



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE

المدرسة الوطنية العليا للمناجم و المعادن عنابة - العسكري عمار-

école supérieur des mines et métallurgie

-AMAR LASKRI- ANNABA

Département Génie Minier

Mémoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme d'INGENIEUR

Spécialité : Génie Minier

Thème

**Elaboration d'un plan de tir pour améliorer
la fragmentation des roches – Cas : Carrière du
calcaire Hdjar Soude (W) de Skikda.**

Présenté par : Djafri Sabrina

encadré par: Mme MAHTALI.H

Benletaif khemissa

Jury de Soutenance

Habes H.

Docteur, ENSMM

Président

Mimoun A.

Docteur, ENSMM

Examineur

Mahtali H.

Enseignante, ENSMM

Encadreur

Novembre 2020



République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie

Département Génie Minier

AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU
MEMOIRE DE FIN D'ETUDES

Je soussigné (e) Me... Habes Samer.....
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de fin d'études (MFE), déclare
avoir autorisé l'ingénieur d'état M. elle... Ben k. t. f. K. Remiss...
à déposer son mémoire de fin d'études après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

Avis du Promoteur :

Me. Mahjari Honda.

Avis de l'Examineur :

Dr. Mimoun A. Ghain

Président du Jury

Dr. Habes Samer.



République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie

Département Génie Minier

AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU MEMOIRE DE FIN D'ETUDES

Je soussigné (e) M^r Habes Samer
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de fin d'études (MFE), déclare
avoir autorisé l'ingénieur d'état M^{lle} Djafri Sabrina
à déposer son mémoire de fin d'études après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

Avis du Promoteur :

M^r Mahtali Houda

Avis de l'Examineur :

Dr. Mingou. Sahana

Président du Jury

Dr. Habes Samer

Remerciement

Tout d'abord, louange à Dieu, qui grâce à son aide et sa volonté pour nous
à la fin de ce travail tout en préservant notre vie saine pour le bien de toutes nos études.

Ces remerciements sont adressés principalement À notre encadreuse de projet, Madame

H. MAHTALLI pour sa grande disponibilité et son soutien moral

et intellectuel au cours de la réalisation de ce projet.

Je voudrais remercier en deuxième lieu les membres de jury :

pour l'honneur qu'il me fait d'avoir accepté l'examen de ce travail.

Je remercie également toute l'équipe de la carrière de Djebel Safia,

pour leur accueil, leurs esprits d'équipe et son encadrement

durant la période du stage pratique.

Enfin, je tiens à remercier toutes les personnes

qui nous ont conseillé lors de la rédaction de ce mémoire :

la famille, les amis et les camarades de promotion.

Dédicaces

Je dédie ce travail marquant de ma vie

À la mémoire de mon père disparu. J'espère que, du monde qui est sien maintenant, il apprécie cet humble geste comme preuve de reconnaissance de la part d'une fille qui a prié pour le salut de son âme. Puisse dieu, le tout puissant, l'avoir en sa sainte miséricorde.

À ma très chère mère, quoi que fasse ou quoi je dise je ne saurai point te remercier comme il se doit. Ta bienveillance me guide et ta présence a été source de force.

À mon cher frère Mohamed Etaher

À mes sœurs : wahiba et Hannen

À toute ma famille, et mes amies, et mon binôme Khemissa. Et à tous ceux qui ont contribué de près ou de loin pour que ce projet soit possible, je vous remercie.

Sabrina

Résumé :

Il existe beaucoup de problèmes dans les mines, mais la bonne exécution d'un plan de tir efficace et l'analyse des résultats de fragmentation contribuent dans la réduction de ces problèmes.

L'objectif principal de ce travail est l'amélioration des méthodes de tir à l'explosif pour bien maîtriser l'opération d'abattage.

La compréhension du phénomène de fragmentation nous aide à évaluer l'abattage réaliser. Et définir les écarts entre les calculs théoriques et l'application pratique.

Grace aux résultats de ce travail, on cherche d'arriver à une meilleure maîtrise du tir et ses conséquences directs techniques et économiques.

On va utiliser le modèle de KUZ-RAM pour bien prédire les dimensions des blocs après le tir et choisir les bonnes dimensions convenables aux équipements de la carrière.

Mots clés : exploitation, abattage, plan de tir, fragmentation, explosif

ملخص:

توجد العديد من المشاكل في المناجم، لكن التنفيذ السليم لخطة تفجير فعالة وتحليل نتائج التجزئة يساعدان في تقليل هذه المشاكل. الهدف الرئيسي من هذا العمل هو تحسين طرق التفجير لإتقان العملية بشكل صحيح. يساعدنا فهم ظاهرة التشرذم في تقييم العملية المراد تحقيقها. وتحديد الفجوات بين الحسابات النظرية والتطبيق العملي. بفضل نتائج هذا العمل، نحاول تحقيق تحكم أفضل في اللقطة وعواقبها التقنية والاقتصادية المباشرة. سنستخدم نموذج KUZ-RAM للتنبؤ بشكل صحيح بأبعاد الكتل بعد إطلاق النار واختيار الأبعاد المناسبة لمعدات المحجر.

الكلمات المفتاحية : استغلال ، تفجير ، مخطط حريق ، تفتيت ، متفجرات، نموذج KUZ-RAM

Abstract:

There are many problems in mines, but the proper execution of an effective blast plan and the analysis of fragmentation results help to reduce these problems.

The main objective of this work is the improvement of explosive fire methods to master the slaughter operation.

Understanding the phenomenon of fragmentation helps us to assess the slaughter to be achieved. And define the gaps between theoretical calculations and practical application. Thanks to the results of this work, we are trying to achieve better control of shooting and its direct technical and economic consequences.

We will use the KUZ-RAM model to correctly predict the dimensions of the blocks after firing and to choose the right dimensions suitable for the equipment of the quarry.

Keywords: exploitation, slaughter, firing plan, fragmentation, explosives, KUZ-RAM model.

Sommaire

Introduction

- I. Chapitre 1 etude de gisement II-4
 - I.1 Introduction 5
 - I.2 Situation géographique 5
 - I.3 La géologie de gisement 6
 - I.4 La litho stratigraphie : 7
 - I.4.1 La dolomie du Lias 7
 - I.4.2 Calcaire du Lias 8
 - I.4.3 Calcaire à silex du Jurassique 8
 - I.4.4 Calcaire siliceux 8
 - I.4.5 Marno-calcaire siliceux 8
 - I.4.6 Les marno-calcaires du jurassique 8
 - I.4.7 Les marno-calcaires et les marnes du crétacé inférieur 8
 - I.4.8 Grès et schistes, crétacé supérieur 8
 - I.5 La morphologie 9
 - I.6 Conditions climatiques 9
 - I.7 Travaux topographiques 9
 - I.8 Caractéristiques qualitatives du gisement 10
 - I.8.1 la composition chimique..... 10
 - I.8.2 Caractéristiques physico - mécaniques du calcaire : 11
 - I.9 Calcul des réserves 11
 - I.9.1 Réserves géologiques initiales 11
 - I.9.2 Réserves géologiques restantes 12
 - I.10 Planification de la production annuelle " Pp " 12
 - I.10.1 La durée de vie de la carrière "Tv " 12
 - I.10.2 Calcul de la durée de vie optimale de la carrière "Tv1" 13
- II. Chapitre : méthode d’ouverture et d’exploitation 14
 - II.1 Planning des travaux..... 15
 - II.2 Travaux d’ouverture 15
 - II.2.1 Le creusement de la demi-tranchée d’accès: 16

II.2.2	Les paramètres caractéristiques de la tranchée	18
II.3	Méthode d'exploitation	19
II.3.1	Choix de la méthode d'exploitation	20
III.	Chapitre 0.3 : les travaux de forage.....	III-24
III.1	La définition de forage :	25
III.2	Le système de forage :	25
III.3	Les types de forage :	25
III.3.1	Le forage roto- percutant	26
III.3.2	Le forge rotative.....	27
III.4	:Le choix du mode de forage :	27
III.4.1	Les facteurs influençant le forage.....	28
III.5	:Paramètres d'optimisation de fonctionnement de forage :	28
III.6	Choix de la méthode de foration	29
III.6.1	L'indice de forabilité.....	29
III.6.2	Méthode de calcul :	29
III.6.3	La tirabilité :	30
III.6.4	Le diamètre de foration	30
III.7	Choix de l'engin de forage	31
III.7.1	Paramètres caractérisant l'engin de foration	32
III.7.2	Le rendement de la sondeuse :	33
III.7.3	Calcul de rendement :	33
III.7.4	Nombre de sondeuses nécessaires « Nsond » :	34
III.7.5	Vitesse de pénétration.....	34
III.7.6	Le forage perdu " Prt "	35
III.7.7	Le rendement horaire "Rh"	36
III.7.8	Calcul de la vitesse instantanée moyenne "Nm"	36
III.7.9	Calcul de la capacité de forage jour/an commerciale.....	37
III.7.10	Calcul de la production annuelle optimisée	38
III.8	Réalisation de forage :	38
IV.	Chapitre 04 : les travaux de tir et l'optimisation de l'operation.....	IV-40
IV.1	L'abattage :	42

IV.2	Les explosifs :.....	42
IV.2.1	Définition	42
IV.2.2	Déflagration et détonation :.....	43
IV.2.3	Les explosifs fabriqués en Algérie :	43
IV.2.4	Les caractéristiques pratiques d'un explosif :	44
IV.2.5	Critères de choix d'explosifs	46
IV.2.6	les explosifs utilisés au niveau de la carrière.....	46
IV.3	l'amorçage	47
IV.3.1	Différents systèmes d'amorçage.....	47
IV.3.2	les types d'amorçage	47
IV.3.2.2.	Amorçage latéral	48
IV.3.2.3.	Effet de mode d'amorçage sur l'énergie libérée par l'explosif	48
IV.4.	Séquence d'initiation.....	48
IV.4	Les accessoires de tir :.....	48
IV.4.1	Détonateurs.....	48
IV.5	Le plan de tir :.....	49
IV.5.1	Les paramètres du plan de tir	49
IV.6 .1.4.2	Type d'amorçage et séquence d'initiation.....	53
IV.6	Calcul des paramètres de tir optimal de Djebel Safia.....	54
IV.6.1	les étapes de calcul.....	55
IV.6.2	Réalisation et analyse des résultats.....	55
IV.6.3	Les règles de langefors :.....	55
IV.6.4	Détermination de la banquette théorique	66
IV.6.5	Interprétation des résultats	72
V.	CHAPITRE V ANALYSE DE LA FRAGMENTATION DES ROCHES	74
V.1	Paramètres influençant les résultats d'abattage.....	75
V.2	Matrice rocheuse abattue	75
V.2.1	Propriétés structurales	75
V.2.2	Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation.....	75
V.2.3	Propriétés mécaniques	75
V.2.4	type d'explosif et propriétés énergétiques	76
V.2.5	Diamètre de foration.....	76

V.3	Définition d'une distribution granulométrique	76
V.4	Fonctions de répartition granulométriques usuelles	77
V.4.1	Fonction Rosin- Rammler	77
V.4.2	Fonction Swebrec	77
V.5	Prédictions de taille médiane	78
V.5.1	Equation de Kuznetsov	78
V.5.2	Taille maximale des fragments	78
V.5.3	Modèles prédictifs de fragmentation	79
V.6	Interprétation :	88
VI.	CHAPITRE VI LE CHARHEMENT ET LE TRANSPORT	89
VI.1	Le chargement	90
VI.2	Le chargement au niveau de Djebel Safia	90
VI.3	Calculs de productivité de la chargeuse:	90
VI.3.1	Détermination du temps de cycle de la chargeuse:	90
VI.3.2	Calcul de la production théorique (Pth)	91
VI.3.3	Calcul de rendement d'exploitation par poste ($Q_{exp/p}$)	91
VI.3.4	Calcul de rendement d'exploitation journalier ($Q_{exp/j}$)	92
VI.3.5	Calcul de nombre de chargeuse nécessaire (Nch)	93
VI.4	Le transport	93
VI.4.1	Etat actuel des travaux de transport au niveau de la carrière	94
VI.4.2	Calcul pratique de la productivité des camions:	94
VI.4.3	Calcul de rendement du camion	96

Conclusion

Bibliographie

Liste des figures :

Numéro	Titre de figure	page
I.1	la situation géographique de la carrière.	05
I.2	levée topographique.	10
II.1	Préparation de la plateforme	17
II.2	Evacuation des déblais.	17
II.3	Foration des trous de mine avec le crawler	18
II.4	l'état final de la demi-tranchée.	18
II.5	demi-tranchée d'accès	18
II.6	les composantes d'un gradin [24]	21
II.7	les composantes de la plateforme de travail	22
III.1	marteau perforateur Fond de trou	26
III.2	marteau perforateur hors de trou	26
III.3	Principe de la roto percussion.	27
III.4	détermination de la hauteur de gradin en fonction de diamètre de formation	31
III.5	sondeuse roto percutante Atlas Copo CM780D	33
IV.1	Coupe d'un détonateur électrique.	48
IV.2	Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	50
IV.3	Conséquences de déviation des forages	50
IV.4	La consommation spécifique q en fonction de la banquette B. .	53
IV.5	Schéma du dispositif géométrique d'un tir.	54
IV.6	Géométrie du tir	55
IV.7	Schéma représentatif des paramètres de Lang fors.	56
IV.8	Schéma de plan tir	72
V.1	courbe de fragmentation de KUZ-RAM	87

Liste des tableaux

Numéro	Titre de tableau	page
I.1	Coordonnées LAMBERT du gisement.	06
I.2	Log stratigraphique de la région de Djebel Safia.	07
I.3	la composition chimique du calcaire	10
I.4	les caractéristiques physiquo – mécaniques de la roche.	11
I.5	les réserves de la carrière	12
II.1	le planning de production	15
III.1	le choix du mode de formation selon indice de forabilité	30
III.2	classification des roches selon leur tirabilité	30
III.3	les caractéristiques techniques de la sondeuse Atlas Copo CM780D	33
III.4	les valeurs de coefficient de formation en fonction de la hauteur des gradins	35
III.5	pertes en fonction de types de terrain	36
III.6	les rendements horaires en fonction de l'organisation et des conditions de travail	36
III.7	Catégories de classification de D	37
IV.1	Le déferent type d’explosif fabrique par l’ONEX	44
IV.2	Les caractéristiques de l’explosif utilisé	46
IV.3	comparaison entre les paramètres de plan de tir calcule par les formules de langefors et les paramètres utilisent au niveau de la carrière Hdjar soude	71
V.1	les paramètres qui influent sur la granulométrie	77
V.2	L’affect des paramètres de tir sur n	83
V.3	Le déferent paramètre de calcul du facteur de la roche d’après Cunningham (1987)	84
V.4	analyse de la fragmentation KUZ-RAM	86
VI. 1	Caractéristiques du chargeuse	94
VI. 2	Chronométrage de cycle de chargeuse	95
VI. 3	Les caractéristiques du camion Hitachi EH1100	94
VI. 4	Chronométrage de temps de cycle du camion	99

*

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_{cmax}	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'enlevure	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_{chsup}	Longueur de la charge supérieure dans le trou	m
L_{chinf}	Longueur de la charge inferieure 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

GENERALE

Introduction générale :

L'exploitation minière est un secteur économique très important dans le développement de tout pays, ce secteur prend de l'envergure et joue un rôle très important dans l'évolution de l'industrie.

La carrière de calcaire de Djebel Safia qui est située à Skikda, est exploitée par la société S.C.H.C de ciment de Hdjar Soude (S.C.H.C) en vue de produire du ciment. Ce calcaire étant dur, l'extraction passe par un abattage à l'explosif, puis par un traitement par concassage et criblage, et autre processus de traitement, le matériel abattu subit alors une série de réductions et de classements granulométriques.

L'exploitation minière se base essentiellement sur les travaux d'abattage et tir parce qu'elles ont une influence hautement important sur la granulométrie et la productivité.

L'abattage à l'explosif est la technique la plus utilisée dans les carrières de roches dures comme le calcaire. Elle permet de fragmenter des volumes importants de roche pour la reprise et le traitement du matériau abattu. L'abattage à l'explosif constitue un élément clé de la chaîne de production : c'est le premier élément du processus industriel, et en particulier le premier élément de la chaîne de réduction granulométrique. Il joue donc un rôle important dans une carrière.

Objectif de ce travail est l'amélioration de la méthode de l'abattage la réalisation d'un plan de tir approprié aux conditions de la carrière de Djebel Safia en prend en considération les principaux facteurs qui aideront à l'optimalité et qui permettant le calcul des paramètres principaux d'un plan de tir efficace.

Notre plan de travail qui contient six parties essentielles commençant par une introduction générale et termine par des conclusions et des recommandations est le suivant :

Le premier chapitre :

L'objectif de ce chapitre est de présenter la société de ciment Hdjar Soude, S.C.H.S, la géologie du gisement de Djebel Safia, les caractéristiques du gisement, les propriétés physico-mécanique de la roche et les propriétés technologiques.

Le deuxième chapitre :

L'objectif de ce chapitre est d'étudier l'exploitation minière qu'est une opération technologique qui consiste à extraire une substance utile du sol, ou de sous-sol en quantités industrielle dans un objectif de leurs commercialisations. Et bien définir la méthode d'exploitation et le mode d'ouverture.

Le troisième chapitre :

L'objectif de ce chapitre est d'assurer l'opération de forage qui est parmi les opérations les plus importantes dans l'exploitation d'un gisement.

Et dans le quatrième chapitre, on va essayer d'élaborer un plan de tir en utilisant la méthode de Langefors et de faire une comparaison entre le plan de tir pratique et théorique qui se base sur les formules empiriques.

Introduction générale

Une proposition des deux plans de tir sera donnée dans le but de tenter de régler les problèmes rencontrés à S.C.H.S.

Le cinquième chapitre est l'analyse de la fragmentation des roches, en utilisant un modèle très connu est de KUZ- RAM.

Et enfin le dernier chapitre concernant le chargement et le transport comme des opérations qui reflète le succès de l'abattage.

I. Chapitre 1 etude de gisement

I.1 Introduction

Le gisement de calcaire Djebel Safia constitue la source d'approvisionnement pour la cimenterie de Hadjar Soude en matières premières sur-dosées utilisées dans la fabrication du clinker.

Dans ce chapitre nous aborderont les caractéristiques géologiques, climatiques de site, caractéristiques chimiques et physico-mécanique de site.

I.2 Situation géographique

Le gisement de calcaire de Djebel Safia se situe dans la partie Nord-Est de l'Algérie, à environ 40 Km de Skikda, 60 Km d'Annaba et de 90 Km de Constantine, dans la partie orientale de l'atlas tellien, cernée par le massif d'Edough au Nord-Est et le massif de Fil-Fila au Nord-Ouest, la mer Méditerranée au Nord, le massif de Boumaiza au Sud- Est et de oued el kebir au Sud-Ouest. Le secteur d'étude est limité entre les longitudes 7°,10' et 7°,38' Est et les latitudes 36°,46' et 37°,05' Nord.

Administrativement, elle fait partie de la commune de Ben- Azzouz, Daïra de Azzaba, Wilaya de SKIKDA.
La superficie du périmètre d'exploitation est de 162 hectares.



Figure 0-1 la situation géographique de la carrière.

Chapitre1 :étude de gisement

Les coordonnées en système LAMBERT du gisement sont représentées dans le tableau suivant :

Tableau 0-1 Coordonnées LAMBERT du gisement. [8]

Points	Coordonnées lambert		Points	Coordonnées lambert		Points	Coordonnées lambert	
	X	Y		X	y		x	Y
1	908514	397845	11	907475	396875	21	907197	398060
2	908611	396348	12	907462	397075	22	907184	398259
3	908411	396335	13	907262	397062	23	907284	398266
4	908399	396535	14	907243	397361	24	907271	398465
5	908514	396522	15	907043	397348	25	907670	398491
6	908514	396422	16	907024	397648	26	907690	398192
7	907906	396402	17	906824	397635	27	907790	398198
8	907906	396602	18	906805	397934	28	907809	398899
9	907906	396589	19	907004	397947	29	908009	397912
10	907906	396888	20	906998	398047	30	908015	397812

I.3 La géologie de gisement

La région de djebel Safia fait partie d'une structure synclinale qui est limitée à l'Est par la plaine quaternaire de l'Oued El Kebir ; à l'Ouest cette structure s'ennoie sous les reliefs numidiens, au Nord-Ouest elle se prolonge au massif de Filfila et au Sud elle est limitée par la dépression d'Azzaba, Ain charchar, et dorsale Kabyle (chaîne numidienne). [9]

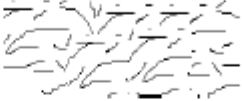
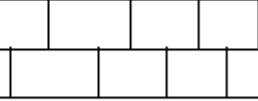
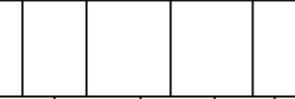
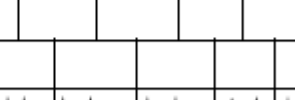
Djebel Safia secteur de notre étude est situé au Nord-Est Algérien, constituée des roches sédimentaires depuis le lias inférieur jusqu'au Tertiaire. Cette région forme un bombement anticlinal complexe d'orientation générale Nord-Ouest- Sud-Est. Elle comprend un Jurassique calcaire surmonté du Crétacé inférieur plus marneux puis d'un flysch du Crétacé supérieur. A l'Est, Djebel Safia s'enfonce sous la plaine quaternaire mais à l'Ouest au Nord-ouest, et au Sud cette série entourée par les phyllades paléozoïques du massif de la petite Kabylie. [8]

Sur le plan structural la série de Djebel Safia est fracturée suivant un réseau de cassures de direction Sud-ouest Nord-est qui sont parallèles à l'axe de l'anticlinal. Mais parfois perpendiculaires à ce même axe

I.4 La litho stratigraphie :

La région d'étude est constituée par des schistes du Paléozoïque et par des roches du Mésozoïque carbonatées et siliceuses ; elles sont caractérisées par des dolomies, calcaires massifs et marno-calcaires, calcaires schisteux, grés et conglomérats. [8]

Tableau. I.2 : colonne stratigraphique de la région de Djebel Safia.

Ere	système	Coupe	lithologie	
Quaternaire			Argile sableuse avec les caïeux de calcaire	H=20m
Mésozoïque	Crétacé supérieur		Crès et schistes	H=0.3m
	Crétacé inférieur		Marne, calcaire et marne	H=100-200m
	Jurassique Malm		Marme calcaire	H=14m
			Calcaire à silex	
	Jurassique Lias		Calcaire	H=100m
			Dolomie	H=60-80m

I.4.1 La dolomie du Lias

Ces roches constituent tout le flanc de sud-est du Djebel Safia, formés par des dolomies affleurant à partir de la côte 240m vers le bas du Djebel Safia et forment une bande longue de 2 Km et de largeur variant de 50 à 200m, ayant une épaisseur approximativement de 60 à 80m. Les dolomies sont compactes, présentent un aspect massif à grains fins et une couleur grise à nuance brune. Leur composition est variable, les teneurs en

MgCO₃ peuvent varier de 6 à 40%. La teneur en magnésite semble croître à mesure que l'on s'éloigne des calcaires liasiques.

I.4.2 Calcaire du Lias

Cette partie constitue le but de Djebel Safia. Il est homogène (55,6 % de CaO).

L'essentiel de cette formation est constitué par une séquence de calcaires cristallins massifs dans lequel la stratification se manifeste ; sa puissance est de 100 m, à l'extrémité sud-est et plus de 200 m sur le versant Nord-Ouest.

Dans les assises inférieures, les calcaires sont de couleur claire presque rose ou jaunâtre et compact mais fort diaclases. Vers le haut, ces calcaires passent progressivement à une couleur grise bleuâtre moins fracturés avec une structure oolithique.

Les pendages, sur le flanc nord-ouest qui constitue principalement la carrière, sont en moyenne de 45° vers le Nord- Ouest.

I.4.3 Calcaire à silex du Jurassique

C'est une formation de calcaire qui affleure d'une manière discontinue sur le flanc Nord-Est de Djebel Safia. Cette formation est très hétérogène, très siliceuse en moyenne. Les rognons de silex sont abondants.

I.4.4 Calcaire siliceux

Celui-ci est très hétérogène, très siliceux ayant une puissance de 14 m.

I.4.5 Marno-calcaire siliceux

Cette couche se distingue par une grande hétérogénéité de composition ayant une puissance de 15m.

I.4.6 Les marno-calcaires du jurassique

C'est une série mince qui fait suite aux calcaires à silex. Recoupée par plusieurs sondages, elle montre aussi une grande hétérogénéité de composition

I.4.7 Les marno-calcaires et les marnes du crétacé inférieur

Disposées au pied de Djebel Safia, ces formations n'affleurent que sporadiquement. Les conclusions des sondages font apparaître une grande hétérogénéité chimique, de fortes teneurs en silice et une certaine richesse en alumine. Cette formation à une puissance qui varie de 100 à 200m

I.4.8 Grès et schistes, crétacé supérieur

Ces formations n'apparaissent qu'en quelques points. Elles sont irrégulières tant par leurs compositions que par la distribution.

Les niveaux quartzitiques, très siliceux, peuvent y faire place rapidement à des niveaux schisteux beaucoup plus riche en alumines.

Chapitre1 :étude de gisement

Les formations du jurassique et du crétacé sont situées dans la partie Nord du gîte. Les roches de recouvrement sont la couche végétale et les blocs de calcaires ayant une puissance presque nulle (0 à 0,3m)

I.5 La morphologie

Le gisement occupe une zone bien individualisée qui coiffe le Djebel Safia. Elle est constituée de quatre sommets principaux dont la dénivelée par rapport à la plaine alluviale del 'Oued elKabîr est d'environ 300m. La morphologie du gisement est bien marquée mais non abrupte ; Son relief épouse une topographie à pente douce et dans l'ensemble, elle est simple et régulière.

I.6 Conditions climatiques

La région de Djebel Safia est caractérisée par un climat de type méditerranéen il se caractérise par un été chaud et sec et un hiver humide et pluvieux. Cette région compte parmi les régions les plus pluvieuses d'Algérie.

Sur recommandation de l'office national de météorologie, il a été pris en considération les données de la station d'observation météorologique de Skikda.

❖ Pluviométrie

La hauteur de précipitations entre 1981 et 2010 est de 622.9mm par an et le nombre de jours avec précipitations par an et de 76.5 j

❖ Température

La température minimale entre 1981 et 2010 est de 14.3° C et la température maximale pour la même période et de 21.1° C.

I.7 Travaux topographiques

Le levé topographique a été réalisé à l'échelle 1/2000e. Le plan ainsi établi avec des courbes de niveau de 2 m d'équidistance, a servi de document de base de travail pour le calcul de réserves géologiques.

En dehors des travaux géologiques effectués en 1975, aucune autre étude complémentaire n'a été entreprise sur ce site. Les travaux d'extraction de matière calcaire se déroulent conformément au projet d'exploitation élaboré et confirment la réalité géologique du terrain par rapport à l'étude réalisée en 1975.

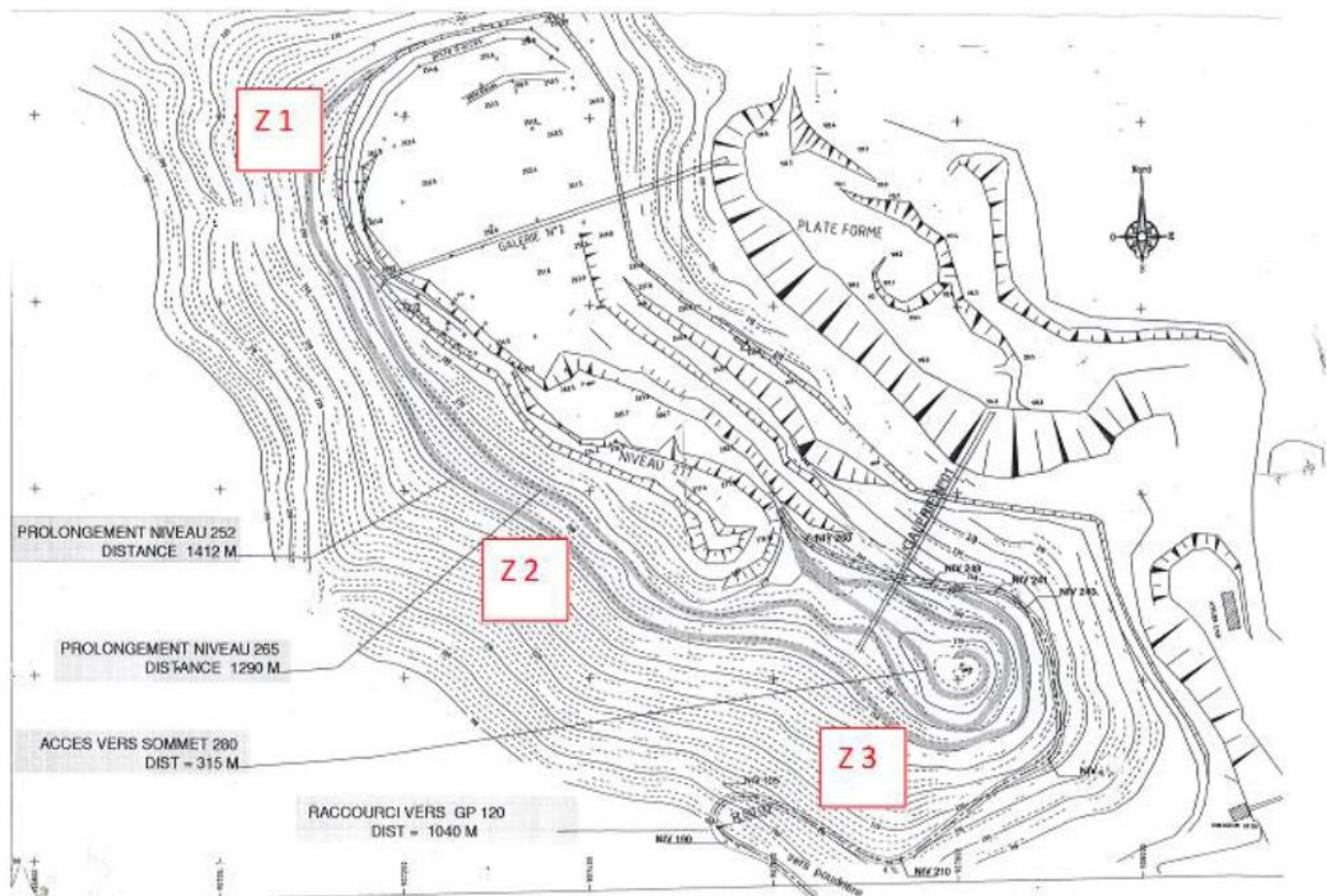


Figure. I.2 : levée topographique. [10]

I.8 Caractéristiques qualitatives du gisement

I.8.1 la composition chimique

D’après le rapport géologique de la société nationale des matériaux de construction (SNMC 1975), la teneur en CaO déterminée pour cette augmentation varie de 53,1% à 55,98% et celle en MgO varie de 0,06% à 0,1%.

Les résultats des analyses chimiques à 8 éléments sont consignés dans le tableau suivant :

Tableau 0-2 : la composition chimique du calcaire

Eléments	Teneur en % (moyenne pondérée)		
	Minimum	Maximum	Moyenne
Sio ₂	0.16	0.30	0.17
Al ₂ O ₃	0.00	0.14	0.05
Fe ₂ O ₃	0.11	0.50	0.20
K ₂ O	0.04	0.06	0.05
Na ₂ O	0.04	0.06	0.05
CaO	53.1	55.98	55.66

MgO	0.06	0.1	0.07
PF	43.6	43.7	43.6

D’après ces résultats, il ressort que le calcaire étudié est chimiquement homogène et sa bonne qualité confirme ainsi son aptitude pour la production du ciment. Les teneurs enregistrées des éléments nocifs (alcalis et MgO) sont conformes aux normes industrielles.

I.8.2 Caractéristiques physico - mécaniques du calcaire :

Tableau 0-3 : les caractéristiques physiquo – mécaniques de la roche.

Caractéristiques géotechniques du calcaire	Symboles	Valeurs	Unités
masse volumique	ρ	2 ,65	t/m3
Coefficient de poisson	ϑ	0.3	-
Module d’élasticité	E	9.10^4	MPa
Résistance à la compression	σ_C	68.64	MPa
Résistance au cisaillement	T	20.59	MPa
Angle de frottement	φ	33	Degré
Cohésion	C	40	MPa
Absorption d’eau	Ae	0.77	-
Porosité	P	3.17	-
Fissuration	F	Moyenne	-
Coefficient de Los Angeles	Cla	22.62	-
Broyabilité	Br	16.35	-
Coefficient de dureté	F	7	-
Coefficient de foisonnement	Kf	1.5	-

I.9 Calcul des réserves

I.9.1 Réserves géologiques initiales

Le gisement de Djebel Safia, à travers ses dimensions géométriques a été étudié par des ouvrages miniers (tranchées, sondages et galeries).

Chapitre1 :étude de gisement

La répartition des réserves géologiques initiales par catégorie est consignée dans le tableau suivant :

Tableau 0-4 : les réserves de la carrière

catégorie	Reserve en m ³	Reserve en tonne
A	1.941.800	5.133.900
B	11.525.800	30.521.600
C1	43.542.900	115.187.800
A+B+C1	57.010.500	150.843.300
C2	6.000.000	160.000.000
TOTALE = 310.843.300 tonnes		

En ce qui concerne la couverture, elle est considérée avec une puissance moyenne de 0,3m sur toute l'étendue du gisement et représentée par une couche végétale très mince et une forêt de densité moyenne.

I.9.2 Réserves géologiques restantes

Les réserves géologiques restantes actualisées par le CETIM en 2017 par la méthode des coupes géologiques parallèles, sont évaluées à 169 937 496.21 tonnes.

I.10 Planification de la production annuelle " Pp "

On a les réserves géologiques restantes actualisées dans l'année 2017 sont de l'ordre de 169 937 496.21 tonnes.

La carrière a produit dans l'année 2018 une quantité de 1 198 760 tonnes de calcaire.

La carrière a produit dans l'année 2019 une quantité de 1.070.000tonnes de calcaire.

On peut conclure que les réserves géologiques restantes sont : 167 668 736.21 tonnes.

I.10.1 La durée de vie de la carrière "Tv "

D'après la formule de Taylor :

$$Tv= (1 \pm 0.2) \times 6.5 \times \sqrt[4]{\text{tonnage du minerai en millions}}$$

$$Tv = 1,2 \times 6,5 \times \sqrt[4]{167.66873621} \approx 28.076 \approx 28\text{ans}$$

Donc on peut conclure la valeur de la production annuelle :

$$P_p = 167668736.21 / 28$$

$$P_p = 5\,988\,169.15 \text{ tonnes/an.}$$

I.10.2 Calcul de la durée de vie optimale de la carrière "Tv1"

La production annuelle "Pp" calculée précédemment est très grande par rapport à la capacité de production de la carrière qui est de l'ordre de 1.140.000 t/an à cause des raisons suivantes :

✓ La carrière de calcaire de Djebel Safia code 263 CM est appelé à fournir une production de 1 140 000 t/an de matière première sur-dosée à la chaîne de fabrication,

✓ L'organisation de travail est donnée à titre indicatif et reste flexible pour tout ajustement compte tenu des conditions particulières de l'exploitation de la carrière. L'objectif est de garantir une alimentation régulière du processus de fabrication du ciment.

Donc Pour atteindre la production de la carrière ; on doit augmenter la durée de vie.

Organisation des travaux d'exploitation

$Tv1 = \text{les réserves} / \text{la production annuelle}$

Tell que : Tv1 la durée de vie optimale

$$Tv1 = 167\,668\,736.21 / 1\,140\,000$$

$$Tv1 \approx 147\text{ans}$$

Conclusion

Le gisement de calcaire de Djebel Safia est constitué d'une série de différent type de calcaire calcaires, dont l'épaisseur varie de 60 à 100 m ; celle-ci repose sur des dolomies Cénomaniennes et présente une structure géologique à un pendage subhorizontal.

Les résultats de laboratoire obtenus à partir des échantillons analysés ont confirmé la bonne qualité des calcaires du gisement en question à être utilisés comme matière première pour la production du ciment. Tell qu'on a un pourcentage de 55%de CaO

Les réserves actualisée de gisement sont de : 167 668 736.21 tonnes. Dirigé vers l'exploitation pendant une durée de vie de 147ans

II. Chapitre : méthode d'ouverture et d'exploitation

Chapitre 2 : Méthode d'ouverture d'exploitation

II.1 Planning des travaux

L'organisation des travaux adoptée à la carrière figure comme suit :

- ✓ Le nombre de jours de travail par an : 365 jours
- ✓ Le nombre de jours de travail par mois : 30 jours
- ✓ Le nombre de jours de travail par semaine : 7 jours
- ✓ Le nombre de postes de travail par jour : 2 postes
 - 1er poste.....de 5h à 13h.
 - 2ème poste.....de 13h à 21h.
- ✓ La durée de chaque poste : 8 heures

Tableau II-1 le planning de production

Productivité de la carrière									
Annuelle		Mensuelle		Journalière		Postier		Horaire	
t	m³	t	m³	t	m³	t	m³	t	m³
1 140 000	430 188	95 000	35 849	3 166	1 194	1 583	597	197	74

Remarque :

- Les calculs ont été faits avec une masse volumique moyenne de 2,65 t/m3.
- Les résultats ont été arrondis.

II.2 Travaux d'ouverture

Après avoir élaboré le projet d'exploitation sur la base des documents géologiques et topographiques et après avoir défini les contours supérieur et inférieur du champ de la carrière, on passe à la réalisation qui consiste en un premier temps à la construction de la carrière à ciel ouvert.

L'ouverture du gisement consiste à construire des ouvrages permettant d'accéder à un premier niveau.

Cette étape comprend deux phases principales :

- La réalisation des tranchées d'accès.
- La réalisation des tranchées de découpages.

Chapitre 2 : Méthode d'ouverture d'exploitation

L'évolution dans le temps et dans l'espace des tranchées de découpage donne naissance aux gradins. La réalisation de ces tranchées se fait par des travaux de forage et de tir pour les gisements constitués de roches dures et très dures ou à l'aide d'excavateurs directement pour les roches de faible dureté.

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert le mode d'ouverture dépend de certains facteurs qui sont :

- Les facteurs géologiques (le relief du terrain, la forme et les dimensions de la carrière, la puissance, la profondeur et le pendage du gisement).
- Les facteurs organisationnels (la productivité et la durée de vie de la carrière, durée de service des équipements adoptés, et la sécurité de travail des moyens de mécanisation).
- Les facteurs économiques (le rendement et les dépenses consenties pour la construction de la mine).

L'ouverture choisie doit assurer :

- L'exploitation du gisement la plus rentable
- Le bon fonctionnement de la carrière
- La productivité planifiée
- La sécurité de travail

Pour l'exploitation du gisement de djebel Safia on utilise l'ouverture par demi-tranchée.

Les différentes étapes lors de l'ouverture:

- la première étape consiste le creusement de la demi -tranchée d'accès.
- la deuxième étape consiste au creusement de la tranchée de jonction.
- la troisième étape consiste au creusement de la tranchée de découpage.

Ces différents ouvrages sont réalisés par les travaux de forage et de tir vu que le coefficient de dureté du calcaire est plus ou moins important.

II.2.1 Le creusement de la demi-tranchée d'accès:

1^{ère} phase :

Le creusement de la demi-tranchée d'accès pour les conditions des roches de djebel Safia est assuré par les travaux de forage et de tir. A l'aide de sondeuse on fore des trous de mines de diamètre 32 mm dont les longueurs varient de 0.8 à 2 m, dont le but est de créer une plateforme.

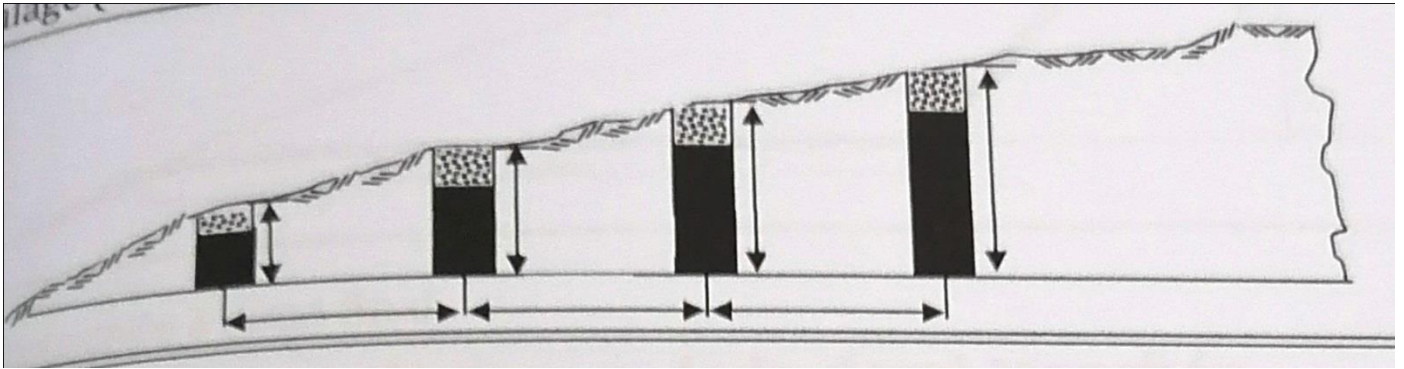


Figure II-1 : Préparation de la plateforme

2^{ème} phase :

Après le tir on utilise le BULLDOZER pour niveler la surface afin de faciliter l'accès de la sondeuse pour préparer d'une plateforme de travail dont la largeur est 4m ;

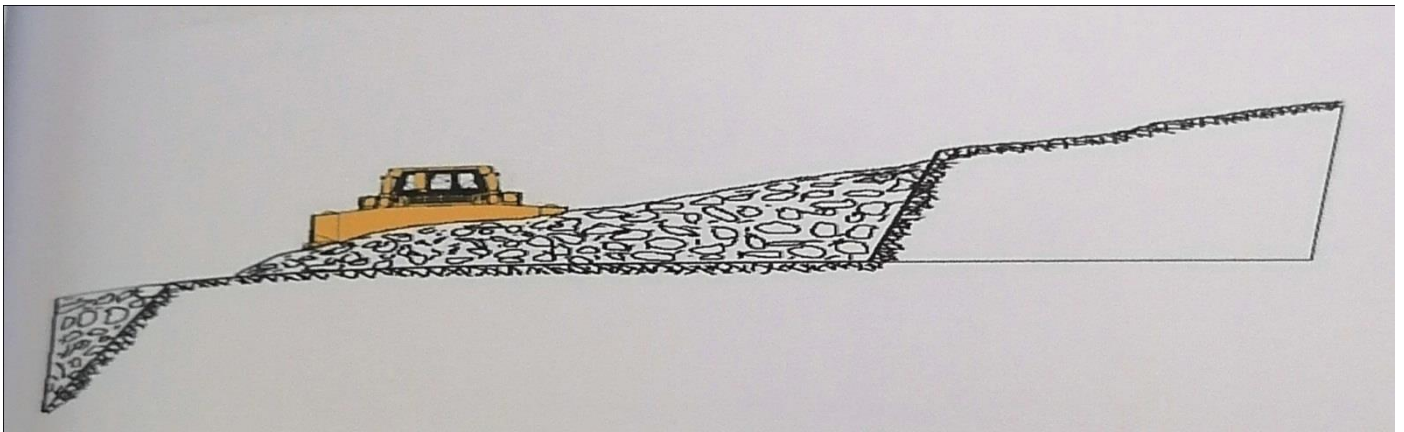


Figure II-2 : Evacuation des déblais.

3^{ème} phase :

Cette dernière fore des trous horizontaux et peu inclinés dans le but d'élargir la plateforme de travail. Ce mode de creusement s'appelle Relevage. Ensuite chargements et tires ces trous.

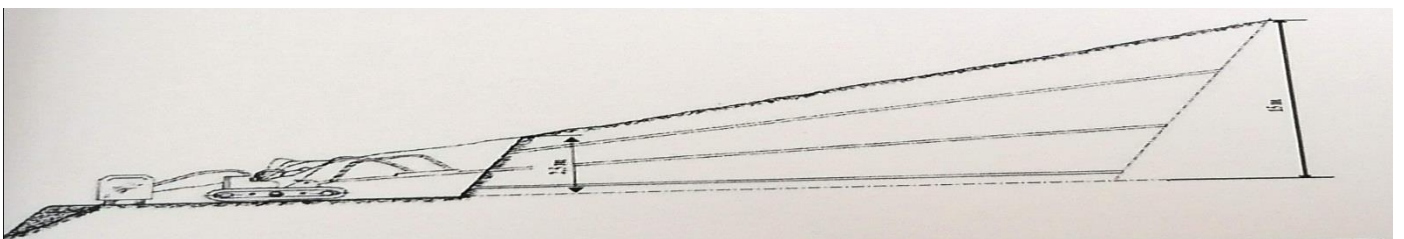


Figure II-3: Foration des trous de mine avec le crawler

La dernière phase :

Et voilà demi-tranchée à l'état final.

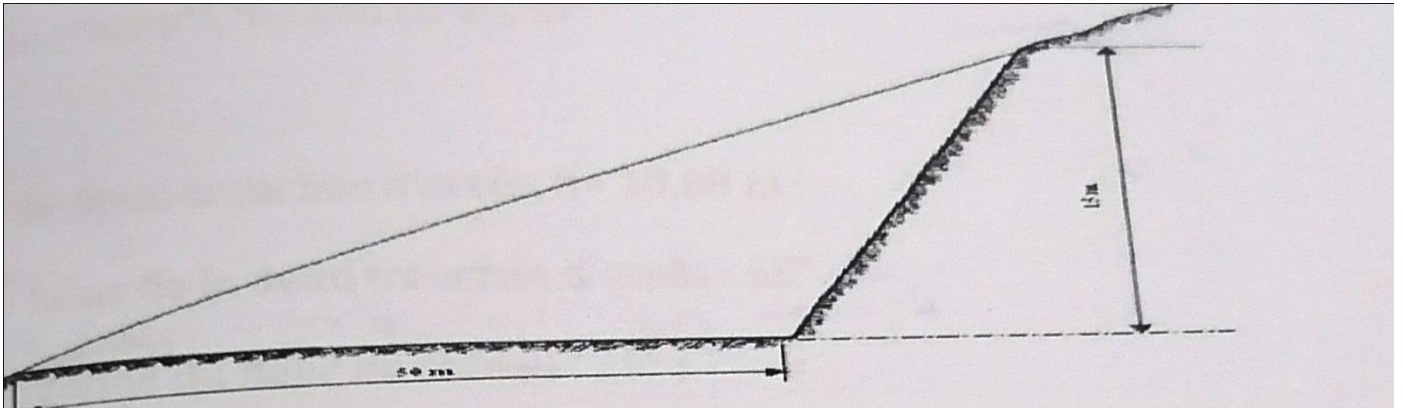


Figure II-4: l'état final de la demi-tranchée

II.2.2 Les paramètres caractéristiques de la tranchée

II.2.2.1 Largeur de demi-tranchée :

La largeur des tranchées est définie en fonction des moyens de transport utilisés et le mode de creusement.

Dans la carrière de Djbel Safia la majorité des camions de transport ont une capacité supérieure à 40 tonnes il est préférable de prendre une largeur comprise entre 15-20 (b=18.7m).

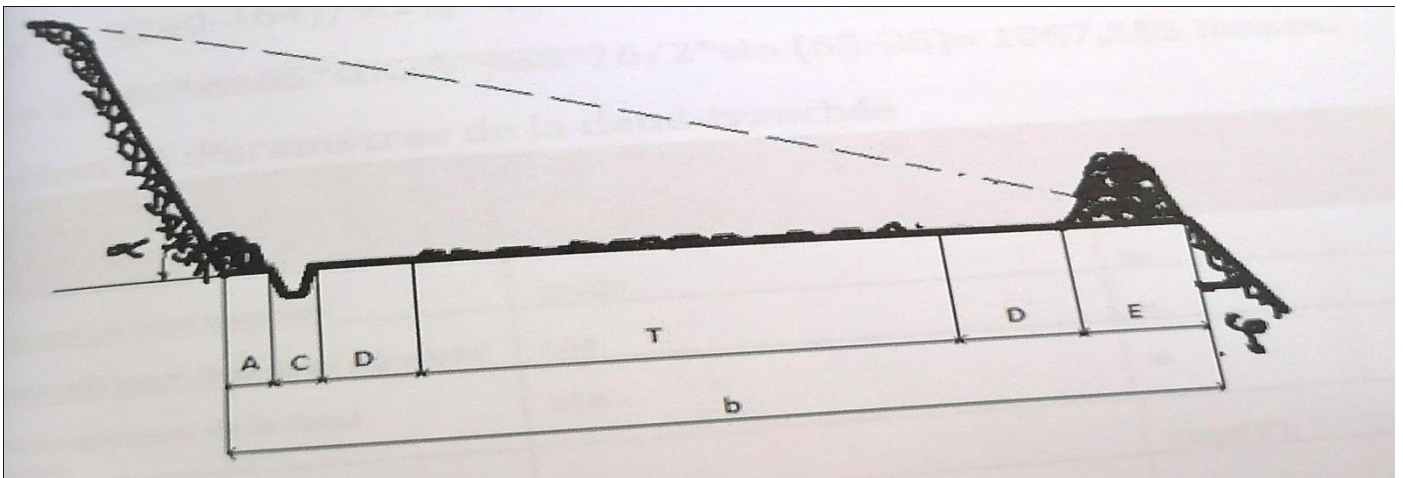


Figure II-5 : demi-tranchée d'accès

II.2.2.2 La longueur de demi-tranchée

Dépend des géométries de l'anticlinale et le trace de celui-ci. On peut déterminer par l'expression suivante

$$L = \frac{N_s - N_i}{0.1} * K_a ; m$$

N_s : niveau supérieure de la demi-tranchée 240 m

N_i : niveau inférieure de la demi-tranchée 164m

K_a coefficient d'allongement du trace $K_a = 1.2 \div 1.4$: prenons $K_a = 1.3$

$$L = \frac{240 - 164}{0.1} * 1.3$$

L = 988m

II.2.2.3 L'angle de demi-tranchée

Les angles d'inclinaison des talus de la tranchée sont déterminés en fonction des propriétés physico - mécaniques des roches.

Selon la dureté de la roche de Djbel Safia ($f=7$) il est rationnel de prendre comme angle du talus des demi-tranchée une inclinaison de 65° et une inclinaison de 70° pour les demi tranchée de découpage.

II.2.2.3 La pente longitudinale

Elle dépend du type de transport utilisée. Dans notre cas de la carrière de Djebel Safia on utilise le transport par camion donc : La pente longitudinale est égale à : 10%.

II.2.2.4 Volume de demi tranché

Déterminer par la formule suivante :

$$V_d = \frac{b \cdot \sin \alpha \cdot \sin \varphi \cdot L \cdot h}{2 \sin(\alpha - \varphi)} \quad : m^3$$

Tell que : b: la largeur dela demi-tranchée : 18.7m

L : la longueur demi-tranchée : 988m

φ : L'angle moyenne du flanc de coteau : 25°

α : l'angle de talus du demi-tranchée : 65°

h : différence des niveaux $h=240-164=76m$

Donc : **$V_d = 418348.89 \text{ m}^3$**

II.3 Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux qui assurent la découverte et l'extraction en quantité et en qualité planifié dans les conditions de sureté absolue, autrement dit un système d'exploitation caractérisé par le développement des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les déplacements des chantiers et des fronts de travail définissent le système d'exploitation. En bref, la méthode d'exploitation doit tenir en compte d'une part, des conditions géologique et minières du gisement et d'autre part, des paramètres techniques des engins miniers utilisés.

II.3.1 Choix de la méthode d'exploitation

Pour exploitation un gisement à ciel ouvert on le partage en tranches horizontales suivant l'homogénéité des roches stériles et des minerais. Ces tranches prennent la forme de gradins que l'on enlève de manière autonome et qui se sont desservies par des moyens propres de transport.

II.3.1.1 Processus d'exploitation de la carrière

La méthode d'exploitation adoptée à la carrière de Djebel Safia est celle de fonçage d'après la classification de l'académie Rejevesky et cela à cause du caractère montagneux du gisement les travaux d'exploitation se développent de sommet vers le bas de l'anticlinale a un seul bord en progressant vers le concasseur GP 120.

L'opération de découverture et /ou l'extraction du calcaire se développe selon les objectif de la carrière à satisfaire la demande de l'usine de fabrication du ciment. La puissance de stérile (roche meuble argileux) variant entre 0 et 0.3 il n'existe donc pas des gradins particulières pour leur extraction : le calcaire des gradins supérieure est abattu en même temps que les roches de recouverte.

II.3.1.2 Principaux paramètres de l'exploitation

a)La hauteur de gradin

Hauteur du gradin compte tenir la morphologie du gisement, la hauteur de gradin dans ce cas est 13m.

b)La largeur de l'enlevure

Le choix optimal de l'enlevure dépend de :

- La production planifiée;
- Les caractéristiques des roches
- Le mode d'abattage
- Les moyens de production

Elle est déterminée lors de l'exploitation des roches avec l'abattage à l'explosif par l'expression empirique suivante :

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

W la ligne de moindre résistance (m)

B la distance entre les rangées de trous (m)

N nombre de rangées de trous

Comme on utilise une seule rangée a la carrière de Djebel Safia avec $W=3.5\div 4.5m$ alors $A=W=3.5\div 4.5m$

Chapitre 2 : Méthode d'ouverture d'exploitation

a) Hauteur du tas de roche abattu

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_t = [0.5-0.8] * H_{gr} : m$$

Pour notre cas $H_t = 0.6 * 13 = 7.8m$

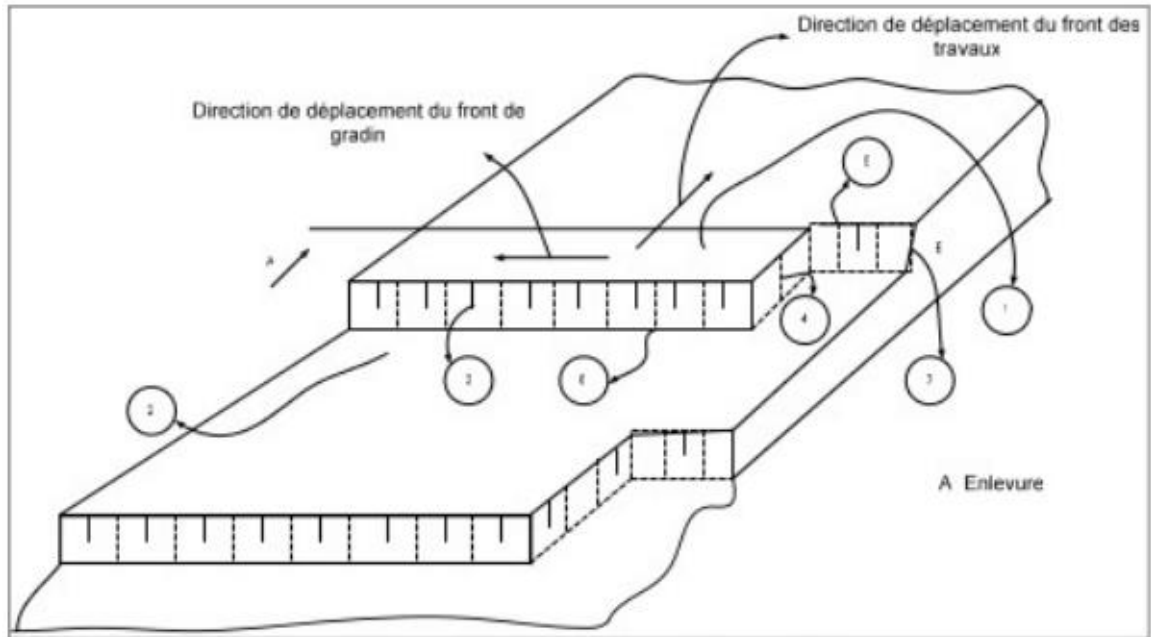


Figure II-6: les composants d'un gradin ^[24]

Avec 1 : toit de gradin 2 : Mur 3 : talus 4 : front d'attaque 5 : arrête supérieure

6 : arrête inférieure 7 : angle de gradin

b) Largeur de plate-forme de travail

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

- propriétés physiques et mécaniques des roches;
- dimension du tas des roches abattues;
- paramètres techniques des engins de chargement et de transport.
- des lignes de transmission électrique ainsi que de la disponibilité de réserve prête au chargement.

Chapitre 2 : Méthode d'ouverture d'exploitation

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m).

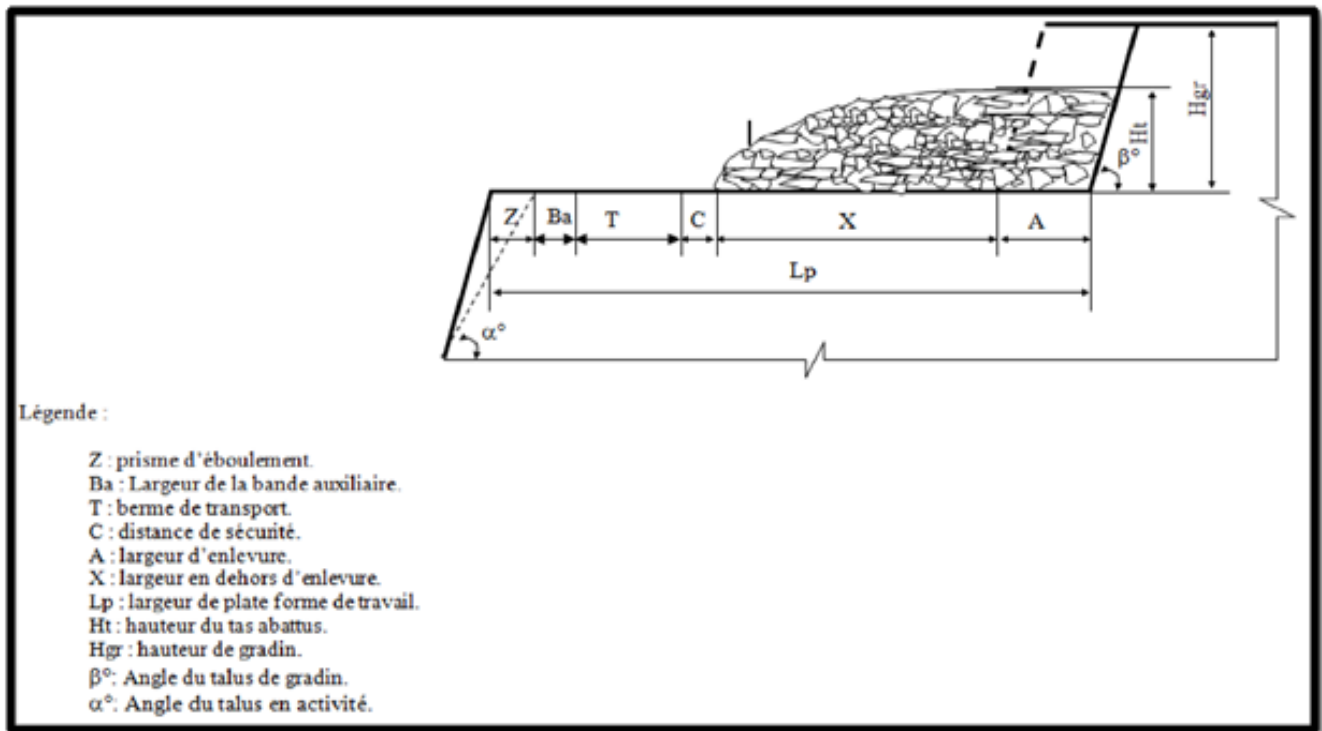


Figure II-7: les composantes de la plateforme de travail

Lors de l'abattage des roches par travaux de forage et de tir, la plateforme de travail se calcule par la formule suivante :

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

Où:

A : largeur d'enlèvement; 3.5m

X : largeur du tas de roches abattues en dehors de l'enlèvement; 22.5 m

$$X = A \cdot (2 \cdot K_f \cdot H_g / H_t)$$

K_f est le coefficient de foisonnement = 1.5

$$X = 3.5 \cdot (2 \cdot 1.5 \cdot 15 / 7.8) = 20.19 \text{ m}$$

C : la distance de sécurité comprise entre le tas de roches et la chaussée de transport "T";

C : 2 m.

T : largeur de la chaussée de transport (chaussée)=10m

Z : largeur du prisme d'éboulement : 3m

Chapitre 2 : Méthode d'ouverture d'exploitation

$$B = 7.8 + 22.5 + 2 + 10 + 3$$

$$B = 42.9 \approx 43\text{m}$$

Conclusion

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en prenant en considération la géologie régionale et locale du gisement, leurs formations et structures géologiques, et surtout les caractéristiques des massifs rocheux.

III. Chapitre 0.3 : les travaux de forage

Introduction

Après avoir réalisé les travaux préparatoires c'est au tour de l'équipe de forage de poursuivre les travaux. L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit et diamètre, une bonne orientation et longueur, la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grande influence sur les résultats.

La préparation des roches à l'extraction est un des premiers maillons de la chaîne technologique d'exploitation. La qualité de cette étape de travaux prédétermine en grande proportion l'efficacité des travaux, le rendement des engins de chargements et de transports, la sécurité dans les carrières et mines à ciel ouvert. Pour cela il faut connaître les caractéristiques mécaniques des roches pour pouvoir déterminer les quantités d'explosifs à utiliser, car l'utilisation des charges explosives par excès ou par défaut produira des résultats indésirables.

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

III.1 La définition de forage :

Le forage est d'appliquer suffisamment de force avec un outil pour dépasser la force de la roche. Cette résistance à la pénétration de la roche se nomme force de forage.

III.2 Le système de forage :

Il y a quatre principaux composants fonctionnels d'un système de forage :

1. **La machine de forage** : qui est considéré comme source d'énergie, elle convertit cette dernière de sa commande de grille d'origine.
2. **La tige de forage** : émetteur d'énergie du moteur à combustion à l'outil de forage en énergie mécanique.
3. **L'outil de forage** : ce qu'on appelle le taillant, responsable de l'opération de pénétration directement.
4. **Le fluide de circulation** : sa fonction principale est le refroidissement du taillant, mais aussi il nettoie le trou.

III.3 Les types de forage :

Il y a seulement deux manières de base d'attaquer la roche mécaniquement par la percussion et la rotation. C'est l'interaction de taillant/roche qui régit l'efficacité du transfert d'énergie et la nature du processus de rupture. Mais dans les modernes systèmes utilise la combinaison entre la percussion la rotation.

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent :

- un mouvement de rotation ;
- un mouvement d'avancement accompagné ou non d'un mouvement de percussion ;
- un soufflage d'air comprimé destiné à permettre la remontée des débris de foration (l'air comprimé peut, dans certains cas, être remplacé par une injection d'eau, de boue ou de mousse).

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou. ^[5]

Dans l'industrie minière, on distingue les modes de forage suivants :

III.3.1 Le forage roto- percutant

Le forage roto-percutant consiste à appliquer à l'outil de forage, ou taillant, un couple de rotation et une énergie de frappe, cette dernière à cadence élevée (1 200 à 1 500 coups/min, par exemple). cette méthode adaptée aux roches dures,

Il existe deux méthodes pratiques de forage roto-percutant des roches :

- ❖ La foration par roto-percussion, marteau perforateur hors du trou THD (Top hammer drilling)
- ❖ La foration par roto-percussion, marteau perforateur en fond de trou DTH (Down the hole)



Figure III-1: marteau perforateur Fond de trou



Figure III-2: marteau perforateur hors de trou

Chapitre3 : les travaux de forage

La foration par roto percussion combine trois effets distincts:

- La percussion
- La rotation
- Le soufflage

Il faut y ajouter une force d'appui de valeur variable en fonction de la profondeur du trou, et qui peut devenir négative, retenue du train de tige, lorsque la profondeur du trou s'accroît.

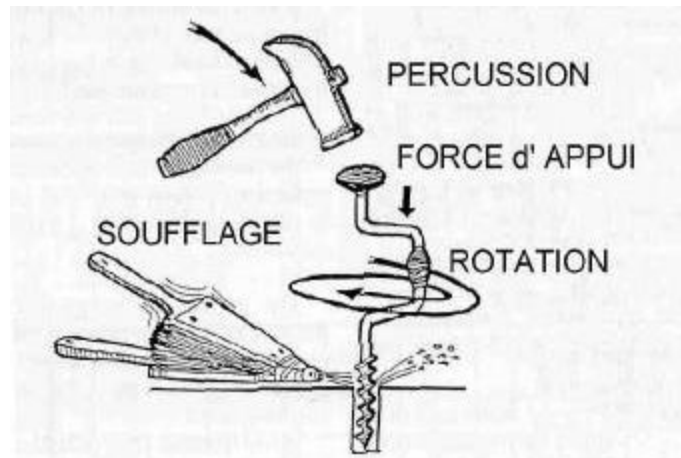


Figure III-3: Principe de la roto percussion [25]

III.3.2 Le forge rotative

La foration par rotation RD (Rotary drilling)

Il existe quatre éléments nécessaires pour le forage rotatif : [22]

- Un moment de torsion suffisant pour faire tourner la tige dans n'importe quelle couche rencontrée,
- Une force de traction suffisante pour une pénétration optimale,
- Une quantité d'air suffisante afin d'évacuer les cuttings,
- Une bonne sélection du type de tige adéquate pour le matériau à forer.

Les sondeuses rotatives attaquent la roche avec l'énergie fournie à la tige par l'action de rotation ; la vitesse de rotation pour le forage rotatif varie entre 50 et 90 tours par minute.

III.4 :Le choix du mode de forage :

Le forage des trous dans le massif rocheux s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'action dont la coupe et l'abrasion. Le mode de forage dépend : [1]

- ❖ des propriétés physiques et mécaniques des roches,
- ❖ du diamètre de trou à forer,
- ❖ de la hauteur du gradin,
- ❖ de la longueur (profondeur) du trou à réaliser.

Il convient de dire que le domaine d'utilisation des modes de forage en question se détermine par les indices technico-économiques et par les particularités de la construction des sondeuses, par exemple la limite

inférieure du diamètre du trou foré à l'aide des trépan à molettes est limitée par les facteurs constructifs, la profondeur de forage pour les autres modes se limite à l'efficacité des moyens de nettoyage etc.

III.4.1 Les facteurs influençant le forage

Un certain nombre de facteurs affectent la pénétration de roche. Les divers facteurs peuvent être groupés en six catégories :^[1]

- 1) La machine de forage ;
- 2) La tige ;
- 3) Le taillant ;
- 4) Le fluide de circulation ;
- 5) Le trou de forage ;
- 6) La roche ;

Les quatre premières catégories sont les variables d'opération de forage, elles constituent les éléments de système de forage. Elles sont choisies en relation avec la sixième catégorie (la roche).

La catégorie cinq comprend : le diamètre, la profondeur, et l'inclinaison, tous ces paramètres doivent être pris en considération pendant l'opération.

La catégorie de la roche relative à l'environnement environnant, elle comprend les facteurs suivants :

- Les caractéristiques physiques et mécaniques (la résistance à la compression ; la porosité, la teneur en eau)
- Conditions géologiques (rupture, faille, fissures,...)
- Etat d'effort (pression in situ)

III.5 : Paramètres d'optimisation de fonctionnement de forage :

L'amélioration des performances d'un système de forage est liée à une combinaison de facteurs, qui est utilisée pour la comparaison entre les systèmes :^[1]

- Energie et puissance.
- Taux de pénétration.
- Usage de taillant.
- Coût.

L'usage de limite (réellement, taux d'usage) se rapporte ici à la perte de dimension, de poids, ou de forme d'élément de découpage dans le temps d'unité de taillant ou la longueur du trou. C'est une mesure exprimée dans la longueur du taillant.

Le matériel de forage et la mise en œuvre de ce matériel est très coûteux, Cela nous incite à rechercher un exemple de dépenses

III.6 Choix de la méthode de foration

Le choix de mode dépend de l'indice de forabilité ; qui est proposé devant l'académicien RJEVSKI ; La forabilité d'une roche exprime la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche. Elle dépend d'un certain nombre de paramètres, en particulier de la résistance, dureté et texture de la matrice rocheuse, et de son abrasivité.

Le choix de la méthode de foration fondamentalement dicté par :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité D_f)
- Le diamètre de foration.

III.6.1 L'indice de forabilité

La forabilité d'une roche exprime la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche. Elle dépend d'un certain nombre de paramètres, en particulier de la résistance, dureté et texture de la matrice rocheuse, et de son abrasivité. Certains essais, généralement utilisés dans les pays anglo-saxons, ont pour but de quantifier la forabilité. Il ne faut pas perdre de vue toutefois que la forabilité in situ dépend aussi de la densité de discontinuités.

III.6.2 Méthode de calcul :

L'indice de forabilité est déterminé par la formule suivante :

$$D_f = 0,007 (\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma$$

Ou :

σ_c : la résistance à la compression

τ : la résistance au cisaillement ; $\tau = (0.16 \div 0.33) \sigma_c$, Kgf/cm²

γ : La densité du calcaire kg/m³

$F = \sigma_c \backslash 100$; d'où f duretés des roches ($f=7$)

$\sigma_c = f \cdot 100 = 700$ Kgf/cm²

$\tau = 0.3 \cdot \sigma_c = 210$ Kgf/cm²

γ la masse volumique de la roche (on a une densité = 2.65t/m³)

Donc **$D_f = 8.225$**

Alors on choisit le mode de forage selon le tableau suivant :

Tableau III-1: le choix du mode de foration selon indice de forabilité

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

III.6.3 La tirabilité :

$Q_{et} = 0,02. (\sigma_c + \sigma_t + \sigma_{dép}) + 2 \quad (g/m^3)$

σ_t : la Résistances de la roche à la traction

$\sigma_t = 0,1 \times \sigma_c \text{ Mpa}$

$\sigma_t = 0,1 \times 70 = 7 \text{ Mpa}$

$q_{et} = 0.02 (70 + 210 + 7) + 2$

$q_{et} = 21.6 \text{ (Mpa)}$

Tableau III-2: classification des roches selon leur tirabilité

Tirabilité	$Q_{et} \text{ gf/m}^3$	Classe
Facile	<10	I
Moyenne	10.1-20	II
Difficile	20.1-30	III
Très difficile	30.1-40	IV
Extrêmement difficile	40.1-50	V

Dans notre cas la roche est de classe 3 (tirabilité difficile)

III.6.4 Le diamètre de foration

La figure suivante montre la relation existant entre le diamètre du trou et la profondeur du trou. Pour une hauteur de 13 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 83-200 mm L'équipement de foration dont dispose l'entreprise détermine le diamètre qui est de 115 mm.

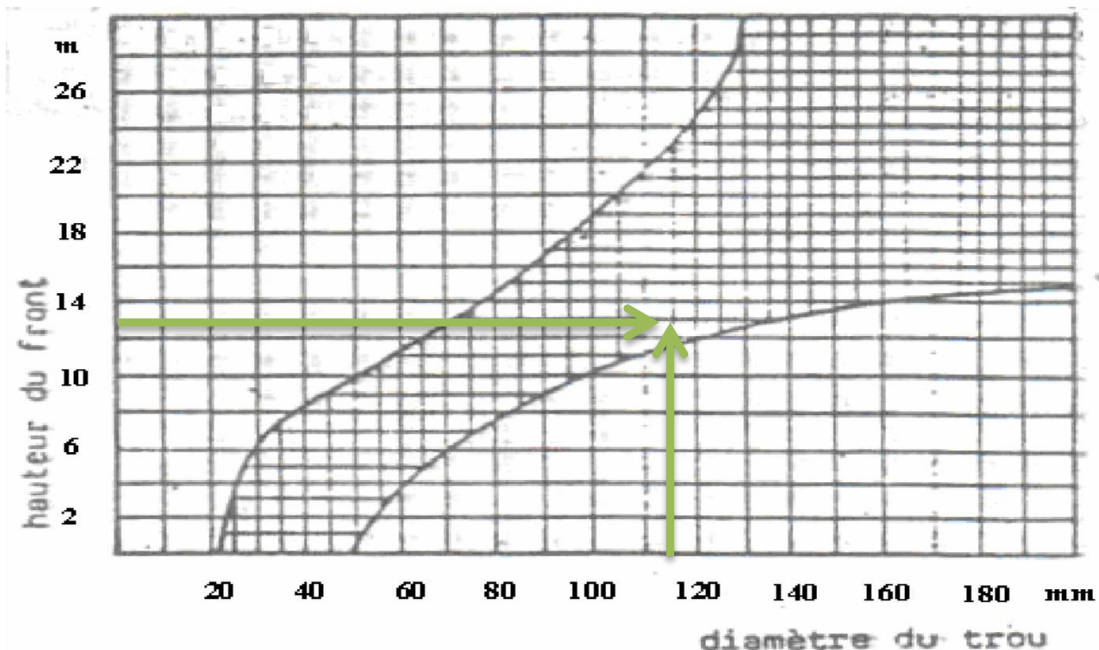


Figure III-4: détermination de la hauteur de gradin en fonction de diamètre de foration

III.7 Choix de l'engin de forage

Le procédé de choix suit les étapes suivantes : ^[1]

1. Connaissance des conditions d'utilisation de la machine.
2. Définir les objectifs principaux de l'exploitation concernant la production et le tonnage, la pente et la géométrie, la fragmentation.
3. La conception d'un modèle de trou de forage avec ses paramètres : le diamètre, la profondeur, l'inclinaison.
4. Déterminer la méthode de forage convenable, les facteurs de forabilité.
5. Définir les variables d'opération y compris la machine de forage, la tige, l'outil de forage,...etc.
6. Estimer les paramètres d'optimisation du forage, mais il reste l'usage et les coûts des critères importantes mais difficile à estimer.
7. Choisir le système de forage qui, en satisfaisant mieux indispotent des conditions, a le plus bas coût global, proportionné à l'exploitation sûre.

Plusieurs facteurs contrôlent l'opération de forage et l'engin de foration, les principaux sont les suivants :

- Les propriétés physiques et mécaniques de la roche à abattre ;
- Diamètre de trou et son inclinaison ;
- Profondeur de foration ;
- Production annuelle de la mine ;

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

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

III.7.1 Paramètres caractérisant l'engin de foration

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par :

- le diamètre de foration : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de foration varie de 45 à 152 mm
- la profondeur de foration : elle détermine la plage de diamètres utilisables, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en diamètre réduite. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;
- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille.

Par exemple dans le cas d'une production importante, le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.

Dans les conditions de la carrière de Djebel Safia, le mode de forage utilisé est roto-percutant.

Il est assuré par des sondeuses de modèle et de type: **Atlas Copco CM780D** dont les caractéristiques techniques sont données dans le tableau III.3

Tableau III-3: les caractéristiques techniques de la sondeuse Atlas Copco CM780D

Paramètres	Valeurs	unités
Moteur	Diesel	/
Type de mécanisme	Chenille	/
Diamètre du trou foré	115/165	Mm
Vitesse de rotation	60	Tour/mn
Poids de la sondeuse	22.7	T
Angle de forage	60÷90	(°) degré
Poussé axiale	22	T.f
Vitesse de déplacement	5.2	Km/h
Profondeur maximale de forage	50	m
Longueur de la tige	6.25	m
Puissance	153	Kw



Figure III-5: sondeuse roto percutante Atlas Copco CM780D

III.7.2 Le rendement de la sondeuse :

L'efficacité d'une machine minière peut être caractérisée par quelques paramètres parmi lesquels nous distinguons en premier lieu la productivité. La connaissance de cette dernière pour les machines de forage permet de savoir le volume de forage à réaliser, de faire le choix de la machine dans les conditions concrètes et de planifier la production de l'entreprise. Ce paramètre dépend de plusieurs facteurs qui pour les sondeuses roto-percutantes, peuvent être divisés en facteurs reflétant ;

- Les conditions d'exploitation (propriétés physico-mécaniques des roches, diamètre et profondeur des trous forés),
- La construction des machines en question (puissance des mécanismes d'avancement et de rotation du perceur, type de l'outil de forage).

En ceux qui caractérisent le degré de l'utilisation des sondeuses pendant le temps. C'est pourquoi il est nécessaire de distinguer la productivité théorique, technique et d'exploitation.

III.7.3 Calcul de rendement :

Il est donné par la formule suivante :

$$R_s = \frac{T_p + K_u}{\frac{1}{V_f} + T_{AUX}} ; m / p$$

Ou :

V_f : Vitesse pratique de forage d'un mètre de trou par heure, ($V_f = m/h$).

T_p : durée d'un poste de travail, ($T_p = 8 h$).

K_u : Coefficient d'utilisation de la machine, ($K_u = 0,8$).

Taux : temps auxiliaire, [0.03]

On prend Taux = 0,06h

$$\text{Alors, } R_s = \frac{8 \cdot 0.8}{\frac{1}{65} + 0.06}$$

$$R_s = 85\text{m/p}$$

III.7.4 Nombre de sondeuses nécessaires « Nsond » :

Pour déterminer le nombre nécessaire de sondeuses, on utilise la formule suivante :

$$N_{\text{sond}} = \frac{P_{\text{an}} \cdot K_{\text{res}}}{R_s \cdot N_p \cdot N_j \cdot V_m}$$

Q_{an} : production annuelle de la mine ; $Q_{\text{an}} = 430\,188\text{m}^3$

K_{res} : coefficient de réserve de la sondeuse ; $k_{\text{res}} = 1,1 \div 1,2$

On prend : $K_{\text{res}} = 1,1$

R_s : rendement postier de la sondeuse ; $R_s = 85\text{m/p}$

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

N_j : nombre de jours ouvrables par an ; $N_j = \ll 365 \text{ j/an} \gg$

V_m : volume des roches abattues par un mètre de trou $20 \text{ m}^3/\text{m}$

Donc, le nombre de sondeuses nécessaires

$$N_{\text{sond}} = \frac{430\,188 \cdot 1.1}{85 \cdot 2 \cdot 365 \cdot 20} = 0.38$$

$$N_{\text{sond}} \approx 1 \text{ sondeuses}$$

III.7.5 Vitesse de pénétration

Il y a 5 paramètres qui influent sur la vitesse de pénétration dans la roche au niveau de l'appareil de forage :

✓ L'énergie d'impact (puissance du marteau),

✓ La fréquence des chocs,

✓ La vitesse de rotation,

✓ La force d'appui,

Chapitre3 : les travaux de forage

✓ La vitesse d'évacuation des cuttings.

Le coefficient de forage k_f

On corrige la valeur de la vitesse de pénétration en fonction du coefficient de forage de la roche à traiter pour obtenir la vitesse instantanée théorique.

Le tableau ci-dessous montre les valeurs de coefficient de foration en fonction de la hauteur des gradins et le caractère du déplacement.

Tableau III-4: les valeurs de coefficient de foration en fonction de la hauteur des gradins

Hauteur du gradin	10	15	20	25	30	35
Déplacement						
Facile	45	48	51	54	57	59
Moyen	40	43	46	48	50	52
Difficile	37	37	38	40	42	44

Dans les conditions de la carrière de Djebel Safia, on a $k_f = 41.5 \%$.

III.7.6 Le forage perdu " P_{rt} "

Le tableau ci-dessous intègre les pertes normales de trou dans des conditions habituelles d'exploitation. La sur profondeur qui fait partie du forage normal est pris en compte dans le plan de tir

Tableau III-5: pertes en fonction de types de terrain

Terrain	Pertes
Homogène	2
Normal	3
Peu faillé	4
Faillé	5
Difficile	7

Dans le cas de Djebel Safia, on a $P_{rt} = 3\%$.

III.7.7 Le rendement horaire "Rh"

Les conditions locales de chantier et l'organisation de l'entreprise se répercutent sur le temps utile de travail. Ainsi si les conditions de travail sont bonnes et que l'organisation du travail est également bonne l'heure de travail sera comptée pour 50 minutes effectives.

Le tableau ci-dessous montre les rendements horaires en fonction de l'organisation et des conditions de travail :

Tableau III-6: les rendements horaires en fonction de l'organisation et des conditions de travail

Conditions de travail	Organisation		
	Excellente	Bonne	Passable
Excellentes	56	54	52
Bonnes	52	50	47
Moyennes	48	46	43
Passables	42	41	48

Pour la carrière de Djebel Safia, on a $R_h = 50 \text{ min/heure}$.

III.7.8 Calcul de la vitesse instantanée moyenne "Nm"

La vitesse instantanée "N" est déterminée par la formule suivante :

$$N=31 (P / d^{1.4}) \text{ Où :}$$

N : vitesse de pénétration, m/min d : diamètre du forage, d = 165 mm

P : puissance utile transmise au taillant, P = 20 kw

On trouve : $N= 31 \times (20 / 165^{1.4}) = 0.49 \text{ m/min}$.

Cette valeur doit subir une correction en fonction du coefficient de forage (If) de la roche à traiter pour obtenir la vitesse instantanée théorique " Nc " : [3]

$$N_c = N \times If$$

Tableau III-7: Catégories de classification de Df

Indice de forage	Nature de la roche	Df
0.5-0.7	Basalte, diorites, silex, quartz, quartzite dure	30 - 40
0.7 – 0.9	Trapp, granit dur, gneiss, rhyolite, gabbros, quartzite	40 - 50
0.9 – 1.1	Porphyre, granit, taconite, grès, hématite, cornéenne	50 – 60
1.1 – 1.3	Diorite, marbre, calcaire dur, phyllades, andalousite	60 – 70

Chapitre3 : les travaux de forage

1.3 – 1.7	Calcaire, shistes, gypse, bauxite, marne dure, latérite	70 – 80
1.7 – 2.2	Calcaire marneux, marnes craie, argile, talc	80 - 100

Dans la carrière de Djebel Safia, on a l'exploitation du calcaire, donc d'après le tableau ci-dessus on aura un indice de forabilité $I_f = 1.3$

On trouve $N_c = 0.49 \times 1.3 = 0.64 \text{ m/min.}$

En réalité la vitesse de pénétration calculée précédemment n'est atteinte que sur la première barre, à la 5ème barre la puissance du marteau P_1 est calculée comme suit :

$$N_1 = 31 (P_1 / d^{1.4})$$

On doit d'abord trouver **la puissance du marteau à la 5ème barre "P1"**, elle est donnée par la formule suivante :

$$P_1 = P \times (100 - P_{rt})^{n-1}$$

Où :

P_{rt} : forage perdu = 3%.

n : nombre des barres (tiges) = 5

Alors : $P_1 = 20 \times 0.974 = 17,71 \text{ kw}$

On substitue cette valeur dans la formule de N_1 , on trouve :

$$N_1 = 31 \times (17.71 / 165^{1.4}) = 0.43 \text{ m/min.}$$

On multiplie cette valeur par I_f du calcaire afin de trouver **la vitesse instantanée théorique de la 5ème barre "Nc1"**, on trouve :

$$N_{c1} = 0.43 \times 1.3 = 0.56 \text{ m/min.}$$

On peut maintenant trouver la valeur **de la vitesse instantanée moyenne "Nm"** en faisant la moyenne de N_c et N_{c1} :

$$N_m = (0.64 + 0.56) / 2 = 0.6 \text{ m/min.}$$

III.7.9 Calcul de la capacité de forage jour/an commerciale

Pour trouver la valeur de la capacité de forage jour/an commerciale, on a besoin des données suivantes :

- Gradin de 13m, déplacement moyen : coefficient $K_f = 0.415$

Chapitre3 : les travaux de forage

- Organisation et conditions de travail bonnes : coefficient $R_h = 50$ min par heure,
- Taux de disponibilité de la machine : $D = 0.85$ (donné par le constructeur),
- Les heures de travail par jour : $T_j = 16$ heures.

Donc on trouve pour une journée :

$$C_{f/jour} = N_m \times K_f \times R_h \times T_j \times D$$

$$C_{f/jour} = 0.6 \times 0.43 \times 50 \times 16 \times 0.85$$

$$C_{f/jour} = 175.44 \text{ m/j}$$

Pour trouver la capacité de forage par an, on doit prendre en considération le nombre de jours ouvrables par an "**N_{jo/an}** " ; $N_{jo/an} = 365$ jours.

Donc on trouve pour une année :

$$C_{f/an} = C_{f/jour} \times N_j = 175.44 \times 365$$

$$C_{f/an} = \mathbf{64035.6 \text{ m/an.}}$$

III.7.10 Calcul de la production annuelle optimisée

On a la Production annuelle $P_{an} = C_{f/an} \times T_m$

Tel que : T_m est le tonnage par mètre foré

$$T_m = 1/F_s$$

Tel que F_s est le tonnage spécifique, $F_s = 0.01872$;

$$\text{Donc : } T_m = 1/0.01872 = 53.42 \text{ t/m}$$

$$P_{an} = 64035.6 \times 53.42$$

$$P_{an} = \mathbf{3420781.75 \text{ t}}$$

III.8 Réalisation de forage :

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage.

Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et α (inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate-forme bien réglée:

- le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue ;

Chapitre3 : les travaux de forage

- le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plateforme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les sur profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration ;
- l'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

Conclusion :

Un forage peut être rapide et acceptable pour l'environnement, mais si elle n'est pas rentable, alors un système alternatif devrait être cherché. Il est bien de se rappeler, cependant, que le but dans l'exploitation est la minimisation tous les coûts de rupture de roche, et que le forage aussi prend un pourcentage importante de ces couts.

Néanmoins, les paramètres d'optimisation (énergie, taux, et usage) entrent dans la détermination du coût et le commandent en grande partie. Pour cette raison, il est souhaitable de connaître le quantitatif des variables convenables d'opération sur l'énergie, Taux de pénétration, et l'usage de taillant, car ils déterminent à leur tour le coût de forage.

IV. Chapitre 04 : les travaux de tir et l'optimisation de l'operation

Introduction

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Le coût d'abattage à la tonne est estimé de 15 à 20 % du coût total dans les exploitations minières à ciel ouvert.

La préparation des roches à l'extraction consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents et admissibles pour la rentabilité de tous les engins d'extraction et de transport.

Néanmoins, l'utilisation de la méthode d'abattage à l'explosif ne donne jamais un taux de blocs hors gabarit égal à 0 % quel que soit le réglage de la qualité de la fragmentation des roches et ce, à cause de la fissuration du massif et la dissipation élevée de l'énergie du tir dans l'atmosphère.

L'abattage des roches représente le premier maillon des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction.

Les travaux de tir est l'une des opérations de base de l'exploitation minière et l'industrie des carrières, un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche à abattre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, la quantité d'explosifs et la planification de tir.

La première étape pour la réduction de la taille dans les mines est bien les travaux de tir, il est suivi par des opérations de concassage et broyage. L'efficacité de ces opérations est directement liée à la distribution en taille des tas de roche abattus. Par conséquent, une évaluation fiable de la fragmentation est un problème critique de l'exploitation. La production de fragments plus fine en opération de tir réduit la charge de travail de concasseurs primaires ; augmentant ainsi l'efficacité du broyeur et de par conséquent réduire les coûts et augmente le taux horaire.

Les résultats du tir dans les entreprises minières doivent satisfaire les principales conditions suivantes :

- * Lors du tir, la roche doit être fragmentée en morceaux ne dépassant pas les dimensions admissibles et le débit des morceaux sur broyés doit être le minimum possible ;

- * Après le tir en masse, le pied du gradin ne doit pas exister. La projection de la roche au-delà de la rangée des trous sur l'arrête supérieure du gradin doit être minimale ;

- Le tas de la roche abattue doit avoir une hauteur et une largeur assurant la sécurité et un grand rendement des machines de chargement ;

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

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2.5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m².

IV.1 L'abattage :

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière.

Il consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

En pratique minière, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir :

- l'abattage mécanisé,
- l'abattage hydro-mécanisé,
- l'abattage à l'explosif, etc...

Dans la carrière Djbel Safia, l'abattage se fait par l'explosif parce que le calcaire qui forme le gisement est caractérisé par une dureté $f = 7$

IV.2 Les explosifs :

Les travaux de tir nécessitent d'utiliser des produits chimiques (explosifs) destinés pour libérer leur énergie potentielle en un temps très court, qui s'accompagne de dégagement d'un important volume gazeux et une température très élevée.

Chaque produit explosif se caractérise par sa capacité de travail, sa brisance ou vitesse de détonation, sa sensibilité à l'onde explosive, son aptitude à transmettre la détonation, sa résistance à l'humidité ou l'eau, son état physique et son mode de présentation.

IV.2.1 Définition

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

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

- combustion simple
- déflagration
- détonation

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage,
- Son confinement.

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

- Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde),
- Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (2000 à 7000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

IV.2.2 Déflagration et détonation :

A. 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 d'auto 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.

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

B. Détonation :

La détonation est une réaction chimique extrêmement rapide, exothermique et auto entretenue.

Cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression). C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet « points chauds ». ^[2]

Les vitesses de détonation vont de 2000 à 7000 m/s, et varient selon la nature de la substance et les conditions de mise en œuvre.

IV.2.3 Les explosifs fabriqués en Algérie :

L'ONEX (office national des substances explosives) fournit aux différentes carrières une gamme variée d'explosifs et accessoires de tir fabriqués en Algérie.

En plus des substances explosives, l'ONEX met à la disposition des opérateurs miniers des accessoires de tir comme le cordeau détonant, la mèche lente, le fil électrique et les détonateurs (pyrotechniques et électriques).

Tableau IV-1: les différents types d'explosif fabriqués par l'ONEX ^[3]

Désignation commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C U P	Utilisation
Géonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	Explosif pour roches dures
Gélanit I	Bonne	1.40	6300	1.33	Abattage en carrière. Roches dures
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	1.00	4500	1.27	Explosif pour roches dures à mi-dures
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
Marmanit III	Médiocre	0.95	3800	1.18	Explosif pour les roches tendres
N. 18 Bis	Médiocre	0.95	2500	1.16	Explosif pour roches tendres
Anfomil	Médiocre	0.90	3000	1.15	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosifs pour roches tendres.

IV.2.4 Les caractéristiques pratiques d'un explosif :

La caractérisation en laboratoire des explosifs industriels est indispensable au développement et à l'agrément de formules nouvelles. ^[4]

Cependant, la plupart des mesures effectuées sur les explosifs présentent un caractère strictement comparatif, les conditions expérimentales étant assez éloignées des conditions réelles d'utilisation.

Les principales caractéristiques des explosifs industriels sont les suivantes :

a) La densité :

C'est une caractéristique importante qui peut remettre en cause la réussite d'un travail à l'explosif, elle est exprimée en gr/cm3. Avec un explosif de haute densité, l'énergie développée sera concentrée, ceci est conseillé dans des travaux de décrochage, de forage et d'abattage dans les sols résistants et rigides.

Pour un explosif de faible densité, le travail de fragmentation et de fissuration sera fait avec une grande répartition de l'énergie, ceci est conseillé pour des sols friables et pour des roches tendres.

b) Le diamètre critique de détonation :

C'est, par définition, le plus petit diamètre d'une charge explosive au-dessous duquel la détonation est impossible à l'air libre, car l'onde explosive ne peut s'y entretenir. Bien que l'utilisation dans un trou de mine

puisse, du fait du confinement, abaisser la valeur du diamètre critique de détonation de l'explosif, il est évidemment souhaitable que le diamètre du trou soit supérieur au diamètre critique de détonation mesuré à l'air libre.

c) La sensibilité à l'amorce

Toute onde de choc n'est pas capable d'amorcer la détonation de l'explosif considéré. Il existe une pression minimale pour cet amorçage. .

Dans la pratique, on distingue :

- Les explosifs «sensibles au détonateur» (c'est le cas de la plupart des explosifs industriels encartouchés).
- Les explosifs qui, pour leur amorçage, nécessitent soit un cordeau détonant, soit un «bousteur».

d) La vitesse de détonation

Il s'agit de la vitesse de propagation de l'onde de choc dans le matériau explosif. Elle conditionne le pouvoir brisant de l'explosif et de l'état de fracturation à attendre du tir. La vitesse de détonation est fortement influencée par les conditions du tir. Elle croît notamment avec le confinement et le diamètre de la charge jusqu'à un optimum.

e) L'énergie

Par définition, l'énergie d'un explosif correspond à la quantité de chaleur qu'il dégage à volume constant. Il s'agit de l'énergie totale disponible qui serait libérée dans un cas idéal.

Or, au cours d'un tir, l'énergie explosive réellement utilisée ne représente qu'une faible part de l'énergie chimique théorique.

Une grande partie de l'énergie disponible est perdue dans le trou de mine sous forme d'onde sismique (vibration), d'onde aérienne (bruit) et de chaleur.

f) L'aptitude à transmettre la détonation

Au cours du remplissage d'un trou de mine avec un explosif encartouché, il se peut que la charge soit interrompue par un intervalle d'air, de fragments de roches ou de « cuttings » de forage.

De ce fait, afin de limiter le risque de ratés, on impose que l'explosif ait une certaine aptitude à transmettre la détonation entre cartouches non jointives.

Cette aptitude est caractérisée par le « coefficient de self excitation » de l'explosif considéré, qui est défini comme la distance (exprimée en cm) à laquelle la détonation d'une des cartouches se transmet à la seconde avec une probabilité de 50 %.

g) La sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité

Ces dernières caractéristiques sont celles qui vont imposer les conditions de mise en œuvre et de stockage de l'explosif.

IV.2.5 Critères de choix d'explosifs

Le choix de l'explosif se définit par le travail qui lui est demandé, Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères :

A) Par rapport au massif rocheux

L'humidité détermine une première sélection forcément respectée ; un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide.

Mais de plus, l'explosif doit être «adapté» à la roche, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est facturé, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz)

B) Par rapport à la productivité de l'entreprise

Ce critère est souvent pris en considération par plusieurs entreprises. Des grandes carrières travaillent avec des sondeuses à fort diamètre pour garantir une cadence de production élevée. Ce qui implique de choisir des cartouches d'explosifs à grand diamètre.

On choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif.

IV.2.6 les explosifs utilisés au niveau de la carrière

Au niveau de la carrière de Djebel Safia, on a 20% de la charge est constituée de la MARMANITE III comme charge des pieds(charge d'amorçage) et 75% représente la charge de colonne, elle est constituée de l'ANFOMIL en vrac (charge principale) .

Tableau IV-2: les caractéristiques des explosifs utilisés

Paramètre	MARMANIT III	ANFOMILE	unités
Densité	1.05	0.90	g/cm ³
Vitesse de détonation	6500	3000	m/s
Travail spécifique	1.018	1.15	%
Diamètre de la cartouche	80	vrac	mm
Longueur de la cartouche	500	-	mm
Poids	2.5	25	Kg
Essai de bloc de plomb	360	320	Cm ³ /10gr
Résistance à l'eau	Moyen	Moyen	-----
Couleur	Noir	blanc	-----

IV.3 l'amorçage

Pour provoquer la décomposition d'un explosif il est nécessaire de lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe plusieurs manières d'apporter cette énergie; chacune d'elles se traduit par un phénomène de transfert thermique rapide qui a pour origine des chocs, des frottements des étincelles, des inflammations, une onde de choc etc.,...

La réaction de décomposition de l'explosif étant amorcée, l'énergie dégagée amorce une particule voisine et une réaction peut se développer de proche en proche, dans la substance explosive.

L'amorçage est donc un élément essentiel de la chaîne pyrotechnique car il conditionne la fiabilité, la qualité et la sécurité de la détonation et constitue la dernière opération de validation de la mise à feu.

IV.3.1 Différents systèmes d'amorçage

Les systèmes les plus utilisés sont les détonateurs, électriques ou non, associés ou non, à des cordons détonants.

Les réactions pyrotechniques dans un détonateur, se développent de la façon suivante :

- La première énergie thermique est apportée par :
- Une mèche ou cordon Bickford (de plus en plus abandonné par la profession pour des raisons de sécurité); ou
- par un guide d'onde de choc à 200 m/s dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz; ou
- une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique. Ce mode d'amorçage est le plus répandu car il garantit, en général, la meilleure fiabilité.
- Les compositions retardatrices brûlent dans des temps qui sont des multiples d'un certain retard (par exemple 100, 200, ou 500ms) ou des temps qui sont multiples d'un certain micro retard (par exemple 20 ou 25 ms), selon qu'il s'agisse d'un détonateur à retard ou à microretard;
- Cette composition retardatrice transmet l'ordre de feu à l'explosif primaire. Celui-ci prend instantanément le régime détonant;
- L'explosif primaire initie en détonant l'explosif secondaire.

IV.3.2 les types d'amorçage

IV.3.2.1 Amorçage ponctuel

L'amorçage par détonateur est appelé amorçage ponctuel. Autour du point source de la détonation l'énergie d'amorçage n'est pas isotrope; L'amorçage est favorisé si le détonateur est placé dans l'axe de la cartouche.

La chaîne pyrotechnique standard se compose :

1. d'un générateur thermique, par exemple mèche lente ou perle d'allumage d'un détonateur électrique;
2. d'un explosif primaire en quantité voisine 0,6 à 2 g prenant le régime détonant sous l'influence d'un apport thermique minimum;

3. d'un explosif secondaire en quantité voisine de 0,6 g généralement suffisant pour apporter aux explosifs secondaires utilisés en masse par le mineur le minimum d'énergie nécessaire pour assurer leur décomposition.

Une chaîne pyrotechnique de l'amorçage électrique est donnée en figure 1 ci-dessous.

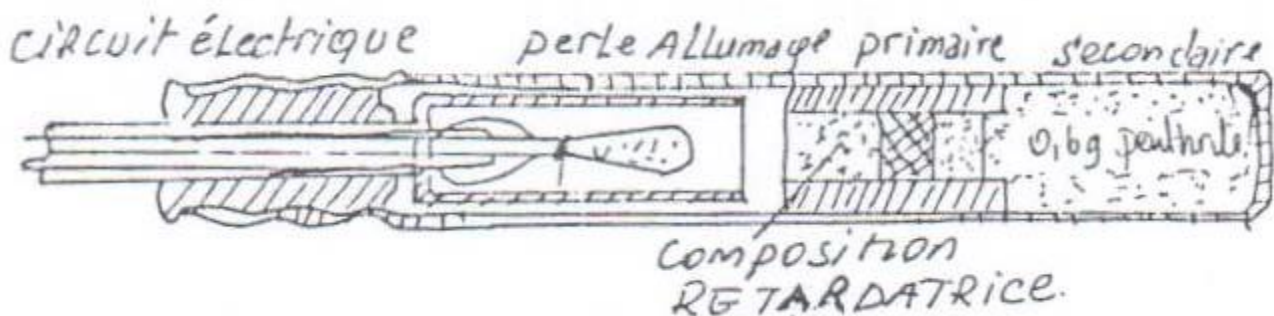


Figure IV-1 Coupe d'un détonateur électrique

IV.3.2.2. Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant. Ce cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3,5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s).

IV.3.2.3. Effet de mode d'amorçage sur l'énergie libérée par l'explosif

D'après les résultats d'une étude sur le sujet, menée par R.Thiard, les amorçages au cordeau détonant (latéraux) donnent généralement des rendements nettement inférieurs à ceux ponctuels.

Il est donc nécessaire de réaliser un amorçage de qualité pour tirer de l'explosif l'énergie et la puissance maximales.

IV.4. Séquence d'initiation

La séquence d'initiation des charges d'une volée permet d'intervenir sur la fragmentation par la création de faces libres nécessaires au phénomène de fissuration et de limiter la charge unitaire par retard ce qui limite le niveau de vibrations engendrées par le tir (car on aura réduit le nombre de charges détonant au même instant).

IV.4 Les accessoires de tir :

IV.4.1 Détonateurs

Pour la mise à feu des différentes charges explosives, il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de mine tels que : mèche, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau etc. Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise à feu, de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait. Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif.

a. Mèche lente

La mèche lente est constituée d'une âme de poudre noire, entourée de plusieurs enveloppes de fils tressés, recouverts d'une gaine de PVC.

D'une bonne résistance aux efforts mécaniques, elle offre une résistance élevée à l'eau.

Sa vitesse de combustion est de 90 à 120 m/s.

b. Détonateur pyrotechnique

La mise en détonation des explosifs brisants ne peut se faire qu'avec un détonateur. Le détonateur pyrotechnique en est le type le plus simple et est constitué d'un tube en aluminium chargé d'explosif secondaire sans dispositif de mise à feu. Sa mise à feu se fait par une mèche lente placée en contact direct avec la charge d'amorçage. Le sertissage des rebords du détonateur avec la mèche assure une liaison robuste et une bonne étanchéité.

Si on voudrait utiliser plusieurs mèches pour un seul tir, il est nécessaire de faire recours à une mèche de contrôle plus courte que l'ensemble des mèches de la volée. Le responsable du tir ordonnera à ses boute-feux de quitter les lieux à la fin de la combustion de la mèche de contrôle.

c. Cordeau détonant

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite. C'est un explosif très puissant, il est enveloppé de fils tressés recouverts d'une matière plastique. Cela lui confère une étanchéité et une résistance élevées à l'eau. Sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

IV.5 Le plan de tir :

Le schéma de tir et la construction des charges à l'intérieur des trous doivent assurer la détonation complète de toutes les charges dans le bloc à tirer.

IV.5.1 Les paramètres du plan de tir

IV.5.1.1 Paramètres liés aux trous

IV.5.1.1.1 Qualité de la foration

La qualité de minage liée directement au résultat de forage. L'énergie explosive devient plus efficace lorsque le forage de trou confiné est de qualité.

La mauvaise qualité de forage à cause de déviation visible ou non visible, et parmi ces conséquences : les projections, hors gabarit. ^[5]

A) Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles, il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesure approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la banquette dans le cas de gauche et à la sous évaluer dans le cas de droite.

On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième. ^[5]

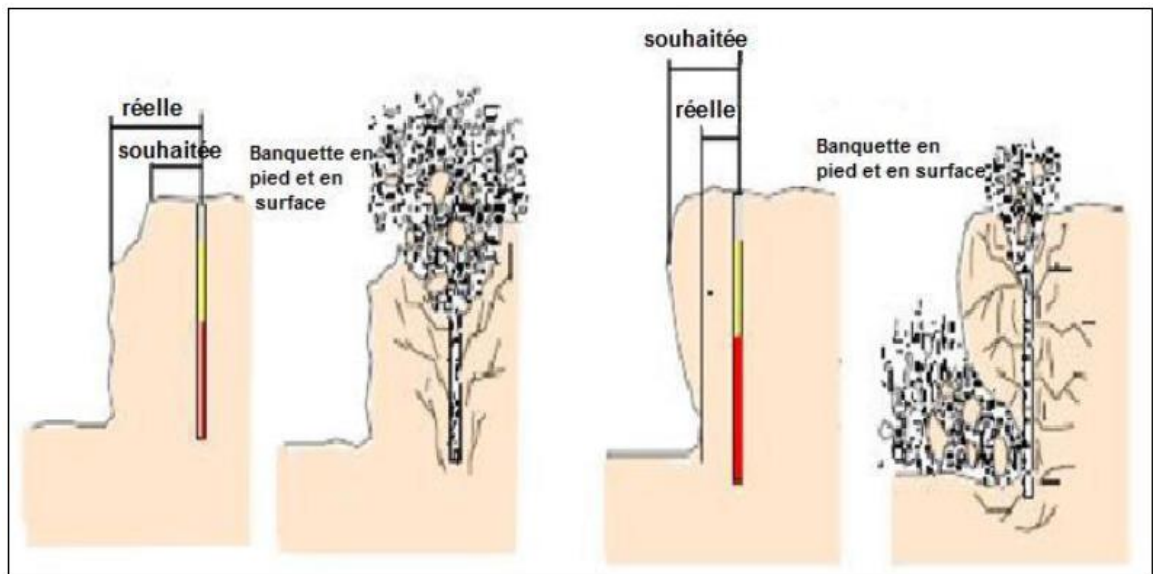


Figure IV-2: Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage

B) Les déviations de forages

Les déviations sont influencées par le type de la machine et le sens de pendage. D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 % (30 cm pour 10 m).

Une déviation de foration dans un plan perpendiculaire au front de taille provoquera suivant le sens de la déviation une surévaluation ou une sous-évaluation de la banquette d'abattage.

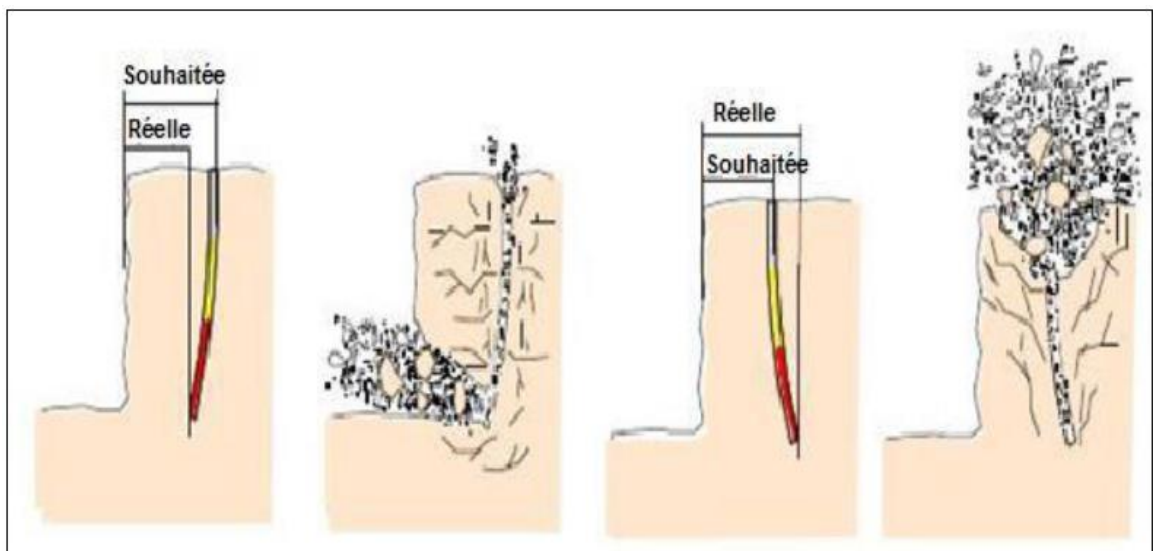


Figure IV-3: Conséquences de déviation des forages

IV.5.1.1.2 Le diamètre du trou

Les chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue.

Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif.

En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.

Diamètre de trou doit être convenable avec le type et la quantité d'explosif. On a déjà déterminé le diamètre de trou $D=115\text{mm}$.

IV.5.1.1.3 L'inclinaison du trou

L'inclinaison de trou est l'angle entre le trou et la verticale. Il contribue à l'amélioration de sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée. La réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. Pour notre cas on prend l'inclinaison de 15° par rapport au vertical donc 85° par rapport à l'horizontale.

Les avantages d'un trou incliné sont les suivants :

- ❖ Amélioration de la qualité de fragmentation des roches,
- ❖ l'amélioration de la sécurité du travail ;
- ❖ Les gradins ont une surface tenant mieux ;
- ❖ La consommation en explosif est optimale ;
- ❖ Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère ;
- ❖ Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin

IV.5.1.1.4 L'excès de forage (sous forage)

Ce dernier 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 longueur de sur-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches.

La profondeur de sous-foration : pour obtenir un bon pied de gradin.

IV.5.1.1.5 La profondeur du trou

Il est dépendant essentiellement : de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès.

La profondeur de trou est à partir de cette formule :

$$L_T = L_S + \left(\frac{H_g}{\cos \alpha} \right)$$

L_S : la profondeur de sous-foration

H_g : la hauteur de gradin (m)

α : Inclinaison de trou (degré)

IV.5.1.2 Paramètres liés au Bourrage

IV.5.1.2.1 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge.

Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous.

Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

IV.5.1.2.2 Qualité du matériau de bourrage

Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

IV.5.1.3 Paramètres liés au plan

IV.5.1.3.1 Banquette

La banquette ou la ligne de moindre résistance représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée de trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée.

Les facteurs affectant le choix de la banquette sont : Le diamètre du trou, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

IV.5.1.3.2 L'espace

On entend par Espace, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espace égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats.

IV.5.1.3.3 Rapport de maille

Le rapport de maille est égal à la valeur de l'espace sur celle de la banquette.

IV.5.1.4 Paramètres liés à l'explosif

IV.5.1.4.1 Influence de la consommation spécifique de l'explosif :

Le terme de consommation spécifique désigne la quantité d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1m³ de roche (ou 1t de roche). La consommation spécifique est donc donnée en g/m³ (ou en g/t respectivement). C'est un paramètre à adapter au massif rocheux à abattre : la quantité d'explosif nécessaire pour abattre un volume donné de roche est en effet fonction des propriétés mécaniques et structurales de la roche en question. Ces valeurs de consommation spécifique sont mesurées au cas par cas.

De par le volume de roche en place à abattre qui est défini par la maille (E, B) et la hauteur du gradin, la consommation spécifique est liée à la banquette comme le montre la figure.

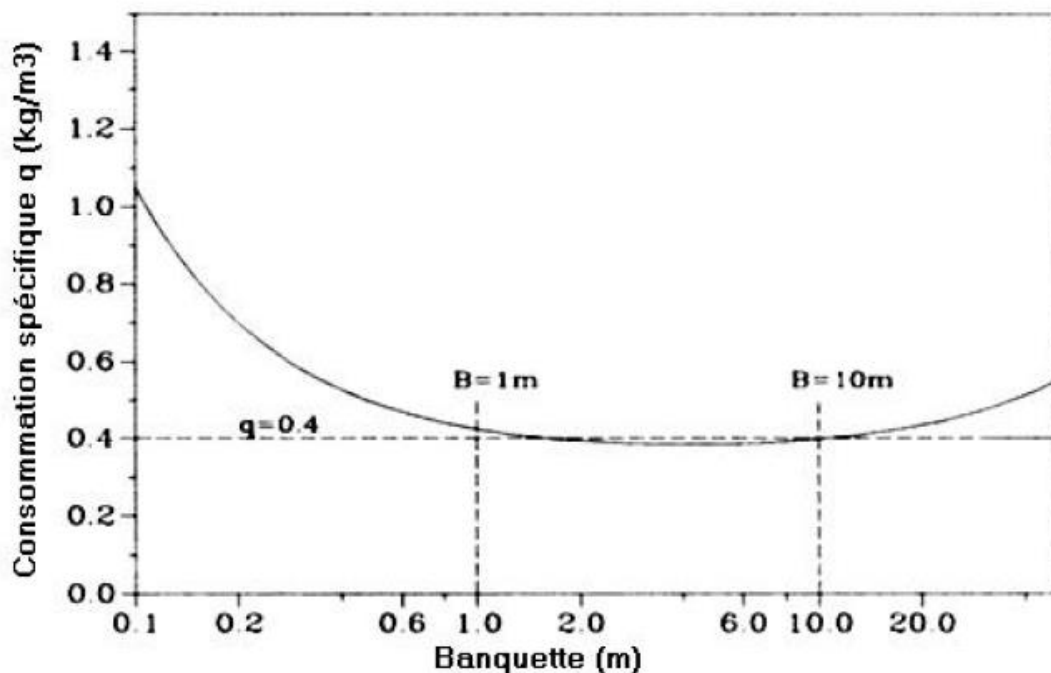


Figure IV-4: La consommation spécifique q en fonction de la banquette B . [11]

IV.6 .1.4.2 Type d'amorçage et séquence d'initiation

L'explosif se décompose en présence d'énergie s'appelle énergie d'activation, conduire à un transfert thermique rapide le résultat de des chocs, des frottements, des étincelles, échauffement, inflammation, compression, ondes de choc,

La hauteur de gradin : selon la loi minière algérienne, il ne dépasse pas 15 m . Il dépend essentiellement de caractéristiques de roche.

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose : [5]

- D'un générateur thermique (mèche lente ou perle d'allumage de détonateur électrique) ;
- D'un explosif primaire ;
- D'un explosif secondaire.

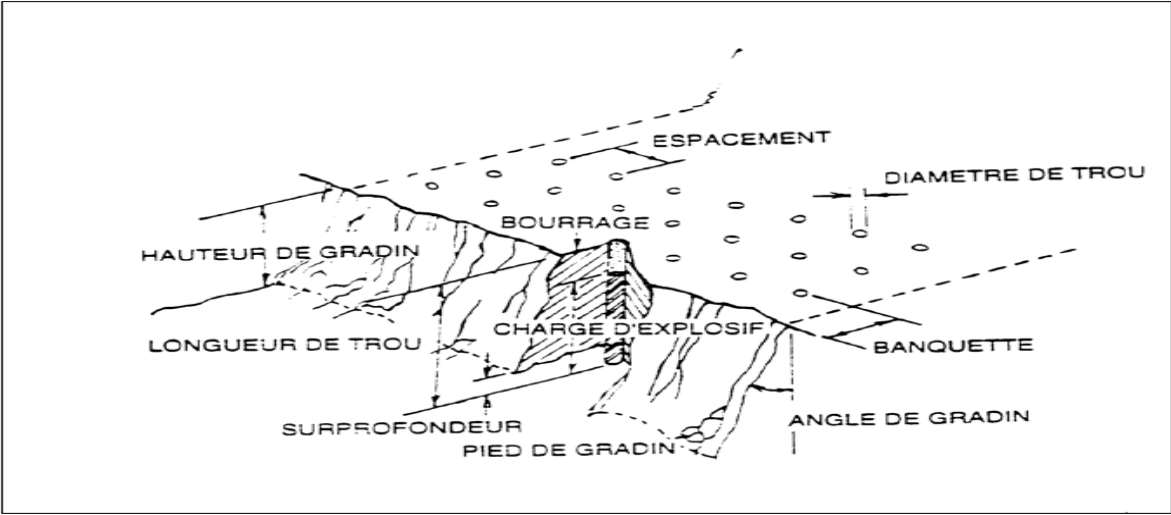


Figure IV-5: Schéma du dispositif géométrique d'un tir [23]

IV.6 Calcul des paramètres de tir optimal de Djebel Safia

IV.6.1 les étapes de calcul

Les différentes étapes du calcul d'un plan de tir font appel aux principes de base énumérés ci-après : ^[6]

- Le choix des explosifs, il s'effectue à partir des caractéristiques mécaniques des roches et des propriétés des explosifs industriels ;
- La définition de la géométrie des charges, elle s'appuie sur les règles de base de la détonique et prend en compte les objectifs techniques à réaliser ;
- Le calcul des charges, il s'effectue à partir de formules empiriques ou semi empiriques ou de logiciels spécifiques.

IV.6.2 Réalisation et analyse des résultats

- La mise en œuvre des tirs s'effectue en respectant la réglementation en vigueur ;
- Le traitement éventuel des incidents de tirs est réalisé en fonction de règles techniques bien précises. Ces règles doivent figurer sur un cahier de prescriptions rédigé par l'exploitant ;
- L'analyse des résultats porte sur :
 - la granulométrie ;
 - le foisonnement ;
 - le découpage des fronts de taille ;
 - la qualité des surfaces d'abattage et de chargement. ^[6]

IV.6.3 Les règles de langefors :

Les règles de Langefors définissent de manière précise les éléments de la géométrie du tir, qui sont déterminés en fonction de la banquette B : épaisseur de la tranche de massif abattue par une mine. ^[7]

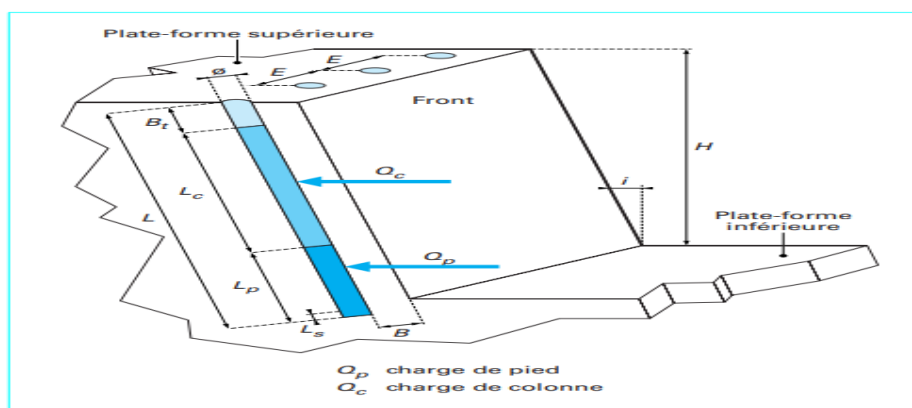


Figure IV.6 : Géométrie du tir ^[7]

Les chercheurs suédois Langefors et Kilhström ont établi une règle empirique de calcul de la banquette maximale admissible en fonction de paramètres inhérents au massif rocheux, paramètres relatifs à la maille souhaitée, et du type d'explosifs employés.



La banquette maximale est en général réalisée en pied : c'est ainsi a priori pour la partie inférieure du chargement que l'on calcule la banquette maximale admissible.

Telle que

1.08 : Constant de Langefors :

Bth : la banquette théorique :

S : Le coefficient d'énergie ;

Lf : La charge linéaire : kg/m ;

Cin : Le coefficient d'inclinaison ;

R: La résistance au tirage ;

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

E : l'espacement entre les trous et la banquette B ; E/B : Le rapport de maille.

La charge linéaire L_f :

C'est la quantité d'explosif par mètre linéaire de trou. L'utilisation d'explosif de nature différente dans la charge de pied nécessite une pondération des charges linéaires afin d'obtenir un L_f moyen.

$$L_f = [(D_c^2 \times \pi)/4] \times d_{ch} \times K_t$$

D_c : Diamètre de la cartouche de l'explosif ;

d_{ch} : Densité de chargement,

K_t : Coefficient de tassement d'explosif.

➤ La charge linière de Marmanite III (L_f MAR III)

$$D_{ch} = 1.05 \text{ g/cm}^3 = 1050 \text{ kg/m}^3$$

$$K_t = 1.04$$

Donc :

$$L_{fMAR} = [(0.08^2 \times 3.14)/4] \times 1050 \times 1.04$$

$$L_{fMAR} = 5.49 \text{ Kg/m}$$

➤ La charge linière de l'Anfomil (L_f ANFO)

L'Anfomil est un explosif livré en vrac donc on calcule L_{fAnfo} par la méthode suivante :

Volume d'un mètre de trou $\times$ la densité de produit

$$L_f = [(D_c^2 \times \pi)/4] \times d_{ch}$$

$$d_{ch} = 0.9 \text{ g/cm}^3 = 900 \text{ kg/m}^3$$

$$L_f \text{ ANFO} = [(0.165^2 \times 3.14)/4] \times 900$$

$$L_f \text{ ANFO} = 19.23 \text{ Kg/m}$$

La charge linéaire moyenne L_f

La charge de pied occupe 1.3 V

Elle est constituée d'une charge de cisaillement de $L_f = 5.49 \text{ kg/m}$ sur 0.6 V et d'une charge de poussé de $L_f = 19.23 \text{ kg/m}$ sur 0.7 V.

Le L_f à prendre en compte est :

$$L_f = [(5.49 \times 0.6) + (19.23 \times 0.7)] / 1.3 = 12.88 \text{ Kg/m.}$$

Coefficient d'énergie S :

Le coefficient d'énergie S de la formule de Langefors correspond à l'énergie de la charge de pied (charge de cisaillement + charge de poussée). Si les explosifs des deux charges sont différents, et c'est le cas général, il convient de calculer un S moyen pondéré en fonction de leur répartition.

La banquette à abattre croît comme la racine carrée de l'énergie (poids d'explosif × énergie unitaire) développée par le ou les explosifs qui ont été retenus pour la charge de pied.

On a : SMARMANIT III = 0.8.

SANFOMIL = 0.78.

Donc selon Langefors la charge de pied est constituée d'une charge de cisaillement de

S = 0.80 sur 0,6 V et d'une charge de poussée de S = 0.78 sur 0,7 V.

Le S à prendre en compte est :

$$S = [(0.8 \times 0,6) + (0.78 \times 0,7)] / 1,3$$

S = 0.78.

Le coefficient d'inclinaison (C)

Au cours du processus d'abattage, l'onde de choc de compression se réfléchit en traction sur la surface libre. Elle induit une fracturation secondaire qui est à l'origine de la fragmentation des roches. Son efficacité est proportionnelle à l'importance de la surface libre offerte.

La surface de dégagement varie en fonction de l'inclinaison du front d'abattage. Elle croît avec l'inclinaison.

Pour des angles compris entre 10 et 30°, les valeurs de C sont les suivantes :

Pour $\alpha = 0^\circ \rightarrow C = 1$

Pour $\alpha = 10^\circ \rightarrow C = 0.95$

Pour $\alpha = 20^\circ \rightarrow C = 0.90$

Pour $\alpha = 30^\circ \rightarrow C = 0.85$

Alors pour $15^\circ \rightarrow C = 0.935$

La résistance au tirage :

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :

- 0,35 pour des roches élastiques.
- 0,40 pour des roches moyennes.
- 0,45 pour des roches plastiques.

Comme le terrain de Djebel Safia est de comportement moyen

Alors **R = 0.40.**

Le rapport de maille (E / V)

E est l'espacement entre trous et V la banquette. On exprime ces valeurs en mètres et centimètres généralement arrondis à 5 cm près après calcul.

Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- pour l'obtention de granulats on recommande $1 < E / V < 1,3$,
- pour la production d'engrènement on conseille $0,8 < E / V < 1$.

Un rapport de maille trop faible nuit à la granulométrie moyenne. Un rapport trop élevé induit un mauvais découpage du front d'abattage et conduit à la formation de bosses en pied de gradin, entre les trous.

On prend : **E/B = 1.25 ;**

$$B_{th} = 1.08 \sqrt{\frac{0.78 \times 12.88}{0.4 \times 0.935 \times 1.25}}$$

Bth = 5.00 m

Corrections sur la banquette théorique (banquette pratique)

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

La valeur B ainsi obtenue est une valeur théorique qui doit être corrigée en fonction de plusieurs paramètres,

Parmi ces paramètres les déviations de forage : D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 %.

$$\text{Déviation de forage} = 0.03 \times L_{tr} = 0.03 \times 16.9 = 0.507\text{m.}$$

$$B = 5 - 0.507 = 4.49 \approx 4.5$$

$$B_p = 4.5 \text{ m}$$

IV.6.3.2 Calcul de la banquette à porter sur le terrain

La formule de Langefors donne la plus courte distance entre la mine et le front d'abattage. Pour le report sur le terrain il convient de prendre en compte l'inclinaison de la mine β .

$$B_{\text{horizontal}} = B_p / \cos \beta = 4.5 / \cos 15^\circ$$

$$B_{\text{horizontal}} = 4.65\text{m}$$

IV.6.3.3 La longueur de sous-foration L_s .

La sous -foration est nécessaire pour éviter des gondolements au niveau de la plateforme inférieure du gradin. Elle varie de 0,15 à 0,3 de la longueur de la banquette.

$$L_s = 0.3 \cdot B_{th}$$

$$L_s = 1.5 \text{ m}$$

IV.6.3.4 La longueur du trou incliné

Elle est donnée par la relation suivante :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\cos(\beta)} + L_s$$

$$L_{tr} = \frac{15}{\cos(15)} + 1.5 = 17.02$$

$$L_{tr} = 17 \text{ m}$$

C'est la valeur théorique à forer. En pratique il faut ajouter environ 0,20 m. pour de tenir compte des "cutting" qui s'accumulent au fond du trou lors du retrait des tiges. L'indication à porter sur le plan de foration est donc de **17.20 m**

IV.6.3.5 Détermination de l'espacement E :

La maille $E \cdot B$ est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat de tir car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, en conséquence, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse.

Langefors conseille : $E = 1,25 \times B$ [m]

$$E = 1,25 \times B = 1.25 \times 5$$

$$E = 6.25\text{m}$$

IV.6.3.6 La hauteur du bourrage Hb :

Le bourrage est effectué pour utiliser complètement l'énergie du tir à la fragmentation des roches, pour bien utiliser l'espace foré, la longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes des produits du tir, la projection dangereuse des pierres et de formation d'ondes de choc fortes. Les plus grandes valeurs de la longueur de bourrage correspondent aux roches de faible résistance au tir et inversement. L'expérience montre que si la hauteur de bourrage Hb est inférieure à B il y a risque de projection des pierres de la surface avec la diminution de la fragmentation et si Hb est supérieur à W la fragmentation sera plus grosse. Pour ces raisons, on a :

$$Hb = B_p$$

$$Hb = 4.5\text{m}$$

Pour protéger la colonne d'explosif, la bourre consiste en un matériau inerte (sable, argile) ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm. Au cours du bourrage du trou on doit prendre des précautions spéciales pour ne pas couper les filles de l'amorce.

IV.6.3.7 Calcul des charges

Le calcul se fait en utilisant la valeur B pratique et les différentes charges linéaires déjà calculées.

On a : **$B_p = 4.5\text{m}$. $E = 6.25\text{m}$. $Hb = 4.5\text{m}$.**

IV.6.3.8 Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine :

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges :

*La charge de pied ; la Marmanite III avec un poids de cartouche de 2.5kg

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

*La charge de colonne. ANFOMIL : En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

La charge linéaire de pied et de colonne sont déterminées avant

Lf MAR = 5.49 kg/m **Lf ANFO** =19.23 kg/m

❖ La charge de pied.

a. Charge de cisaillement : MARMANITIII

*Diamètre de la cartouche : 80 mm.

*Longueur de cartouche : 500 mm.

*Poids de la cartouche : 2.5 Kg.

*La charge linéaire : 5.49 Kg/m

b. Charge de poussée : ANFOMIL

*Poids du sac : 25 Kg.

*La charge linéaire : 8.55 Kg/m

Q charge (pied) = Q cisaillement (pied) + Q poussée (pied)

Charge de cisaillement

Q Cisaillement = $0.6 \times B_p \times L f(\text{MAR})$

Q Cisaillement = $0.6 \times 4.5 \times 5.49 = 14.42 \text{ kg}$

Le nombre de cartouche.

Pour calculer le nombre de cartouche on utilise la formule suivante :

$$N_{\text{car}} = \frac{Q_{\text{Cisaillement}}}{P_{\text{car}}} = \frac{14.42}{2.5} = 5.92 \approx 6 \text{ cartouche}$$

N car = 6 cartouches

La hauteur real de la charge de pied avec 7cartouches :

$$L_{\text{chp}} = \frac{N_{\text{car}} \times L_{\text{car}}}{K_{\text{ta}}}$$

Kta : coefficient de tassement =1.04

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

$$L_p = \frac{6 \times 0.5}{1.04}$$

$$L_p = 2.88 \text{ m}$$

Charge de poussée

$$Q_{\text{poussée}} = 0,7 \times B \times L f(\text{Anfo}) \quad ; \text{ Kg}$$

$$Q_{\text{poussée}} = 0,7 \times 4.5 \times 19.23$$

$$Q_{\text{poussée}} = 60.57 \text{ Kg}$$

$$\text{Nombre de sac} = 60.57 / 25 = 2.42 = 3 \text{ sac}$$

$$\text{La hauteur de la charge de poussée avec 3 sacs de 25 Kg} = 60.57 / 19.23$$

$$L_{\text{POU}} = 3.14 \text{ m}$$

Vérification :

La hauteur de la charge de pied avec 6 cartouches de Marmanite III et 3 sacs d'Anfomil

$$L_p = 2.88 + 3.14$$

$$L_p = 6.02 \text{ m} ;$$

$$\text{La hauteur théorique} = 1.3 \times B = 1.3 \times 4.5$$

$$= 5.85 \approx 6.02 \text{ m} ; \text{ c'est vérifié.}$$

Charge de colonne

L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire en pied. La diminution de l'énergie en colonne peut se faire de trois façons :

*en utilisant un explosif moins puissant que ceux utilisés en pied ;

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

*en intercalant des bourrages intermédiaires dans un explosif de même puissance qu'en pied

*en combinant les deux solutions précédentes. Comme les explosifs moins puissants sont moins chers, la première solution est généralement préférable.

La charge de colonne se calcule en fonction d'un coefficient de remplissage (kre). C'est le rapport entre la longueur totale occupée par l'explosif rapporté à la longueur totale de la charge (explosif et bourrages intermédiaires).

Lors de l'élaboration de la formule Langefors, les mineurs ne disposaient pas d'explosifs en vrac. La dynamite était largement utilisée. Le coefficient de remplissage (kre) était unique et égal à 0,38. (Coefficient définit par Langefors).

L'apparition de nouveaux produits a obligé les professionnels à utiliser des coefficients de remplissage adaptés aux explosifs plus récents au fur et à mesure de leur apparition sur le marché.

La longueur de la charge de colonne « Lc »

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$L_{\text{colonne}} = L_{\text{trou}} - (L_{\text{charge pied}} + Bf) = 17.20 - (5.85 + 4.5)$$

$$L_{\text{colonne}} = 6.85\text{m}$$

$$\text{Charge de colonne (Q colonne)} = L_{\text{colonne}} \times k \times L_{f\text{colonne}}$$

Lc : La hauteur de charge de colonne.

Kre : Le coefficient de remplissage retenu est de 1.

Lf : la charge linéaire de l'Anfomil

$$Q_c = 6.85 \times 1 \times 19.23 = 131.72$$

$$Q_c = 132 \text{ kg}$$

$$\text{Quantité d'Anfomil par un trou} = 81.91 + 74.30 = 146.5 \text{ Kg} = 6.24 \approx 7 \text{ sacs ;}$$

Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{tot} »

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne. Elle est égale à :

$$Q_{tot} = Q_C + Q_P$$

$$= 2.5 \times 6 + 60.57 + 132$$

$$Q_{tot} = 207.57 \text{Kg}$$

IV.6.3.9 Volume de roche abattu par un trou (V_{tr})

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{abattu} = B \times E \times Hg$$

$$V_{abattu} = 5 \times 6.25 \times 15$$

$$V_{abattu} = 421.87 \text{m}^3/\text{trou}$$

IV.6.3.10 La consommation spécifique

$$q_s = \frac{\text{Quantité totale d'explosif par un trou}}{\text{Volume de roche abattue par trou}} = \frac{147.57}{421.87}$$

$$q_s = 0.34 \text{kg/m}^3$$

IV.6.3.11 Nombre de trous forés

$$N_{tr} = \frac{Lb}{E}$$

Tel que :

$$Lb : \text{la longueur de bloc ;} \quad Lb = \frac{Vb}{Hg \times A}$$

$$A : A : \text{La largeur d'enlevure ;} \quad A = B$$

$$V_b \text{ volume de roc à abattre ;} \quad V_b = \frac{Pan}{Nt \times Ns \times \delta}$$

$$Pan : \text{Productivité annuelle de la carrière} \quad Pan = 1\,140\,000 \text{ t}$$

$$Nt : \text{Nombre de tirs par semaine ;} \quad Nt = 1;$$

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

Ns: Nombre de semaines ouvrables par an ; Ns = 52 s/an ;

δ : La masse volumique de la roche t/m³. $\delta = 2.65 \text{ t/m}^3$

$$V_b = \frac{1\,140\,000}{52 \times 2.65}$$

$$V_b = 8\,272.85 \text{ m}^3$$

$$L_b = \frac{8272.85}{15 \times 4.5}$$

$$L_b = 122.56 \text{ m}$$

$$N_{tr} = \frac{122.56}{6.25} = 19.6$$

$$N_{tr} = 20 \text{ trous}$$

- On répète les calculs de paramètres de plan de tir en utilisant la hauteur de gradin et le diamètre de trou comme celle utilisée à l'entreprise :

$$H_g = 13 \text{ m}$$

$$D_{tr} = 115 \text{ mm}$$

IV.6.4 Détermination de la banquette théorique

$$B_{th} = 1.08 \sqrt{\frac{S \times L_f}{R \times C \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

$$L_{fMAR} = 5.49 \text{ Kg/m}$$

$$L_f \text{ ANFO} = [(0.115^2 \times 3.14) / 4] \times 900$$

$$L_f \text{ ANFO} = 9.34 \text{ Kg/m}$$

La charge linéaire moyenne L_f

$$L_f = [(5.49 \times 0.6) + (9.34 \times 0.7)] / 1.3$$

$$L_f \text{ moy} = 7.61 \text{ Kg/m.}$$

Coefficient d'énergie S :

$$S = 0.78.$$

Le coefficient d'inclinaison (C)

Alors pour 15° $C = 0.935$

La résistance au tirage :

Alors $R = 0.40$.

Le rapport de maille (E / V)

On prend: $E/B = 1.25$;

$$A.N: B_{th} = 1.08 \sqrt{\frac{0.78 \times 7.49}{0.4 \times 0.935 \times 1.25}}$$

$B_{th} = 3.84m$

IV.6.4.1 Corrections sur la banquette théorique (banquette pratique)

$$B_p = 3.84 - 0.507 = 3.33$$

$B_p \approx 3.4 m$

IV.6.4.2 Calcul de la banquette à porter sur le terrain

$$B_{horizontal} = B_p / \cos \beta = 3.4 / \cos 15$$

$B_{horizontal} = 3.5 m$

IV.6.4.3 La longueur de sous-foration L_s .

$$L_s = 0.3 \cdot B_{th}$$

$L_s = 1.15 m$

IV.6.4.4 La longueur du trou incliné

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\cos(\beta)} + L_s$$

$$L_{tr} = \frac{13}{\cos(15)} + 1.15$$

$L_{tr} = 14.2 m$

IV.6.4.5 Détermination de l'espacement E :

$$E = 1,25 \times B = 1,25 \times 3,84$$

$$E = 4,8\text{m}$$

IV.6.4.6 La hauteur du bourrage H_b :

$$H_b = B_p$$

$$H_b = 3,4\text{m}$$

IV.6.4.7 Calcul des charges

$$B_p = 3,4\text{m}. \quad E = 4,8\text{m}. \quad H_b = 3,4\text{m}.$$

IV.6.4.8 Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine :

$$L_f \text{ MAR} = 5,49 \text{ kg/m} \quad L_f \text{ ANFO} = 9,34 \text{ kg/m}$$

❖ La charge de pied.

$$Q \text{ charge (pied)} = Q \text{ cisaillement (pied)} + Q \text{ poussée (pied)}$$

$$Q \text{ Cisaillement} = 0,6 \times B_p \times L_f(\text{MAR})$$

$$Q \text{ Cisaillement} = 0,6 \times 3,4 \times 5,49$$

$$Q \text{ Cisaillement} = 11,19 \text{ kg}$$

$$N_{\text{car}} = \frac{Q \text{ Cisaillement}}{P_{\text{car}}} = \frac{11,19}{2,5} = 4,47 \approx 5 \text{ cartouches}$$

$$N_{\text{car}} = 5 \text{ cartouches}$$

La hauteur réelle de la charge de pied avec 5 cartouches :

$$L_p = \frac{5 \times 0,5}{1,04}$$

$$L_p = 2,40 \text{ m}$$

Charge de poussée

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

$$Q \text{ poussée} = 0,7 \times 3,4 \times 9,34$$

$$Q \text{ poussée} = 22,22 \text{ Kg}$$

$$\text{Nombre de sac} = 22,22 / 25$$

$$\text{Nombre de sac} = 0,88 = 1 \text{ sac}$$

$$\text{La hauteur de la charge de poussée avec 1 sacs de 25 Kg} = 22,22 / 9,34$$

$$L_{\text{POU}} = 2,37 \text{ m}$$

Vérification :

La hauteur de la charge de pied avec 05 cartouches de Marmanite III et 01 sac d'Anfomil

$$\text{Haut } L_p = 2,40 + 2,37$$

$$\text{Haut } L_p = 4,77 \text{ m}$$

$$\text{La hauteur théorique} = 1,3 \times B = 1,3 \times 3,4 = 4,42 \text{ m}$$

$$4,42 \approx 4,77 \text{ m ; c'est vérifié.}$$

❖ Charge de colonne

La longueur de la charge de colonne « Lc »

$$L_{\text{colonne}} = L_{\text{trou}} - (L_{\text{charge pied}} + B_f) = 14,40 - (4,77 + 3,4)$$

$$L_{\text{colonne}} = 6,23 \text{ m}$$

$$\text{Charge de colone (Q colonne)} = L_{\text{colonne}} \times k \times L_{f\text{colonne}}$$

$$Q_c = 6,23 \times 1 \times 9,34$$

$$Q_c = 58,18 \text{ kg donc } 2,32 \text{ sacs} \approx 3 \text{ sacs}$$

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

Quantité d'Anfomil par un trou = $22.22 + 58.18 = 80.4$

Donc $3.21 \approx 4$ sacs ;

Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{tot} »

$$Q_{tot} = Q_C + Q_P$$

$$= 11.19 + 22.22 + 58.18$$

$$Q_{tot} = 91.59 \text{ Kg}$$

IV.6.4.9 Volume de roche abattu par un trou (V_{tr})

$$V_{abattu} = B \times E \times Hg$$

$$V_{abattu} = 3.84 \times 4.8 \times 13$$

$$V_{abattu} = 239.61 \text{ m}^3/\text{trou}$$

IV.6.4.10 La consommation spécifique

$$q_s = \frac{\text{Quantité totale d'explosif par un trou}}{\text{Volume de roche abattue par trou}} = \frac{91.59}{239.61}$$

$$q_s = 0.38 \text{ kg/m}^3$$

IV.6.4.11 Nombre de trous forés

$$N_{tr} = \frac{Lb}{E}$$

$$Lb = \frac{Vb}{Hg * A}$$

$$Vb = \frac{Pan}{Nt * Ns * \delta}$$

$$Vb = 8\,272.85 \text{ m}^3$$

$$\text{Donc } Lb = \frac{8\,272.85}{13 \times 3.84}$$

$$Lb = 165.72 \text{ m}$$

Chapitre4 : les travaux de tir et l'optimisation de l'opération

$$\text{Et Ntr} = \frac{165.72}{4.8}$$

Ntr = 35 trous

On résume les résultats dans le tableau suivant :

Tableau IVV-3: Comparaison entre les paramètres de plan de tir calculé par les formules de Langefors et les paramètres utilisés au niveau de la carrière Hjar Soude

Paramètres	1 ^{er} Calcul de plan de tir par les formules de Langefors	Plan de tir Utilisé dans la carrière	2 ^{ème} Calcul de plan de tir par les formules de Langefors	Unités
hauteur de gradin	15	13	13	m
Diamètre de trou	165	115	115	mm
L'inclinaison de trou	15	5	15	°
longueur de forage	17.20	14	14.4	m
Banquette	5	4.14	3.84	m
L'espacement	6.25	3	4.8	m
Nombre de trous	20	58	38	-
Nombre de rangée	1	1	1	/
Longueur de front de taille	122.56	150	182	m
Longueur de charge de pied	6.02	3	4.75	m
Charge de pied	74.99	12.5	33	kg
Longueur de charge colonne	6.85	7	6.72	m
Charge colonne	134	75	63	kg
Consommation spécifique	0.34	1.15	0.32	g/cm ³
La charge d'explosif par trou	207.57	97.5	96	kg
Quantité totale d'explosif	4140	4875	3648	kg
Quantité d'explosif (ANFOMIL) par trou	193.15	69	85	kg
Quantité d'explosif (MARMANIT) par trou	14.42	28.5	11	Kg
Charge linéaire	5.49	5.49	5.49	kg\m

marmanite				
Charge linéaire de l'anfomil	19.23	19.23	9.34	Kg\m
Volume abattu par trou	421.16	161.46	239.16	m ³

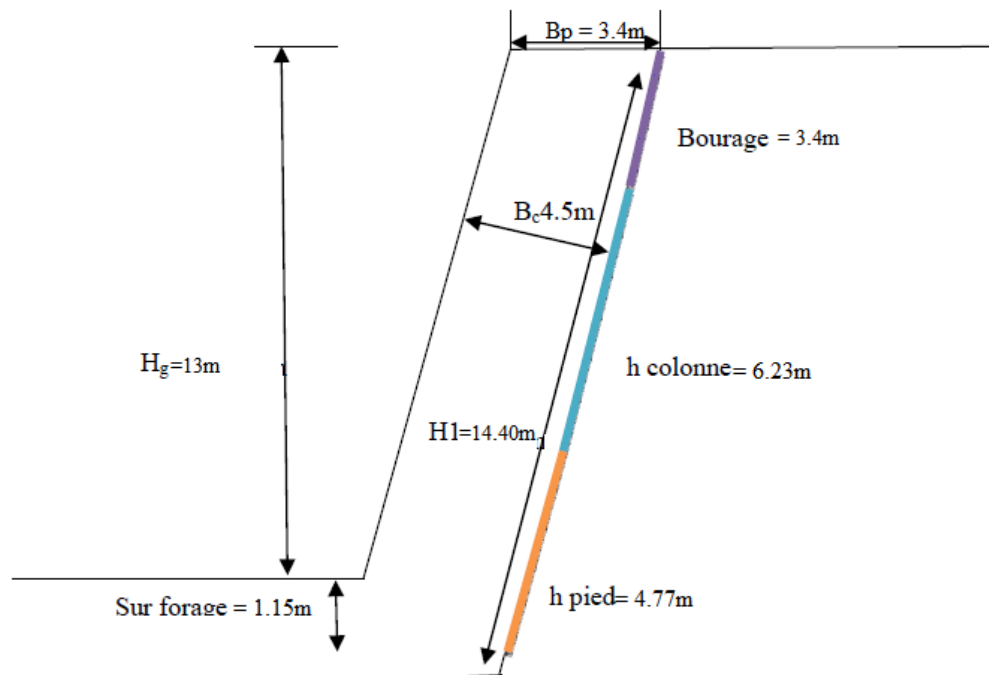


Figure IVV-6: schéma de plan de tir

IV.6.5 Interprétation des résultats

On remarque qu'il y a une grande différence entre les paramètres utilisés dans la carrière de Djebel Safia et les paramètres calculés par la théorie de Langefors en utilisant la même hauteur et le même diamètre ; On observe aussi d'après le tableau ci-dessus que les résultats obtenus par la méthode de Langefors, dont l'avantage de cette méthode est que le volume abattus par un trou est plus grand que celui abattu actuellement par la mine de Djebel Safia et même-ci la consommation spécifique obtenue est inférieure à celle de la mine, qui signifie qu'un coût minimal.

Afin d'optimiser le tir on peut citer quelques paramètres permet de maximiser le taux de fragmentation des roches sont les suivant :

- Les dimensions de la maille ;
- La longueur du trou ;
- L'inclinaison du trou ;
- La qualité de forage ;

Les dimensions maximales des blocs doivent être obtenues comme suit :

- Pour l'engin de chargement ($E = 8 \text{ m}^3$)

$$Dm \leq 0.8 \sqrt[3]{E} \text{ (m)}$$

$$Dm \leq 0.8 \sqrt[3]{8} \leq 1.6\text{m}$$

- Pour la benne du camion ($B = 38.7 \text{ m}^3$)

$$Dm \leq 0.5 \sqrt[3]{B} \text{ (m)}$$

$$Dm \leq 0.5 \sqrt[3]{38.7} \leq 1.69\text{m}$$

- Pour l'ouverture du concasseur ($A=1.2 \text{ m}$)

$$Dm \leq 0.8 * A \text{ (m)}$$

$$Dm \leq 0.8 * 1.2 \leq 0.96 \text{ m}$$

Les morceaux des roches abattues qui dépassent 0.96 m de dimension, seront considérés comme blocs hors gabarit et feront l'objet d'un débitage secondaire.

➤ On a travaillé sur deux plans :

Le premier, on a choisi différents paramètres de l'entreprise, on a obtenu des résultats qui ne sont pas satisfaisants pour la géométrie, citons la banquette et l'espacement et aussi la quantité d'explosif.

Par contre le deuxième plan donne des résultats très satisfaisants avec consommation spécifique inférieure à celle de l'entreprise. Alors on adapte le deuxième plan de tir.

Conclusion

L'explosif utilisé sera l'Anfomil en vrac (charge principale), et la Marmanite (charge d'amorçage), l'amorçage de la charge sera latérale par cordeau détonant de 12 g/ml et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms, et le branchement des charges sera en série.

Le plan de tir Langefors donne des résultats satisfaisants, car il tient compte de plusieurs facteurs clés, et, il traduit correctement le sens de variation de ces derniers, aussi, il livre un ordre de grandeur acceptable pour la détermination de la maille.

V. CHAPITRE V ANALYSE DE LA FRAGMENTATION DES ROCHES

Introduction

L'amélioration de l'abattage minier se résume à la recherche des trois objectifs principaux suivants :

- Quantité de roche abattue maximale ;
- Tailles de fragments obtenus optimales vis-à-vis de leur(s) utilisation(s) future(s);
- Impacts environnementaux minimaux ;

Un certain nombre des différents modèles de fragmentation ont été développés au Cours des années. Dans la plupart des modèles, la taille moyenne des blocs, X50, est calculée et certains des modèles décrivent la distribution granulométrique entière des blocs. Les paramètres d'entrée aux modèles sont les propriétés de la roche, les propriétés d'explosif et la conception géométrique du plan de tir.

La modélisation des distributions granulométriques du tas est un processus essentiel pour connaître l'aspect de tir, qui peut être effectué par :

- La mesure directe de la granulométrie après le tir.
- L'utilisation des différents modèles de prévisions,

V.1 Paramètres influençant les résultats d'abattage

V.2 Matrice rocheuse abattue

V.2.1 Propriétés structurales

Les caractéristiques géologiques de la matrice rocheuse abattue représentent le facteur d'influence à la fois le plus important et le moins contrôlable dans les tirs à l'explosif. ^[13]

Les plans de discontinuités arrêtent la propagation de fractures dans la roche; la microstructure de la roche abattue et les imperfections naturelles influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique.

V.2.2 Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation

La présence d'une discontinuité peu remplie ou à remplissage peu résistant peut par ailleurs causer un échappement des gaz d'explosion et perturber la mise en mouvement de la roche abattue.

V.2.3 Propriétés mécaniques

La fragmentation par l'explosif étant par nature un processus d'endommagement, les propriétés mécaniques des roches abattues, et notamment leur résistance à la rupture, jouent un rôle majeur dans les résultats de tir.

Bohloli et Hoven (2006, [13]) ont testé quatre types de roches différentes en laboratoire et en échelle réelle et montrent que le pourcentage de fines obtenu après tir augmente avec la résistance en traction R_t de la roche intacte.

V.2.4 type d'explosif et propriétés énergétiques

Les explosifs libèrent de l'énergie lors de la détonation sous la forme d'une onde de choc, d'une part, et de gaz d'explosion fortement pressurisés, d'autre part; c'est pourquoi les énergies de choc et de gaz sont en général distinguées dans l'évaluation des propriétés des composés explosifs.

V.2.5 Diamètre de foration

Tirer avec un diamètre de foration réduit permet une meilleure répartition de l'énergie explosive fournie au sein du massif, et permet de déjouer les difficultés techniques posées par des réseaux de discontinuités resserrés.

V.3 Définition d'une distribution granulométrique

La granulométrie d'un matériau non consolidé fait référence aux tailles de fragments en présence et à leurs proportions dans un volume de matériau donné. Cette information ne comporte pas de donnée qualitative sur la forme des fragments, qui varie d'un matériau à l'autre.

Le tableau suivant résume ces paramètres

Tableau V-1: les paramètres qui influent sur la granulométrie

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement Contrôlables
Diamètre du trou - Longueur de foration - Sur foration - Inclinaison du trou - Longueur de bourrage - Matériaux de bourrage - Hauteur de talus - Géométrie de maille	Paramètres du massif en place - Géologie - Résistance et propriétés de matériaux - Discontinuité préexistantes dans le Massif paramètre hydrologique - eau (quelquefois maîtrisable)

- Rapport espacement/banquette (rapporte de maille) - Direction de tir - Nombre de faces libres - Volume à abattre	
Paramètres liés à l'énergie explosive - Type d'explosif utilisé - Energie (choc, gaz) - Configuration de chargement - Méthode de chargement - Type d'amorçage - Séquence d'initiation	Autres - Saison, période, conditions climatiques

V.4 Fonctions de répartition granulométriques usuelles

V.4.1 Fonction Rosin- Rammler

La fonction de Rosin-Rammler (1933) est la fonction la plus utilisée pour décrire les distributions granulométriques dans le domaine des tirs à l'explosif. Il s'agit d'une adaptation de la fonction de répartition d'une statistique de Weibull : ^[13]

$$P(x) = 1 - e^{-\ln 2 (x/x_{50})^n} \quad \text{V.1}$$

Cette fonction est critiquée pour deux raisons :

- elle ne prend pas en compte de taille maximale pour les blocs, ce qui est contre nature
- dans le domaine des fines et en échelle logarithmique, la fonction Rosin- Rammler a un comportement linéaire, ce qui est mis en défaut par les données granulométriques issues de l'expérience pratique.

V.4.2 Fonction Swebrec

La fonction Swebrec, est une fonction de répartition granulométrique récemment introduite par Ouchterlony (2005) ^[14]. Elle est plus pertinente que la fonction Rosin-Rammler pour décrire la partie fine des courbes granulométriques,

Elle possède trois paramètres, dont la taille maximale de bloc qui est introduite.

Chapitre5 : analyse de la fragmentation des roches

La fonction Swebrec s'exprime comme suit :

$$P(x) = 1 / (1 + [\ln(\frac{x_{max}}{x}) / \ln(\frac{x_{max}}{x_{50}})]^b) \quad V.2$$

Ou : x_{max} : Taille de bloc maximale

x_{50} : Taille médiane des fragments

b : Paramètre de forme

V.5 Prédiction de taille médiane

V.5.1 Equation de Kuznetsov

Proposée par Kuznetsov (1973, [15]), l'Equation V.3 prédit la taille médiane x_{50} des fragments abattus en fonction de paramètres caractéristiques de la roche et de l'explosif utilisé:

$$x_{50} = A \cdot Q_e^{1/6} \cdot \left(\frac{115}{RWS}\right)^{19/30} / q^{0.8} \quad V.3$$

A: Rock Mass Factor

Q_e : Masse d'explosif par trou (kg)

RWS : Puissance relative de l'explosif (Relative Weight Strength)

q : Consommation spécifique (kg/m³)

Le facteur de masse rocheuse est estimé par Lilly (1986), [15] suivant l'Équation V.4:

$$A = 0,06(RMD + JF + RDI + HF) \quad V.4$$

RMD : Rock Mass Description 10 : roche pulvérulente ou friable JF : plans de discontinuités verticaux 50 : roche massive	JPA – joint Plane Angle 20 : pendage en direction du tir 30: pendage perpendiculaire au front 40 : pendage vers l'intérieur du tir
JF – joint Factor = JPS+JPA	RDI – Rock Density Influence
JPS – joint plane spacing 10 : Espacement moyen des discontinuités S_j <0.1m 20 : 0.1 m < S_j < taille bloc admissible x_0 50 : $S_j > x_0$	RDI – Rock Density Influence = $E/3$ si $E < 50$ MPa = σ_c (MPa)/5 si $E > 50$ MPa

V.5.2 Taille maximale des fragments

La taille maximale de fragments produite dans les tirs est rarement évoquée en détail dans la littérature. Il est communément admis que ce paramètre est fortement influencé par la configuration géologique in

situ et la quantité d'explosif utilisée, même si aucune loi quantitative précise n'a été proposée à notre connaissance.

Ouchterlony (2005), [16] suggère la relation suivante pour évaluer la taille maximale des fragments produits dans les tirs d'abattage, en fonction des paramètres géométriques et de la blocométrie in situ (Équation V.5)

$$X_{max} = (X_{max/IS}, b, a) \quad V.5$$

➤ $X_{max/IS}$, b et a sont respectivement la taille maximale de bloc in situ, la banquette et l'espacement entre les trous. Il a été récemment suggéré (Ouchterlony, 2010), [17] que X_{max} évolue avec la consommation spécifique d'une manière qualitativement similaire à X_{50} .

V.5.3 Modèles prédictifs de fragmentation

V.5.3.1 Le modèle Kuz-Ram

Le modèle Kuz-Ram (Cunningham, 1983, 1987 & 2005) reste à ce jour le modèle prédictif le plus largement utilisé en pratique. Il est composé de trois équations: modèle prédictif le plus largement utilisé en pratique. [13]

Kuz-Ram est la combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler, et le modèle empirique de fragmentation. Depuis son introduction par Cunningham, Le modèle de Kuz-Ram a été utilisé par beaucoup des ingénieurs de mine pour prédire la fragmentation des roches résultant de tir, et beaucoup de chercheurs ont essayé d'améliorer ce modèle de Kuz-Ram pour la prédiction de fragmentation (Cunningham, 1983 et 1987). [18], [19]

Pour analyse de la fragmentation par ce modèle On a besoin de quatre différentes catégories de variables (données) à introduire dans le modèle de Kuz-Ram afin de pouvoir l'appliquer:

- ✓ Propriétés des roches intactes,
- ✓ Propriétés des explosifs,
- ✓ Conception de plan de tir,
- ✓ Propriétés des cibles de fragmentation.

La taille moyenne des fragments (X_{50}) : est donnée par le modèle de Kuznetsov (Kuznetsov, 1973), [20] équation IV.6 :

Chapitre 5 : analyse de la fragmentation des roches

$$X_{50} = A \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} \times Q_{tr}^{1/6} ; \text{ (cm)}$$

Où :

- X_{50} : la taille moyenne des fragments ; cm
- V_{tr} : volume de roches abattues par un trou de mine tiré ($w \times a \times H_{gr}$) ; m³/trou
- Q_{tr} : masse en (kg) de TNT contenant l'équivalent d'énergie de la charge explosive dans chaque trou ;
- A : le facteur de la roche ;

Avec :

- $A=7$ pour les roches moyennement dures, $f=7\sim 10$.

- $A=10$ pour les roches dures et très fissurées $f=10\sim 14$.

- $A=13$ pour les roches très dures et moyennement fissurées, $f=12\sim 16$.

❖ f est le facteur de dureté de Protodiakonov.

L'énergie relative (relative Weight Strength, RWS) du TNT comparé à celle d'ANFO (RWS d'ANFO = 100) est 115. Par conséquent l'équation (V.6) basé sur ANFO au lieu de TNT, peut-être écrite de la manière :

$$X_{50} = A \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{E}{115} \right)^{-\frac{19}{30}} ; \text{ (cm)} \quad \text{IV.6}$$

Où :

- Q_{tr} : quantité d'explosif contenue dans le trou de mine, Kg/trou ;
- E : énergie de l'explosif en termes de puissance comparé à celle d'ANFO ; %
- $E_{anfo} = 100\%$

$$E = \left[\frac{V_{ODe}}{V_{ODn}} \right]^2 \times RWS ; \% \quad \text{V.7}$$

Où :

- V_{ODe} : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s
- V_{ODn} : vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s

On sait que :

$$\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} = \frac{1}{K} \quad \text{V.8}$$

- K : charge spécifique d'explosif, Kg/m³

Alors l'équation (IV.6) deviendra pour une charge spécifique donnée :

$$X_{50} = A \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{115}{E} \right)^{\frac{19}{30}} , \quad \text{V.9}$$

L'équation (V.9) peut être réarrangée pour calculer la taille moyenne des fragments $X_{50}(\text{cm})$ pour une charge spécifique d'explosif donnée :

$$K = \left[\frac{A}{X_{50}} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{115}{E} \right)^{19/30} \right]^{1.25} ; \text{Kg/m}^3 \quad \text{V.10}$$

V.5.3.2 Indice d'uniformité

Cependant, il est très important de savoir la distribution granulométrique résultante de la conception initiale d'un tir. C'est dans ce but que Cunningham (1983,1987), [18], [19] a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler (1979), [21] dans la prédiction de la distribution granulométrique du tir. Il trouva que celui-ci caractérisait mieux la fragmentation du tir. L'équation originale de prédiction de la granulométrie de Rosin- Rammler (1979), [21] se présente sous la forme :

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} ; \% \quad \text{V.11}$$

Où bien :

$$P(x) = 100 \times (1 - R) = 100 \times \left(1 - \exp\left(\frac{-X}{X_c}\right) \right) ; \% \quad \text{V.12}$$

Où :

- R : pourcentage des fragments dont la taille est supérieure à X (c'est le pourcentage des fragments retenus sur le tamis ou le crible d'ouverture X, (cm))
- P(X) : pourcentage des fragments dont la taille est inférieure à X (c'est le pourcentage des morceaux passant à travers le tamis ou le crible d'ouverture X) ;
- X : ouverture du tamis ou du crible, (cm)
- X_c : taille caractéristique, c'est la taille par laquelle passe 69,3 % des fragments, (cm)
- n : indice d'uniformité.

Si la taille caractéristique X_c et l'index d'uniformité n sont connus ; la courbe de distribution granulométrique peut être tracée. L'équation (V.12) peut être réarrangée pour trouver la taille caractéristique :

$$X_c = \frac{X}{\left[\ln \frac{1}{R} \right]^{1/n}} \quad \text{V.13}$$

Puisque la formule de Kuznetsov donne la taille moyenne des fragments X (X_{50}) par laquelle 50% du matériau passe ; en substituant ces valeurs on aura : $X = X_{50}$

$$R = 0.5$$

$$V.14$$

L'introduction de l'équation (V.14) dans l'équation (V.13) donne :

$$X_c = \frac{X}{0.693^{1/n}} \quad V.15$$

L'indice d'uniformité (n) : il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir, équation V.16.

L'indice d'uniformité (n) a été déterminé à travers une équation développée par

Cunningham à partir des essais sur terrain. Cet indice nous renseigne sur l'uniformité de la courbe de fragmentation. Il est calculé à l'aide des paramètres géométriques du plan de tir :

$$n = (2.2 - 14 \times (\frac{b}{D})) \times (1 - \frac{W}{b}) \times \sqrt{(\frac{1+\frac{a}{b}}{2})} \times (\frac{Le}{Hgr}) \times P \quad V.16$$

L'équation (V.16) peut être reformulée pour les trous de mine contenant une charge de pied et une charge de colonne de la manière :

$$n = (2.2 - 14 \times (\frac{b}{D})) \times (1 - \frac{W}{b}) \times \sqrt{(\frac{1+\frac{a}{b}}{2})} \times (0.1 + abs(\frac{Lcp-Lcc}{Le}))^{0.1} \times (\frac{Le}{Hgr}) \times P \quad V.17$$

Où :

- b : Banquette, (m)
- a : distance entre les trous dans une même rangée, (m)
- D : diamètre de la charge, (mm)
- W : écart type d'exactitude de forage (précision du forage), déviation du forage, (m)
- Lcp : longueur de la charge de pied, (m)
- Lcc : longueur de la charge de colonne, (m)
- Hgr : hauteur de gradin, (m)
- Le : longueur totale de la charge, (m)
- P : facteur de disposition de la maille de tir ;
 - P = 1 pour une disposition des trous en carré/rectangulaire ;
 - P = 1,1 pour une disposition des trous en quinconce.

Dans la pratique la valeur de n varie de 0,8÷2,2 d'après Cunningham. Les valeurs élevées correspondent à une granulométrie uniforme et les valeurs faibles une granulométrie étalée.

La taille maximale des blocs (BDR) correspondant à l'ouverture du crible qui fait passer 98 % des fragments est prédite à l'aide de l'équation suivante :

$$BDR = X_c \times \left(\ln\left(\frac{1}{0.02}\right)\right)^{1/n} \quad V.18$$

Pour avoir une fragmentation uniforme, il faut éviter les fines, les hors gabarit, ainsi des valeurs élevées de « **n** » sont préférées. L'algorithme utilisé donne l'effet aux paramètres de tir sur les valeurs de « **n** ».

Tableau V-2: L'effet des paramètres de tir sur n

paramètres	Effet des paramètres sur l'augmentation de « n »
b/D	Décroit
W	Croît
Le/Hgr	Croît
a/b	Croît
p	Croît si p= 1.1

La combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler par Cunningham, (1987) [18] est appelée le modèle de fragmentation de Kuz-Ram. L'expérience de Cunningham (1987) suggère que :

La gamme normale de 'n' pour la fragmentation des roches massives est raisonnablement de 0,75 à 1,5 ; avec une moyenne autour de 1. Des roches plus consolidées ont des valeurs plus élevées.

- ❖ Les valeurs de 'n' en dessous de 0,75 représentent une situation de poussière (beaucoup de fines); qui indique que les conditions de la roche ne favorisent pas l'abattage à l'explosif.

Généralement, c'est le cas lors de la découverte dans des terrains altérés.

- ❖ Pour des valeurs inférieures à 1, les variations de l'indice d'uniformité (n) sont plus critiques pour les particules fines et grossières. Pour n= 1,5 ; la texture du tas abattu ne change pas beaucoup, et les erreurs sont moins punitives.
- ❖ Le facteur de forme (n) a une influence importante sur les résultats des essais de tamisage, comme la maille employée est généralement carrée ; elle maintiendra la majorité des fragments ayant toute dimension plus grande que la maille.

V.5.3.3 la résistance d'explosif (Équation de Tidman)

Elle est calculée à partir d'une équation modifiée, et développée à l'origine par Tidman :

$$E = \left[\frac{VOD_e}{VOD_n}\right]^2 \times RWS \quad V.19$$

V.5.3.4 indice de tirabilité

Cunningham (1987), [18] affirme que dans la plupart des cas le facteur de la roche (A) doit varier entre 8÷12. Ce facteur a été utilisé pour tenir compte de la nature des roches et de l'orientation des structures

Chapitre5 : analyse de la fragmentation des roches

géologiques par rapport à la direction du tir. Il a été adapté par Cunningham en 1987 par référence à l'indice de tirabilité (blastibility index) développé par Lilly (1986), [15] de la manière :

$$A = 0.06 (RMD + JF + RDI + HF) \quad V.20$$

Où :

- RMD : description de la masse rocheuse ;
- JF (JPS+JPO) : facteur d'espacement et d'orientation des joints (facteurs de joints) ;
- RDI : influence de la densité de la roche ;
- HF : facteur de la dureté de la roche ;

Tableau V-3: Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après

Cunningham (1987) [18]

paramètres	destinations	Taux
RMD	Description de la masse rocheuse: • Pulvérulent/friable • Avec des joints verticaux • Massive	10 JF 50
JF	JPS+JPO	
JPS	Facteur d'espacement entre des familles de joints • <0.1m • 0,1 à MS • MS à DP	10 20 50
MS	Dimension Max du bloc in-situ (m)	
DP	Dimension de la maille de forage supposé • DP>MS	
JPO	Facteur de l'orientation du plan de joints • Horizontal ou sortant (dr <30) • Le long de la direction du pendage du gradin (60 <dr) • entrant (30 <dr <60)	20 30 40
dr	Pente en direction relative (degrés) Dr = abs (JDD – FFDD) JDD : pente en direction de fissure (degrés) FFDD : pente en direction de la face (degrés)	
RDI	Facteur d'influence de la densité de la roche	25xRD - 50
RD	Densité (t/m)	
HF	Facteur de dureté de la roche • si Y < 50 Gpa • si Y > 50 Gpa	HF= Y/3 HF=UCS/5
Y	Module de Young, Gpa	
UCS	Résistance à la compression, Mpa	

Le facteur de description de la masse rocheuse peut être efficacement estimé par l'équation Suivante :

$$RMD = 10 + 10 \times F_{50}$$

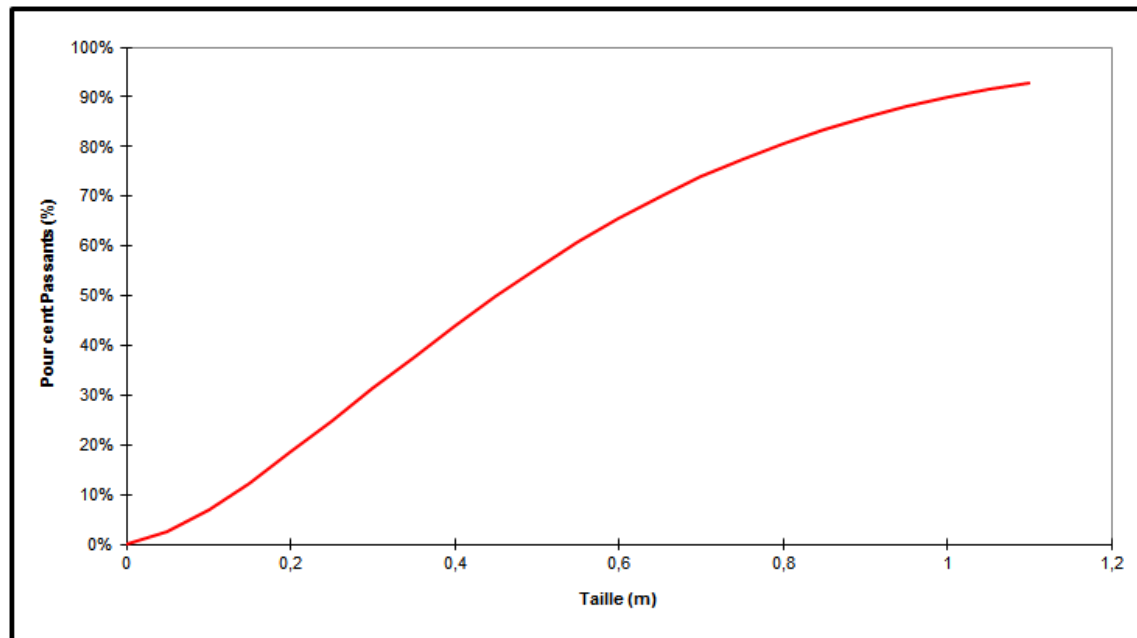
Où :

F50 : dimension moyenne du bloc in-situ, (m)

Chapitre5 : analyse de la fragmentationdes roches

Tableau V-4: analyse de la fragmentation KUZ-RAM

ANALYSE DE FRAGMENTATION KUZ-RAM									



Pour cent des passants	Taille (m)
0,0%	0
2,5%	0,05
6,9%	0,10
12,4%	0,15
18,4%	0,20
24,8%	0,25
31,3%	0,30
37,7%	0,35
43,9%	0,40
49,9%	0,45
55,5%	0,50
60,7%	0,55
65,5%	0,60
69,9%	0,65
73,9%	0,70
77,4%	0,75
80,6%	0,80
83,4%	0,85
85,9%	0,90
88,1%	0,95
89,9%	1,00
91,5%	1,05
92,9%	1,10

V.6 Interprétation :

Le modèle Kuz-Ram est un modèle prévisionnel de degré de fragmentation ciblée (désirée).

On remarque que, les paramètres obtenue par la méthode d'optimisation et l'analyse du modèle Kuz-Ram, résulte une distribution granulométrique conforme aux exigences de la carrière de djebel Safia .

D'après les résultats de fragmentation prévisionnelle sont très satisfaisante et répandue aux conditions de tir avec les dimensions géométrique et le choix des explosifs.

Pour atteindre cette fragmentation cible on lui conçoit un plan de tir (à l'aide des approches Langefors, Konia, Ash, Rjevsky ou autres). Après avoir introduit dans Kuz-Ram les paramètres du massif, des explosifs et du plan de tir, on obtient le pourcentage de fragmentation prévisionnelle. Dans notre cas, le résultat de 92,6 % du tas de roche abattu correspond à notre cible optimale de 0,96 m. C'est trop parfait. D'habitude, on se suffit d'une valeur de 80 %.

Comme notre résultat est supérieur à 80 % (92,6%) on peut dire que le plan de tir adopté à travers les valeurs que nous avons introduit, est un bon plan de tir qui va vous permettre d'atteindre notre cible optimale des paramètres cible de fragmentation. En outre notre plan de tir minimise les fractions non désirables (hors gabarit et particules fines).

VI. CHAPITRE VI LE CHARHEMENT ET LE TRANSPORT

VI.1 Le chargement

La production de la carrière est conditionnée par les engins de chargement. Le choix des ces engins dépend essentiellement de la production escomptée. Il s'avère comme le principal poumon de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert. On constate l'obsession des entreprises à produire plus, ce qui les pousse à accroître considérablement les capacités des engins de chargement. Les engins de chargement et d'excavation utilisés dans les carrières sont les excavateurs à godet unique (ou multiple).

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur les facteurs suivants :

*La production ciblée.

* La nature des matériaux.

*Les mesures de sécurité.

VI.2 Le chargement au niveau de Djebel Safia

Parmi les excavateurs à godet unique qui sont utilisés à djebel safia; la chargeuse sur pneus Chargeuse Komatsu WA700-3 Pour le chargement des roches dans les camions.

Tableau VI-1: Caractéristiques de la chargeuse

Komatsu WA700-3	
Poids	70.8t
Capacité de godet	8m ³
Vitesse	32.3km\h
Type de moteur	SA6D170E
Puissance de moteur	478kw
Rayon de braquage extérieur	19.26

VI.3 Calculs de productivité de la chargeuse:

VI.3.1 Détermination du temps de cycle de la chargeuse:

Après un certain nombre de chronométrage réalisé à la carrière de djebel safia les mesures de temps obtenus ont donné les résultats dans le tableau

Tableau VI-2: chronométrage de cycle de chargeuse

Cycle	Déplacement (s)	Chargement (s)	Déchargements (s)	Retour (s)	Temps de cycle s
1	8	20	12	10	48
2	9	18	11	10	48
3	10	17	14	8	45

Le temps de cycle moyenne $T_{\text{cycle}} = 47\text{s}$

❖ **Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse :**

Pour les roches fragmentées à l'explosif avec fragmentation moyenne et aptitude au cavage difficile, la valeur du coefficient de remplissage est comprise entre $0,75 \div 0,9$. Nous prenons 0,8

K_r : coefficient de remplissage du godet, $k_r = 0,8$.

VI.3.2 Calcul de la production théorique (P_{th})

Elle est définie par la géométrie du gisement et la nature des matériaux.

$$P_{th} = N \cdot G, \text{ m}^3/\text{heure}$$

N : nombre de cycle de base par heure

G : capacité de godet $= 8\text{m}^3$

$$N = \frac{3600}{t_c} = \frac{3600}{47} = 76 \text{ cycle}$$

$$P_{th} = 76 \cdot 8$$

$$P_{th} = 608 \text{ m}^3/\text{h}$$

VI.3.3 Calcul de rendement d'exploitation par poste ($Q_{exp/p}$)

C'est le rendement théorique corrigé par des facteurs dépendant de la nature du travail. Pour calculer le rendement technique de la chargeuse, on utilise la formule suivante :

Chapitre 6 : le chargement et le transport

$$Q_{\text{exp/p}} = \frac{3600 \times E \times K_r \times K_u \times \gamma \times T_p}{T_c \times K_f}$$

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse pendant un poste ($K_u = 0.8$) ;

γ : Masse volumique du minerai, $\gamma = 2.65 \text{ t/m}^3$

K_r : Coefficient de remplissage du godet, $K_r = 0.8$

; K_f : Coefficient de foisonnement, $K_f = 1.5$;

T_p : Durée d'un poste de travail de la chargeuse, $T_p = 8 \text{ h}$;

$$Q_{\text{exp/p}} = \frac{3600 \times 6.5 \times 0.8 \times 0.8 \times 2.65 \times 8}{0.47 \times 1.5} = 4503.42 \text{ t/post}$$

VI.3.4 Calcul de rendement d'exploitation journalier ($Q_{\text{exp/j}}$)

$$Q_{\text{exp/j}} = Q_{\text{exp/p}} \times N_p \quad ; \quad t/j$$

N_p : Nombre de poste de travail de la chargeuse par jour, 2 postes ;

$$Q_{\text{exp/j}} = 4503.42 \times 2$$

$$Q_{\text{exp/j}} = 9006.84 \text{ t/jour}$$

Calcul de rendement d'exploitation annuel ($Q_{\text{exp/an}}$)

$$Q_{\text{exp/an}} = Q_{\text{exp/j}} \times N_j \quad ; \quad t/\text{an}$$

N_j : Nombre de jour ouvrable par an de la chargeuse, $N_j = 365 \text{ j/an}$

$$Q_{\text{exp/an}} = 9006.84 \times 365$$

$$Q_{\text{exp/an}} = 3\,287\,496.6 \text{ t/an}$$

VI.3.5 Calcul de nombre de chargeuse nécessaire (Nch)

Le nombre de chargeuse et de pelle nécessaire pour réaliser le chargement des roches abattus est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{Q_{exp/an}} ; \text{chargeuse.}$$

P_{an} : Production annuelle = 1 140 000 t.

$Q_{exp/an}$: Rendement d'exploitation annuelle = 3287496.6t/an

$$N_{ch} = \frac{1\,140\,000}{3287496.6}$$

$$N_{ch} = 0.34 \cong 1 \text{ chargeuse}$$

Le nombre total des chargeuses :

$$N_{tch} = N_{ch} \times k_r ; \text{chargeuse}$$

K_{res} : Coefficient des réserves ; $K_{res} = [1.1 \div 1.2]$, on prend $K_{res} = 1.2$

$$N_{tch} = 1 \times 1.2$$

$$N_{tch} = 2 \text{ chargeuses}$$

VI.4 Le transport

Un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30-70%.

Le transport à ciel ouvert prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril...etc. Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Chapitre 6 : le chargement et le transport

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

Exigences du transport

Afin de réaliser une exploitation dans les règles de l'art les exigences du transport doivent être en accord avec :

- Distances minimales de transport ;
- Temps morts réduits et rendement maximal des engins de chargement ;
- Paramètres des moyens du transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;
- Sécurité du travail ;
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

VI.4.1 Etat actuel des travaux de transport au niveau de la carrière

Le mode de transport utilisé dans la carrière de djebel Sofia est le transport par camions. Les camions utilisés sont de marque Hitachi EH1100.

Tableau VI-3: les caractéristiques du camion Hitachi EH1100

Hitachi EH1100	
Poids	42.8
Capacité de benne	38.7m ³
Charge utile	64.9t
Hauteur de de transport	4.62
Vitesse	58km\h
Type de moteur	12V2000
Puissance de moteur	567kw

VI.4.2 Calcul pratique de la productivité des camions:

VI.4.2.1 Détermination du temps de cycle des camions:

Le temps de cycle des camions à la carrière est déterminé de la manière suivante :

Chapitre 6 : le chargement et le transport

$$T_c = t_{ch} + t_{par} + t_{déch} + t_{ret} + t_{at} \text{ (min)}$$

Où:

t_{ch} : temps de chargement,

t_{par} : temps de parcours,

$t_{déch}$: temps de déchargement

t_{ret} : temps de retour,

t_{at} : temps d'attente

Comme pour la chargeuse, nous avons aussi réalisé un certain nombre de chronométrage pour les camions ce qui nous donne :

Tableau VI-4: chronométrage de temps de cycle du camion.

cycle	Temps de charge	T .parcours	T. décharge	T. retour	T. d'attente	T. cycle
1	119	563	22	409	45	1178
2	135	493	25	366	51	1099
3	111	470	20	401	55	1090
4	131	511	29	387	41	1127
5	99	569	35	368	36	1139
6	132	491	24	405	28	1119

Le temps cycle moyen mesuré est de $t_c = 18.75 \text{ min}$

VI.4.2.2 Nombre de godets pour remplir la benne du camion:

Selon la capacité de chargement ; Il se détermine par la formule suivante :

$$N_g = \frac{V_{ut} \cdot k_f}{E \cdot k_r(g) \cdot \gamma}$$

Avec :

K_f: coefficient de foisonnement, k_f = 1,5 :

V_{ut} : capacité de la benne V_{ut} = 64.9 t

K_r(g) : coefficient de remplissage du godet, K_r(g) = 0,8.

G : capacité du godet, G = 8 m³

$$N_g = \frac{1.5 \cdot 64.9}{0.8 \cdot 8 \cdot 2.65} = 3.42 = 4 \text{ godets}$$

VI.4.3 Calcul de rendement du camion

VI.4.3.1 Calcul de la production théorique:

$$R_{th} = \frac{3600 \times Q_c \times T_p}{T_c} \quad t \backslash \text{poste}$$

Où :

Q_c: Capacité de la benne du camion, Q_c = 64.9t

T_p : Durée d'un poste de travail, T_p = 8h ;

$$R_{th} = 1661.5 \text{ t} \backslash \text{poste}$$

VI.4.3.2 Calcul de rendement d'exploitation postière **R_{exp/p}**

$$R_{exp/p} = \frac{3600 \times Q_c \times T_p \times K_{uc} \times k_u}{T_c \times K_f}$$

Où : K_{uc} : Coefficient d'utilisation de la capacité de la charge de la benne du camion,

$$K_{uc} = 0.9 ;$$

Chapitre 6 : le chargement et le transport

Ku : Coefficient d'utilisation de camion durant un poste de travail, Ku = 0.8 ;

Kf : coefficient de foisonnement, Kf = 1.5

$$\begin{aligned} R_{exp/p} &= 3600 \times 64.9 \times 8 \times 0.9 \times 0.8 \div 1125 \times 1.5 \\ &= 797.5 \text{ t/poste} \end{aligned}$$

VI.4.3.3 Calcul de rendement d'exploitation journalier $R_{exp/j}$

$$R_{exp/j} = R_{exp/p} \times N_p \quad ; \text{ t/j}$$

Où : N_p : Nombre de poste, $N_p = 2$ postes

Donc:

$$R_{exp/j} = 797.5 \times 2 = 1595 \text{ t/j}$$

VI.4.3.4 Calcul de rendement d'exploitation annuelle $R_{exp/an}$

$$R_{exp/an} = R_{exp/j} \times N_{jo} \quad ; \text{ t/an}$$

Où : N_{jo} : Nombre de jour ouvrables par an, $N_{jo} = 365$ j ;

Donc :

$$R_{exp/an} = 1595 \times 365 = 528175 \text{ t/an}$$

VI.4.3.5 Calcul de nombre de camion nécessaires

Le nombre des camions nécessaires pour la carrière de djebel safia est déterminé par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_p \times T_c \times K_{irr}}{60 \times Q_c \times T_p \times K_u}$$

Où : P_p : Production de la mine par poste ; sachant qu'on a 365 jours ouvrables et 2 poste par jour.

$$P_p = P_{an} \div 2 \times 365 = 4686 \text{ t/p}$$

Chapitre 6 : le chargement et le transport

Tc : Durée de cycle d'un camion,

Tcam = 18.75 min ;

Kirr : Coefficient tenant compte des irrégularités du trafic des camions, $Kirr = [1.1 \div 1.2]$, dans notre cas on prend $Kirr = 1.1$;

Qc : Capacité réelle de la benne du camion, $Qc = 106t$;

Tp : Durée d'un poste de travail, $Tp = 8h$;

Ku : Coefficient d'utilisation d'un poste de travail du camion, $Ku = 0.8$.

$$Nc = \frac{4686 \times 18.75 \times 1.1}{60 \times 64.9 \times 8 \times 0.8} = 3.9 = 4_{camion}$$

Conclusion

Les avantages des pelles et des chargeuses en déterminant les zones d'applications les plus favorables à chacun des matériels. Il y a donc une place particulière pour chacun des matériels de chargement dans les mines et les carrières. Une étude de chacune des exploitations est nécessaire pour déterminer au mieux le matériel de chargement le plus approprié en fonction des matériaux, des conditions de travail et de la production.

CONCLUSIONS GENERALES

Conclusions générales :

Le plan de tir dans une exploitation à ciel ouvert doit prendre et adopter en considération les exigences géométriques, des exigences dimensionnelles et des impératifs de sécurité. Pour cela, il faut concevoir un bon schéma de tir répondant à ces objectifs, en utilisant les différentes méthodes de conception :

- Recensement des données quantifiées de chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir ;
- Détermination des paramètres de base de tir (géométrie du front, diamètre de foration, Nombre de rangées) ;
- Etablissement des conditions de réussite du tir (banquette, amorçage, séquence d'initiation) ;
- Etablissement des paramètres secondaires du tir (rapport de maille, surprofondeur, bourrage).

Dans notre travail on a étudié tous les paramètres qui influent sur la qualité de fragmentation et trouver la relation entre ces paramètres pour nous aider à l'élaboration d'un plan de tir optimal qui nous assure l'absence des hors gabarits. Néanmoins, l'utilisation de la méthode d'abattage à l'explosif ne donne jamais un taux de blocs hors gabarit égal à 0 % quel que soit le réglage de la qualité de la fragmentation des roches et à cause de la fissuration du massif et la dissipation élevée de l'énergie du tir dans l'atmosphère.

A présent, il existe des méthode d'optimisation des travaux de forage et de tir tels que le modèles de Langefors qui ont donné des résultats acceptables voire positifs en matière de fragmentation des roches et de réduction du taux de blocs hors gabarit dans les volées fragmentées, ce qui ne laisse de tirer les recommandations suivantes :

- Le diamètre de foration devrait être choisi en fonction des dimensions optimale des morceaux abattus, hauteur du front à abattre, la structure du massif, type d'explosif et l'engin de chargement et même-ci à l'environnement ;
- L'inclinaison du trou doit être parallèle au front d'abattage et qui positionne la charge parallèle à surface de dégagement, ce qui augmente le rendement du travail de fracturation effectué par les ondes de choc et offre plus de sécurité.
- Le sous-forage doit être rationnelle ce qui assure une bonne destruction des roches ;

Conclusion générale

- La longueur de bourrage qui doit nécessaire et suffisante pour prévenir les pertes d'énergie d'explosif.
- La détermination de la consommation spécifique d'explosif optimal suivant plusieurs facteurs ;
- L'utilisation de la charge discontinue conduite à une bonne répartition de charges explosives qui permet l'augmentation de la zone de fragmentation réglée et d'éviter la surconsommation de la charge.

Bibliographie

Bibliographie:

- [1] FREDJ Mohamed, « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) », mémoire de magister, Université de Badji Mokhtar, ANNABA 2012.
- [2] Abattage des roches, Elaboration et mise en œuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).
- [3] « guide technique d'utilisation des explosifs et les accessoires de tir ». L'ONEX
- [4] BOUSSAID Bachir, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, UNIVERSITE ABOU BEKR BELKAÏD – TLEMCEM 2015.
- [5] BELHOUS Merzouk, « Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches -Cas de la carrière d'Ain El Kebira W.SETIF », mémoire de master, Université Abderrahmane Mira – Bejaia 2016
- [6] NEFIS Mouloud, 2010, P.F.E « Modèle d'un plan de tir » ; Mémoire magister en mines, université Badji Mokhtar-Annaba.
- [7] Alain BLANCHIER et Anne Charline SAUVAGE « Utilisation des explosifs dans le génie civil ».
- [8] Centre des Etudes et de services Technologiques de l'Industries des Matériaux de construction (CETIM), 2013, « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Djebel Safia société de ciment de Hjar Soude ».
- [9] BOUMELHA Islam, TAIBI Amir ; « Optimisation des paramètres de chargement et de transport de la carrière de Djebel Safia pour augmenter la production annuelle », mémoire de master, Université Abderrahmane Mira – Bejaia 2017.
- [10] B O U D I A F Mohamed; « Influence des propriétés de la masse rocheuse et des roches intactes sur l'excavation » ; pour l'obtention du diplôme de Doctorat ; Université Badji Mokhtar Annaba.
- [11] Per-Anders Persson, Roger Holmberg & Jaimin Lee; Rock Blasting and Explosives Engineering; chapter VI page 194.
- [12] BOUDJELLAL Housseyn, BOUKLOUHA Houssam ; « Optimisation des paramètres d'abattage à l'explosif pour améliorer les résultats de tir «carrière Chouf-Amar » ; mémoire pour obtention du diplôme ingénieur ; Ecole Nationale Supérieure des Mines et Métallurgie; Annaba 2015.
- [13] Florent DELILLE ; Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert ; l'École nationale supérieure des mines de Paris ; 2012.
- [14] Ouchterlony F.2005 _ The Swabrec © function: linking fragmentation by blasting and crushing. In Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A), volume 114, pages A29_ A44.

Bibliographie

- [15] Lilly P. 1986_ an empirical method of assessing rock mass blastability. In Proc. Large Open Pit Mining Conference (Aus IMM), pages 89_92, 1986.
- [16] Ouchterlony F. 2005 _ The Swebrec © function: linking fragmentation by blasting and crushing. In Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A), volume 114, pages A29_ A44.
- [17] Ouchterlony F, 2010. _ Fragmentation characterization; the Swebrec function and its use in blast engineering. In Proceedings of the 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 3_22.
- [18] Cunningham C.V.B, 1983_ The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 439_454, 1983.
- [19] Cunningham C.V.B, 1987 _ Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model: four years on. In Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 475_487.
- [20] Kuznetsov V.M, 1973 _ the mean diameter of fragments formed by blasting rock. In Soviet Mining Science, volume 9 (2), pages 144_148, 1973.
- [21] Rosin Rammler, 1979, “the laws governing the fineness of powdered coal”, J.Inst.Fuel, Fuel, 7, 2936.
- [22] Tameroc handbook on surface drilling and blasting, p 260;
- [23] BERDOUDI SAID ; « étude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduit dans les conditions algériennes » ; thèse de doctorat ; université Badji Mokhtar –ANNABA ; 20
- [24] KAMULETE MUDIANGA N ; cours d'exploitation des mines à ciel ouvert ; université de lubumbashi ; faculté polytechnique
- [25] le forage des roches ; Ecole des Mines de DOUAI Formation TIM ; Extraits Support de cours, Pages 2 à 31; ceficem.

Annexe 01 :Généralités sur la carrière :

1-1 Historique de la recherche :

Les études du gisement de djebel safia ont été confiées à ciments lafarge en 1968, à la suite d'une réunion en Alger avec les représentants de cette société par M.CASTEL DU MIE. Le 4 mai 1968, M.SADRAN, géologue des ciments LAFARGE, au cours d'une séance au la ministère de l'industrie et de l'énergie MIE, informa le ministre que les recherches de matières premières effectuées depuis octobre 1967 amenaient LAFARGE à la conclusion que le gisement du Djebel Safia était le plus convenable de ceux prospectés. Le rapport de la mission géologique de LAFARGE le 9septembre 1969 au cours d'une séance présidée par S.E Monsieur le ministre et de l'industrie et de l'énergie. PEG assista à ces deux séances.

A la suite de l'exposé du 9 septembre 1968, le MIE décida de confier une mission géologique complémentaire à PEG. En novembre 1968, les résultats des premières prospections de PEG jointes à celles du rapport LAFARGE , permettait sur le vue des résultats d'analyses effectuées par le laboratoire de POINTE PESCADE , d'avoir des certitudes suffisantes pour envisager de lancer l'appel d'offre avec le massif de Djebel Safia comme source de matière première, en exploitant cependant le gisement de façon différente de celle préconisé par LAFARGE. Parallèlement à la mission de PEG, SMMC confiait au début de 1969 une mission géologique à SONATRACH, qui chargea une société américaine de faire une exploitation sur le Djebel Safia. Il y a eu un sondage près de celui S35 de LAFARAGE, et un sondage oblique de 300 m à côté du S11 LAFRAGE (PEG n'a pas de plan d'implantation de ces sondages).

Pour confirmer les études LAFARAGE, PEG, dans le cadre *de sa mission* complémentaire, proposa, en mars 1969 SNMG un programme de deux sondages, d'une profondeur de 100 m.

En novembre et décembre 1968 les rappels d'offre pour la cimenterie de **Hadjar Soude** avaient été lancés et ceci de voir commencer la réalisation de cimenterie .En mai 1969 SNM décida de ne pas procéder aux deux sondages complémentaires proposés par PEG, vu leur cout, leur difficulté d'exécution et la sécurité relative quant à l'ampleur des réserves, ceci était sans doute le reflet du résultat des sondages SONATRACH.