{ch}^{sup} = 0,35 * 50$$

$$Q_{ch}^{sup} = 17,5 \text{ kg/trou.}$$

9. Longueur de la charge inférieure et supérieure dans un trou :

- Longueur de la charge dans chaque trou :

$$L_{ch} = \frac{Q_{ex}}{p}; (m) \quad (\text{III.13})$$

$$L_{ch} = \frac{50}{6,13}$$

$$L_{ch}=8,15m.$$

- Longueur de la charge dans la partie en tête :

$$L_{ch}^{sup} = Q_{ch}^{sup}/p ; \quad (m). \quad (III.14)$$

$$L_{ch}^{sup} = 17,5/6,13$$

$$L_{ch}^{sup} = 2,85m.$$

- Longueur de la charge dans la base du trou :

$$L_{ch}^{inf} = Q_{ch}^{inf}/p ; \quad (m). \quad (III.15)$$

$$L_{ch}^{inf} = 32,5/6,13$$

$$L_{ch}^{inf} = 5,3m.$$

10. Longueur du bourrage intermédiaire :

$$L_{b(int)} = (0,17 \div 0,35) * L_{ch} ; \quad (m). \quad (III.16)$$

$$L_{b(int)} = 0,25 * 8,15$$

$$L_{b(int)} = 2 m.$$

11. Longueur du bourrage du bouchon :

$$L_{bb} = L_{tr} - (L_{ch} + L_{b(int)}) ; \quad (m). \quad (III.17)$$

$$L_{bb} = 11,68 - (8,15 + 2)$$

$$L_{bb} = 1,5m.$$

12. Volume du bloc à abattre:

$$Vbl = \frac{P_{an}}{N_s * N_{int}} m^3 \quad (III.18)$$

Où :

P_{an} : production annuelle de la carrière ; $P_{an} = 331250 m^3$ (d'après les données pratiques) ;

N_s : nombre de semaine ouvrable par année ; $N_s=48$ semaines ;

N_{int} : intervalle entre deux tirs successive ; $N_{int}=1$.

$$V_{bl} = \frac{331250}{48*1}$$

$$V_{bl} = 6901 \text{ m}^3.$$

13. Surface du bloc à abattre:

$$S_{bl} = V_{bl} / H_g ; \quad (\text{m}^2). \quad (\text{III.19})$$

$$S_{bl} = 6901 / 10$$

$$S_{bl} = 690,1 \text{ m}^2.$$

14. Longueur du bloc à abattre:

$$L_b = S_{bl} / A ; \quad (\text{m}). \quad (\text{III.20})$$

$$L_b = 690,1 / 7$$

$$L_b = 98,6 \text{ m}.$$

15. Nombre de trou dans un bloc:

$$N_{tr} = (L_b / a) * n \quad (\text{III.21})$$

n : nombre de rangées ; $n=2$.

$$N_{tr} = (98,6 / 3,5) * 2$$

$$N_{tr} = 56 \text{ trous}.$$

16. Longueur totale forée :

$$L_{tf} = L_{tr} * N_{tr} ; \quad (\text{m}). \quad (\text{III.22})$$

$$L_{tf} = 11,68 * 56$$

$$L_{tf} = 654 \text{ m}.$$

17. Quantité d'explosif totale pour abattre un bloc :

$$Q_{tot} = Q_{ex} * N_{tr} ; \quad \text{kg/bloc}. \quad (\text{III.23})$$

$$Q_{tot} = 50 * 56$$

$$Q_{tot} = 2800 \text{ kg/bloc}.$$

- Quantité de marmanite III dans un bloc :

$$Q_{\text{mar}}^{\text{bl}} = 20 * Q_{\text{tot}} / 100 ; \quad \text{kg/bloc.} \quad (\text{III.24})$$

$$Q_{\text{mar}}^{\text{bl}} = 0,2 * 2800$$

$$Q_{\text{mar}}^{\text{bl}} = 560 \text{ kg/bloc.}$$

- Quantité d'anfomil dans un bloc :

$$Q_{\text{anf}}^{\text{bl}} = 80 * Q_{\text{tot}} / 100 ; \quad \text{kg/bloc.} \quad (\text{III.25})$$

$$Q_{\text{anf}}^{\text{bl}} = 0,8 * 2800$$

$$Q_{\text{anf}}^{\text{bl}} = 2240 \text{ kg/bloc.}$$

-Quantité de marmanite III dans un trou :

$$Q_{\text{mar}} = 20 * Q_{\text{ex}} / 100 ; \quad \text{kg/trou.} \quad (\text{III.26})$$

$$Q_{\text{mar}} = 0,2 * 50$$

$$Q_{\text{mar}} = 10 \text{ kg/trou.}$$

-Nombre de cartouches dans un trou:

$$N_c = Q_{\text{mar}} / p_c \quad (\text{III.27})$$

p_c : poids de la cartouche ; $p_c = 2,5 \text{ kg}$.

$$N_c = 10 / 2,5$$

$$N_c = 4 \text{ cartouches.}$$

-Nombre total des cartouches :

$$N_{\text{ctot}} = N_c * N_{\text{tr}} \quad (\text{III.28})$$

$$N_{\text{ctot}} = 4 * 56$$

$$N_{\text{ctot}} = 224 \text{ cartouches.}$$

-Quantité d'anfomil dans un trou :

$$Q_{\text{anf}} = 80 * Q_{\text{ex}} / 100 ; \quad \text{kg/trou.} \quad (\text{III.29})$$

$$Q_{\text{anf}} = 0,8 * 50$$

$$Q_{\text{anf}} = 40 \text{ kg/trou.}$$

18. Calcul du nombre de sondeuses :

$$N_s = \frac{L_{tf}}{R_s * N_p * N_j} \quad (III.30)$$

Où :

L_{tf} : longueur totale forée ; $L_{tf} = 654$

R_s : rendement de la sondeuse ; $R_s = 133\text{m/poste}$.

N_p : nombre de poste du travail par jour ; $N_p = 2\text{postes}$.

N_j : nombre d'intervalle entre deux tirs successifs ; $N_j = 5\text{jours}$.

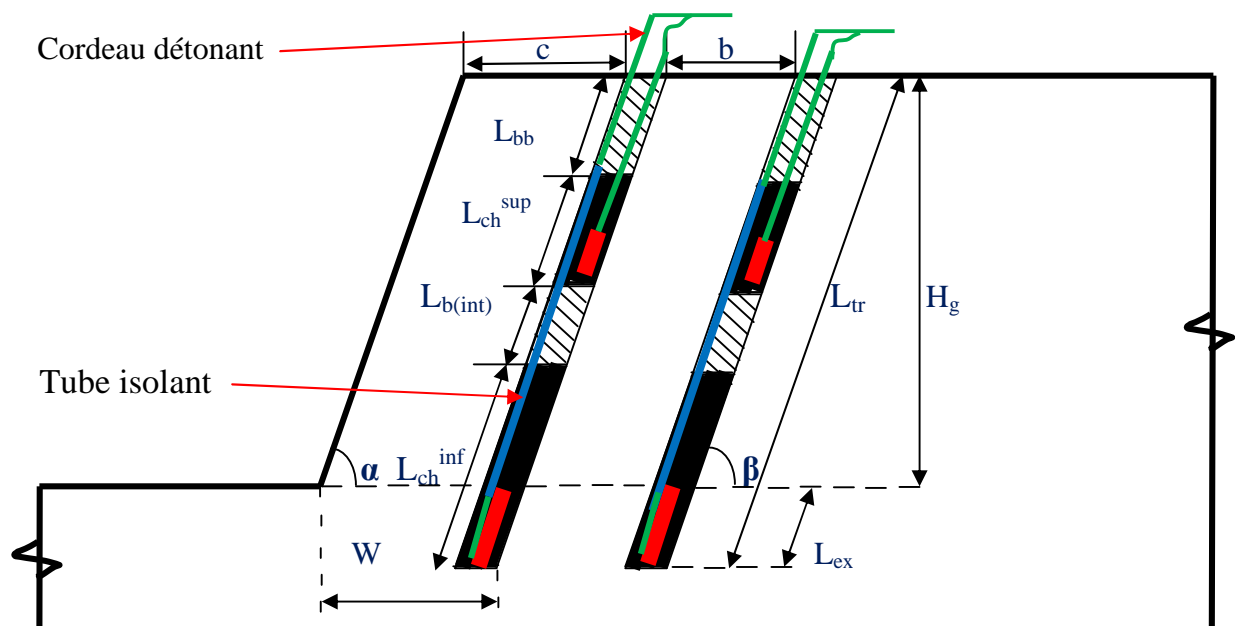
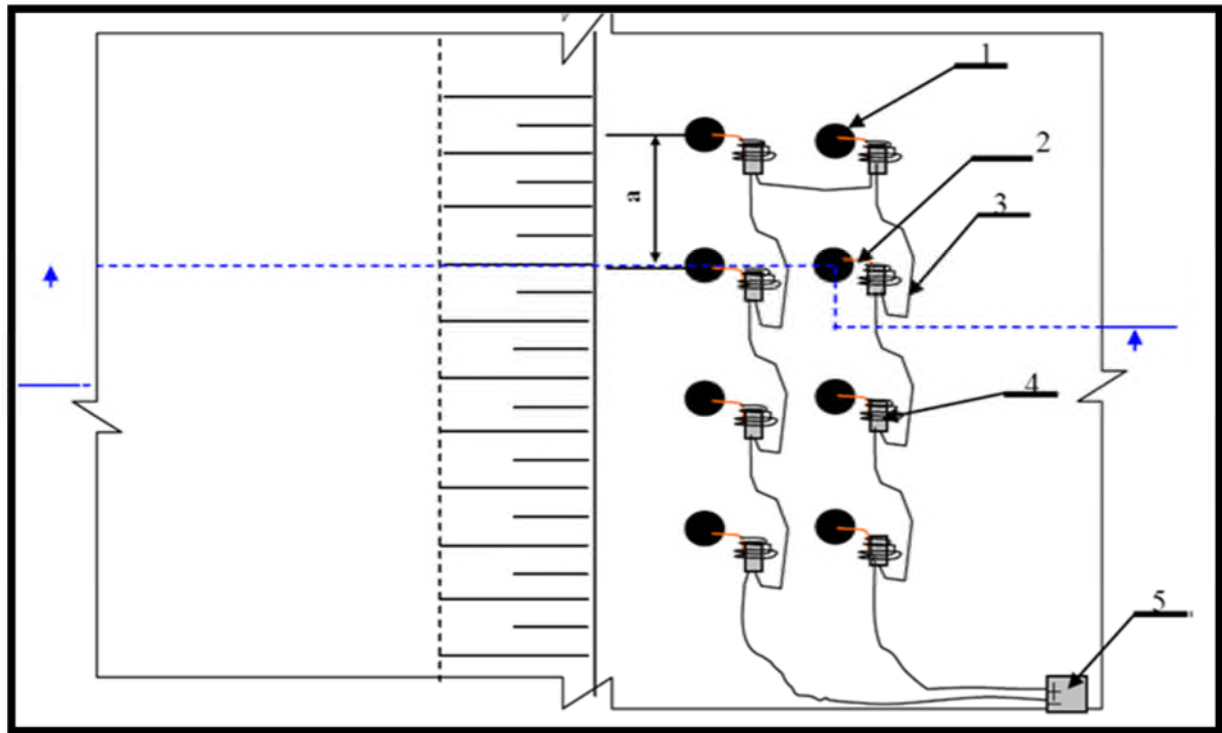
Donc :

$$N_s = \frac{654}{133 * 2 * 5}$$

$N_s = 0,50 \approx 1\text{sondeuse}$.
--

19. Tir à micro retard :

Le tir à micro retard influe dans des proportions plus grandes sur la qualité de fragmentation des roches dans le cas où celles-ci présentent une grande résistance au tir. Dans ce cas, les résultats les plus élevés sont atteints lorsque la durée du micro retard est de 30-35 ms. [11]



Légende :

c : distance entre le premier trou et l'arrêt supérieur du gradin ; **L_{ex}** : l'excès de forage ;

b : distance entre deux rangées ; **L_{bb}** : longueur du bourrage de bouchon ;

L_{ch}^{sup} : longueur de la charge supérieure dans le trou ; **W** : ligne de moindre résistance ;

L_{ch}^{inf} : longueur de la charge inférieure dans le trou ; **L_{tr}** : longueur totale du trou ;

L_{b(int)} : longueur du bourrage intermédiaire ;

Figure III.8 : représentation des paramètres de forage et de tir (plan de tir proposé).

Tableau III.8 : tableau récapitulatif des Paramètres des travaux de forage et de tir (variante proposée) :

N ⁰	Paramètres	symboles	unités	valeurs
01	Hauteur du gradin	H _g	m	10
02	Diamètre du trou	d _{tr}	mm	89
03	Longueur du trou	L _{tr}	m	11,68
04	Consommation spécifique d'explosif	q _p	Kg/m ³	0,4
05	Ligne de moindre résistance	W	m	3,5
06	Distance entre les trous	a	m	3,5
07	Distance entre deux rangées	b	m	3,5
08	Longueur de l'excès de forage	L _{ex}	m	1,33
09	Angle d'inclinaison des trous	β	degré	75 ⁰
10	Quantité d'explosif par trou	Q _{ex}	Kg/trou	50
11	Quantité d'explosif supérieure par trou	Q _{ch} ^{sup}	Kg/trou	17,5
12	Quantité d'explosif inférieure par trou	Q _{ch} ^{inf}	Kg/trou	32,5
13	Longueur du bourrage du bouchon	L _{bb}	m	1,5
14	Longueur du bourrage intermédiaire	L _{b(int)}	m	2
15	Longueur de la charge dans un trou	L _{ch}	m	8,15
16	Longueur de la charge supérieure	L _{ch} ^{sup}	m	2,85
17	Longueur de la charge inférieure	L _{ch} ^{inf}	m	5,3
18	Quantité d'explosif par volée	Q _{tot}	Kg/bloc	2800
19	Quantité Anfomil par trou	Q _{anf}	Kg/trou	40
20	Quantité de marmanite III par trou	Q _{mar}	Kg/trou	10
21	Quantité de mar III pour tirer un bloc	Q _{mar} ^{bl}	Kg/bloc	560
22	Quantité d'Anf pour tirer un bloc	Q _{anf} ^{bl}	Kg/bloc	2240
23	Nombre de trou par volée	N _{tr}	-	56
24	Volume du bloc à abattre	V _{bl}	m ³	6901
25	Nombre de rangées	n	-	2
26	Largeur de l'enlèvement	A	m	7

Tableau III.9 : Comparaison entre la variante existante et la variante proposée :

Paramètres	symboles	unités	valeurs	
			existantes	proposées
Hauteur du gradin	H_g	m	10	10
Diamètre du trou	d_{tr}	mm	89	89
Longueur du trou	L_{tr}	m	11,35	11,68
Consommation spécifique d'explosif	q_p	Kg/m^3	0,442	0,4
Ligne de moindre résistance	W	m	3	3,5
Distance entre les trous	a	m	3	3,5
Distance entre deux rangées	b	m	3	3,5
Longueur de l'excès de forage	L_{ex}	m	1	1,33
Angle d'inclinaison des trous	β	degré	75^0	75^0
Quantité d'explosif par trou	Q_{ex}	Kg/trou	40	50
Quantité d'explosif supérieure par trou	Q_{ch}^{sup}	Kg/trou	-	17,5
Quantité d'explosif inférieure par trou	Q_{ch}^{inf}	Kg/trou	-	32,5
Longueur du bourrage du bouchon	L_{bb}	m	3	1,5
Longueur de la charge dans un trou	L_{ch}	m	8	8,15
Longueur de la charge supérieure	L_{ch}^{sup}	m	-	2,85
Longueur de la charge inférieure	L_{ch}^{inf}	m	-	5,3
Quantité d'explosif par volée	Q_{tot}	Kg/bloc	4000	2800
Quantité Anfomil par trou	Q_{anf}	Kg/trou	25	40
Quantité de marmanite III par trou	Q_{mar}	Kg/trou	15	10
Quantité de mar III pour tirer un bloc	Q_{mar}^{bl}	Kg/bloc	1500	560
Quantité d'Anf pour tirer un bloc	Q_{anf}^{bl}	Kg/bloc	2500	2240
Nombre de trou par volée	N_{tr}	-	100	56
Volume du bloc à abattre	V_{bl}	m^3	9000	6901
Nombre de rangées	n	-	2	2
Largeur de l'enlevure	A	m	6	7

III.9\ Débitage secondaire

La fragmentation des roches à l'explosif donne toujours un taux de blocs hors gabarits quelque soit la méthodologie employée pour améliorer la qualité de la fragmentation.

Le débitage secondaire est un procédé minier consiste à fragmenter les morceaux abattus dits hors gabarits (Les morceaux de roches abattues qui ne satisfont pas aux exigences technologiques des travaux de forage et de tir), ce dernier diminue le rendement des engins d'extraction, de chargement et de transport.

Pour diminuer le taux des blocs hors gabarits au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou, on propose d'appliquer le débitage secondaire soit mécanique à l'aide de brise-roche où par l'explosif.



Figure III.9 : représentation des blocs hors gabarits.

III.9.1\ Paramètres de débitage secondaire

- Estimation du volume des hors gabarits pour la méthode proposée :

Dans la carrière d'Adrar Oufernou et suivant l'étude faite, lors de notre stage pratique, la première remarque qui a été enregistré est le grand débit des hors gabarits dont le pourcentage est estimé à 15%.

- Calcul le volume total des hors gabarits :

Le volume total des hors gabarits est déterminé par la formule suivante :

$$V_{\text{tot HG}} = \frac{V_{\text{bl}} \cdot 15}{100} \cdot K_f ; \quad (\text{m}^3)$$

Où :

V_{bl} : volume du bloc à abattre ; $V_{\text{bl}} = 6901 \text{ m}^3$.

K_f : coefficient de foisonnement ; $K_f = 1,6$.

Donc :

$$V_{\text{tot HG}} = \frac{6901 \cdot 15}{100} \cdot 1,6$$

$$\boxed{V_{\text{tot HG}} = 1656,24 \text{ m}^3.}$$

Le volume des morceaux hors gabarits qui provient de la partie supérieure et constitue approximativement 60% du débit total des hors gabarits est déterminée par la formule suivante :

$$V_{\text{tot sup}} = \frac{V_{\text{tot HG}} \cdot 60}{100} ; \quad (\text{m}^3).$$

$$V_{\text{tot sup}} = \frac{1656,24 \cdot 60}{100}$$

$$\boxed{V_{\text{tot sup}} = 993,7 \text{ m}^3.}$$

L'application des charges discontinues diminue le débit des hors gabarits dans la partie supérieure du gradin de 5 à 7 fois (pour nos calculs on prend 5 fois), c'est-à-dire lors de l'application du plan de tir proposé, le débit des blocs hors gabarits sera diminué de 5 fois par rapport le plan de tir utilisé.

$$V_{HG} = \frac{V_{\text{tot sup}}}{5}; \text{ (m}^3\text{)}.$$

$$V_{HG} = \frac{993,7}{5}$$

$$V_{HG} = 198,7 \text{ m}^3.$$

➤ Calcul le pourcentage des blocs hors gabarits :

$$V_{\text{tot HG}} \longrightarrow 15\%$$

$$V_{HG} \longrightarrow X$$

$$X = \frac{V_{HG} * 15\%}{V_{\text{tot HG}}}$$

$$X = \frac{198,7 * 15\%}{1656,24}$$

$$X = 2 \text{ \%}.$$

Le débitage secondaire se fait sur les blocs dont les dimensions sont supérieures à celles de l'ouverture du concasseur.

Conclusion

L'énergie de l'explosion doit être uniformément distribuée pour assurer une fragmentation uniforme. Cela demande:

- Un diamètre de trou propre aux objectifs du tir et des conditions d'abattage.
- Un angle de trou de forage correspondant aux conditions de la face existante.

En conclusion, la quantité d'explosif par trou utilisée à la carrière est inférieure à celle calculée théoriquement, ce qui peut être l'une des causes de provenance des blocs hors gabarits.

La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière et les vibrations qui résultent du tir.

Selon les calculs réalisés, on peut dire que le plan de tir proposé s'avère plus efficace pour améliorer le degré de la fragmentation des roches, car le débit des blocs hors gabarits a été sensiblement diminué de 15% à 2%.

Chapitre IV : Chargement et transport

IV.1\ Chargement des roches

IV.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 des paramètres techniques 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.

IV.1.2\ Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou

A la carrière d'Adrar Oufernou, il existe la chargeuse sur pneus : Pelle CAT 345D. Ces caractéristiques techniques sont notées dans le tableau suivant :

Tableau IV.1 : caractéristiques techniques de la chargeuse Pelle CAT 345D.

Marque	CAT
Type	345D
Capacité du godet	3,2m ³
Largeur du godet	1,5m
Hauteur de diverssement	7,041m
Puissance du moteur	283 kw
Vitesse de rotation du moteur	1800 tour/min
Force d'extraction	235KN
Poids	57,87t

IV.1.3\ Rendement des engins de chargement

Le 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 :

$$R_{ch} = \frac{3600 * E_g * T_p * k_u * k_r * \gamma}{T_C * k_f}; \quad t / poste \quad (IV.1)$$

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 roches ; $k_f = 1,6$.

K_r : Coefficient de remplissage du godet ; $K_r = 0,8$

T_C : Le temps de cycle d'une chargeuse est déterminé de la façon suivante :

$$T_C = 18s.$$

D'où :

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

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

IV.1.4\ Rendement mensuel :

Il est donné par la formule suivante :

$$R_{ch/m} = R_{ch} * N_p * N_{j/m}; \quad t/mois \quad (IV.2)$$

Où :

N_p : nombre de poste par jour ; $N_p = 2$.

$N_{j/m}$: nombre de jour par mois ; $N_{j/m} = 20$

Donc :

$$R_{ch/m} = 3447,36 * 2 * 20$$

$$\mathbf{R_{ch/m} = 137894 t/mois.}$$

IV.1.5\ Rendement annuel :

Il se détermine comme suit :

$$R_{ch/an} = R_{ch} * N_p * N_{j/an}; \quad t/an \quad (IV.3)$$

Où :

$N_{j/an}$: nombre de jour par an ; $N_{j/an} = 240$ jours.

Alors:

$$R_{ch/an} = 3447,36 * 2 * 240 = 1654732,8 t/an.$$

$$\mathbf{R_{ch/an} = 1654732,8 t/an.}$$

IV.1.6\ Détermination du nombre de chargeuses

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{R_{ch}/an} \text{ pièces} \quad (IV.4)$$

Où :

P_{an} : production annuelle de la carrière ; $P_{an}=530000$ t/an

D'où :

$$N_{ch} = \frac{530000}{1654732,8} = 0,32 \rightarrow 1 \text{ Chargeuse.}$$

IV.1.7\ Le nombre total de chargeuse pour la carrière

Il est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tch} = N_{ch} \cdot k_{ré} ; (\text{chargeuses})$$

Où :

$k_{ré}$: coefficient de réserve ; $k_{ré} = (1,2 \div 1,4)$

On prend : $k_{ré} = 1,3$

Donc :

$$N_{tch} = 1,3 * 1 = 1,3 \rightarrow \mathbf{01 \text{ chargeuse.}}$$

Dans la carrière d'Adrar Oufernou le chargement se fait à laide d'une chargeuse Pelle CAT 345D qu'elle peut assurer la production journalière de la carrière.

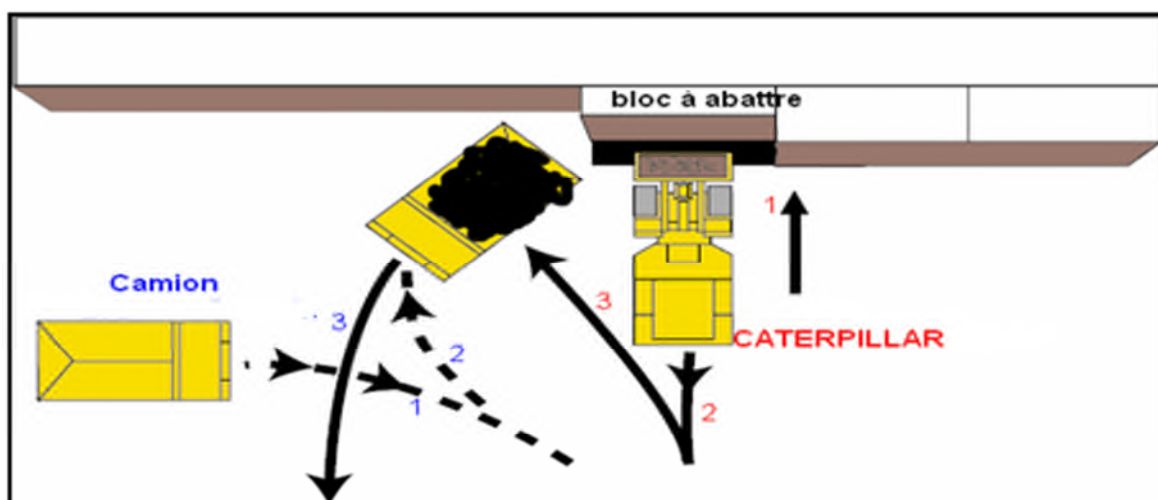


Figure IV.1 : Chargement de tas des roches.

IV.2\ Transport

IV.2.1\ Généralités

Le transport est l'un des processus les plus importants dans l'exploitation des carrières ou mine à ciel ouvert. Le coût du transport atteint 20% à 30% du prix de revient total d'exploitation.

Le but principal du transport consiste à déplacer la masse minière bien fragmentée des chantiers (front de taille) jusqu'aux points de déchargement (concasseur, les trémies de réception, les stocks ou les terrils).

Le choix des moyens de transport dépend des facteurs principaux suivants :

- La production de la carrière ;
- La distance de transport ;
- Du type d'engins de chargement ;
- La nature des roches à transporter ;
- des dimensions de la carrière ;
- Mode d'ouverture ;
- Méthode d'exploitation.

Après une étude des paramètres de ces différents facteurs cités ci-dessus nous pouvons choisir le type de transport convenable car il existe une multitude de mode de transport à savoir :

- Transport par voie ferrée ;
- Transport par camion ;
- Transport par convoyeur.

De nos jours, on applique largement le transport par camion qui est caractérisé par les avantages suivants :

- la simplicité de construction des engins ;
- la possibilité de surmonter la pente élevée allant jusqu'à 15% ;
- la simplicité d'organisation de travail.

Le transport dans la carrière d'Adrar Oufernou s'effectue par camion dont la distance de transport est de 1,5 km du front du travail jusqu'au concasseur.

Le transport dans la carrière d'Adrar Oufernou s'effectue par quatre camions (dumpers):

- Terex TA 400 : la capacité de la benne est de 32 tonnes.
- ASTRA BM35 : la capacité de la benne est de 28 tonnes.
- ASTRA RD 32 : la capacité de la benne est de 25 tonnes.
- ASTRA RD 28 : la capacité de la benne est de 22 tonnes.

IV.2.2\ Calcul les paramètres de transport

IV.2.2.1\ Largeur de la chaussée de transport :

La largeur de la chaussée de transport à doubles voies est déterminée par la formule suivante :

$$T = 2 * l_c + 2 * B_c + m ; (m) \quad (IV.5)$$

Où :

- l_c : largeur du camion..... $l_c = 3,7m$.
- B_c : l'accotement..... $B_c = 1m$.
- m : la distance de croisement (distance entre les camions)..... $m = 1,5m$.

Donc :

$$T = 2 * 3,7 + 2 * 1 + 1,5$$

T = 11 m

IV.2.2.2\ Calcul le rendement du camion :

Le rendement postier du camion est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ca} = \frac{60 * G * Kr * K_u * T_p}{T_c} ; t / poste. \quad (IV.6)$$

- Pour le dumper Terex TA 400 :

Où :

G : Capacité de la charge du camion ; $G = 32t$.

Kr : Coefficient de remplissage de benne du camion ; $Kr = 0,90$.

K_u : Coefficient d'utilisation pratique du camion ; $K_u = 0,57$.

T_p : Temps d'un poste ; $T_p = 7$ heures.

T_c : Temps de cycle du camion ;

Le temps de cycle d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv} ; \text{min}$$

Où :

T_{ch} : Temps de chargement d'un camion.

T_{mch} : Temps de marche en charge du camion vers le concasseur .

T_{att} : Temps d'attente du camion .

$T_{déch}$: Temps de déchargement du camion.

T_{mv} : Temps de marche du camion à vide vers le lieu du chargement .

Tableau IV .2 : le temps de cycle du dumper Terex TA 400

	T_{ch} (s)	T_{mch} (s)	$T_{déch}$ (s)	T_{mv} (s)	T_{att} (s)	Somme (s)
Cycle01	380	670	35	590	13	1688
Cycle02	360	650	55	615	50	1730
Cycle03	379	648	60	600	79	1766
Cycle04	300	515	32	605	560	2012
Cycle05	180	525	35	590	163	1493

Donc :

Le temps de cycle de dumper Terex TA 400 est :

$$T_c = 29 \text{ min.}$$

Alors :

$$R_{pca} = \frac{60 * 32 * 0,9 * 0,57 * 7}{29}$$

Le rendement postier de dumper Terex TA 400 :

$$R_{pca} = 237,7 \text{ t/poste.}$$

-Le rendement journalier de dumper Terex TA 400 :

$$R_{jca} = R_{pca} * N_p ; \quad (t/j).$$

N_p : nombre de postes par jour ; $N_p = 2$ postes.

Donc :

$$R_{jca} = 237,7 * 2$$

$$R_{jca} = 475,5 \text{ t/j.}$$

-Le rendement annuel de dumper Terex TA 400 :

$$R_{anca} = R_{jca} * N_{jo}; \text{ (t/an).}$$

N_{jo} : nombre de jours ouvrables par an ; $N_{jo} = 240$ jours.

Donc :

$$R_{anca} = 475,5 * 240$$

$$R_{anca} = 114119,5 \text{ t/an.}$$

Tableau IV.3 : Les rendements des différents camions.

Type du camion	Terex TA 400	ASTRA BM35	ASTRA RD 32	ASTRA RD 28
Temps de cycle du camion (min)	29	28	24	24
Rendement postier (t/p)	237,7	167,6	199,5	175,6
Rendement journalier(t/j)	475,5	335,2	399	351,2
Rendement annuel (t/an)	114119,5	80448	95760	84288

IV.2.2.3\ Calcul le nombre des camions nécessaires :

Le nombre des camions se calcule en fonction de la production et du temps de cycle.

Le nombre des camions pour une chargeuse est déterminé par la formule suivante :

$$N_c = \frac{Q_c * T_c * K_{irr}}{60 * m_r * T_p * K_u}; \text{ camions} \quad (\text{IV.7})$$

Où :

Q_c : production de la carrière par poste ; $Q_c = 1104$ t/poste.

T_c : durée d'un cycle du camion.

- $T_c = 29$ min pour Terex TA 400. - $T_c = 28$ min pour ASTRA BM35.
- $T_c = 24$ min pour ASTRA RD 32. - $T_c = 24$ min pour ASTRA RD 28.

On va faire les calculs pour le camion du type Terex TA 400.

K_{irr} : coefficient d'irrégularité ; $K_{irr} = 1,1$.

K_u : coefficient d'utilisation pratique du camion . $K_u = 0,57$.

m_r : capacité de la charge réelle du camion ; (tonne).

$$m_r = \frac{N_g * E * K_r * \gamma}{K_f}; (t) \quad (IV.8)$$

Où :

N_g : nombre du godet pour remplir le camion ; $N_g = 6$ godets.

E : volume du godet de la chargeuse ; $E = 3,2m^3$.

K_r : coefficient de remplissage du godet ; $K_r = 0,9$.

Donc :

$$m_r = \frac{6 * 3,2 * 0,9 * 2,7}{1,6}$$

$$m_r = 29,16t.$$

Alors :

$$N_c = \frac{1104 * 29 * 1,1}{60 * 29,16 * 7 * 0,57}$$

$N_c = 5,04 \approx 5$ camions.

$N_c \approx 5$ camions.

Conclusion

Pour assurer la production planifiée dans la carrière d'Adrar Oufernou qui est de 530000 t/an, il est préférable d'utiliser cinq camions de la capacité 32 t au lieu de quatre camions.

Conclusion générale

Vu son influence sur l'ensemble de la conduite des travaux miniers, l'abattage des roches à l'explosif dans l'industrie extractive est une opération technologique très importante, seulement la maîtrise de cette opération est déterminée par un ensemble de facteurs techniques, géologiques et miniers.

Au propos des paramètres contrôlables, le choix de type d'explosif dépend de la nature du massif et les objectifs de fragmentation et de foisonnement. Le trou doit être caractérisé par un diamètre choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage, une longueur qui prédétermine la distribution de la charge et par conséquent la distribution de l'énergie dans le volume à abattre, aussi une inclinaison qui améliore la qualité de fragmentation des roches, ainsi l'excès de forage qui 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. La hauteur de bourrage et sa qualité sont responsables de l'utilisation de l'énergie d'explosif.

La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrières et les vibrations qui résultent du tir.

Au terme de notre projet de fin d'études : "**amélioration de la fragmentation de la roche à l'explosif** " dans les conditions de la carrière d'Adrar Oufernou, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes:

- Les caractéristiques initiales des massifs rocheux ont un effet considérable sur la fragmentation résultante des tas abattus. les discontinuités influent d'une manière flagrante sur l'importance de l'onde de choc lors de la fragmentation des roches.
- Il apparaît que l'ensemble des paramètres géométriques d'un plan de tir exerce une influence plus importante sur la fragmentation que ceux liés à l'énergie explosive. En particulier les paramètres du plan de tir ayant une influence prépondérante; En ce qui concerne l'énergie explosive, l'utilisation de microretards semble indispensable pour obtenir de bons résultats, L'inclinaison des trous ainsi que la répartition de la charge dans le trou.

Annexe 02 :

Tableau des réserves géologiques et exploitables :

Niveaux des gradins	Réserves	
	Géologiques (m ³)	Exploitables (m ³)
340	8 182	3 670
330	49 392	23 280
320	162 384	107 088
310	270 336	190 560
300	314 400	210 096
290	358 272	229 440
280	401 184	247 824
270	441 456	263 520
260	482 208	280 128
250	526 224	299 424
240	646 128	394 704
230	681 754	391 834
220	798 432	493 344
210	987 360	662 640
Total	6 127 712	3 797 552

Annexe 03 :

La moyenne des résultats des analyses physico-mécaniques effectuées sur des échantillons prélevés aux différentes profondeurs au niveau des sondages carottés sont résumés dans le tableau suivant :

Echantillons (une moyenne de 9essais)	Résistance en compression (kg/cm ²)		Masse volumique absolue (t/m ³)	Porosité (%)
	Sec	humide		
Moy1	480	434	2.65	1.45
Moy2	501	466	2.7	0.72
Moy3	802	611	2.64	2.28
Moy4	591	511	2.69	1.02
Moy5	303	264	2.59	4.19
Moy6	252	/	2.48	8.34
Moy7	493	/	2.59	4.79
Moy8	696	621	2.67	1.86
Moy9	700	455	2.63	2.04
Moy10	732	665	2.68	1.15
Moy11	824	690	2.68	0.82
Moy12	1038	914	2.67	1.04
La moyenne	618	563	2.64	2.47

Annexe 04:

Le temps de cycle Du dumper Astra BM-35

	T _{ch} (s)	T _{mch} (s)	T _{déch} (s)	T _{mv} (s)	T _{att} (s)	Somme (s)
Cycle01	277	440	50	340	469	1576
Cycle02	283	481	36	341	484	1625
Cycle03	269	432	40	345	803	1889
Cycle04	330	340	43	323	661	1697
Cycle05	344	449	47	373	440	1653

Annexe 05 :

Le temps de cycle Du dumper Astra RD-32

	T _{ch} (s)	T _{mch} (s)	T _{déch} (s)	T _{mv} (s)	T _{att} (s)	Somme (s)
Cycle01	185	540	25	470	0	1220
Cycle02	182	600	22	480	30	1314
Cycle03	240	614	26	565	16	1461
Cycle04	290	650	25	560	44	1569
Cycle05	270	660	30	570	40	1570

Annexe 06 :

Le temps de cycle Du dumper Astra RD-28

	T _{ch} (s)	T _{mch} (s)	T _{déch} (s)	T _{mv} (s)	T _{att} (s)	Somme (s)
Cycle01	323	480	65	316	300	1484
Cycle02	259	585	50	300	317	1511
Cycle03	279	485	61	270	230	1325
Cycle04	240	540	95	330	520	1725
Cycle05	200	562	31	338	156	1287

Bibliographie

- [1]. Kerkebane, Hana, [2007/2008], "Études des vibrations dues aux tirs de mines. Apport de la modélisation". Ecole Nationale Polytechnique.
- [2]. ALGRAN Bejaia Unité Adrar Oufarnou Plan d'exploitation [2015] (documentation de l'entreprise).
- [3]. kerimov, [1977], "concernant les travaux de recherche et de prospection exécutés sur le gisement de calcaires d'Adrar Oufarnou". rapport géologique EREM 1977.
- [4]. Hadji, Abdelhakim, [2013], "amélioration des paramètres des travaux de forage et tir et traitement des résultats par l'analyse blocométrique". Université Badji Mokhtar Annaba.
- [5]. Cours, "exploitation à ciel ouvert". Université Abderrahmane Mira Bejaia.
- [6]. Berdoudi, Said, "étude de la mécanisation de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes". thèse de doctorat de université de Annaba.
- [7]. Mesbah, Abdelhalim, [2009/2010], "Simulation des vibrations d'un tir de mines à l'aide de MINESEIS". Ecole Nationale Polytechnique.
- [8]. Mouloud Nefis, [2010], "Modèle d'un plan de tir". Université Badji Mokhtar Annaba.
- [9]. Saadoun, Abderrezak, [2012], "Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila". Université Badji Mokhtar Annaba.
- [10]. Kherbachi, Hamid, "Amélioration de la qualité de fragmentation des roches fissurées lors de l'abattage à l'explosif dans les mines à ciel ouvert". Université de Bejaia.
- [11]. V. Kovalenko, [1976], "exploitation des carrières".

Résumé :

L'efficacité d'un tir de mine est importante pour toute exploitation minière pour des raisons économiques ainsi que techniques. 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 et broyage).

La fragmentation des roches est une notion complexe dans le contexte de l'exploitation des carrières. Elle dépend de plusieurs facteurs tels que :

- Les propriétés mécaniques du massif rocheux ;
- La consommation spécifique de l'explosif ;
- L'inclinaison du sondage ;
- La construction de la charge à l'intérieur du trou ;
- Mode d'initiation des charges.

Le but essentiel de ce travail est de trouver une méthodologie relative à la conception d'un plan de tir permettant la bonne fragmentation des matériaux durs, tels que les roches, sous sollicitations à l'explosif. Une telle méthodologie aidera à l'analyse systématique des paramètres influençant le plan d'un tir et à une meilleure compréhension des mécanismes de fragmentation des roches à l'explosif et, par conséquent, contribueront dans l'optimisation des performances du tir à l'explosif.

Pour cela, nous avons proposés un plan de tir avec des paramètres géométriques calculés d'après les conditions de la carrière.

Mots clés: Tir, Paramètres, Processus, Fragmentation, Onde de choc, Roche, Explosif.

Introduction générale

Chapitre I :

Présentation géologique du gisement

Chapitre II :

Les processus technologiques

Chapitre III :

Amélioration de la fragmentation de la roche à l'explosif

Chapitre IV :

Chargement et transport

Conclusion générale

Annexes