



Université Abderrahmane Mira de Bejaia
Faculté de Technologie
Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

BELHOUS Merzouk

Thème

*Elaboration d'un plan de tir pour améliorer
la fragmentation des roches
-Cas de la carrière d'Ain El Kebira W.SETIF-*

Soutenu le 30 / 06 /2016 devant le jury composé de :

Président : Mr AIT HABIB Zakaria

MAB Univ-BEJAIA

Promoteur : Mr FREDJ Mohammed

MAB Univ-BEJAIA

Examineur : Mr SADOUNE Abderrezak

MAB Univ-BEJAIA

Année Universitaire : 2015-2016

Remerciements

Tout d'abord je remercie ALLAH Le Tout Miséricordieux, qui m'a donné la force et le courage pour réaliser ce travail.

Le grand merci à mon promoteur : Mr FREDJ Mohammed, pour ses conseils et son aide et qui a mis à ma disposition tous les nécessaires pour réaliser ce mémoire

Je voudrais remercier en deuxième lieu les membres de jury : Mr AIT HABIB Zakaria, pour le grand honneur qu'il me fait en présidant le jury de ma soutenance, Mr SADOUNE Abderrezak pour l'honneur qu'il me fait d'avoir accepté l'examen de ce travail.

Je remercie également toute l'équipe de la carrière d'Ain El Kebira pour leur accueil, leurs esprits d'équipe et en particulier Mr MEZOUAR Sofiane pour son aide et son encadrement durant la période de mon stage pratique.

Enfin, je tiens à remercier toutes les personnes qui m'ont conseillé lors de la rédaction de ce mémoire : ma famille, mes amis et mes camarades de promotion.

Dédicaces



Je dédie ce mémoire à ...



❖ *Ma très chère mère*

"Ta prière et ta bénédiction m'ont été d'un grand secours pour mener à bien mes études. Je te dédie ce travail en témoignage de mon profond amour. Puisse Dieu, le tout puissant, te préserver et t'accorder santé, longue vie et bonheur."

❖ *Mon Père*

"Aucune dédicace ne saurait exprimer l'amour, l'estime, le dévouement et le respect que j'ai toujours eu pour vous. Ce travail est le fruit de tes sacrifices que tu as consentis pour mon éducation et ma formation."

❖ *Mon frère (et son épouse) et mes sœurs*

"Vous n'avez cessé d'être pour moi des exemples de persévérance, de courage et de générosité. Je sais que ma réussite est très importante pour vous. Que Dieu vous paye Pour tous vos bienfaits"

❖ *A mes neveux et nièces.*

"Meilleurs vœux de succès dans vos études".

❖ *A toute ma grande famille sans exception : Ait el hadj, Adouane, Draou, Nait belkacem, Abdellaoui, Hachemi et malki.*

❖ *A tous mes amis,*

❖ *A tous mes camarades,*

❖ *A tous ceux qui ont participé de près ou de loin pour réaliser ce travail.*

Sommaire

Liste des figures	
Liste des tableaux	
Introduction générale.....	1
Chapitre I : Généralités sur les paramètres d'un plan de tir et les travaux d'abattage	
Introduction	4
I.1. L'abattage	4
I.1.1. Les explosifs	5
I.1.1.1. Les caractéristiques pratiques d'un explosif	5
I.1.1.2. Critères de choix d'explosifs	7
I.1.1.3. Les accessoires de tir	8
I.1.1.4. Les explosifs fabriqués en Algérie	10
I.1.2. La foration	11
I.1.2.1. Généralités	11
I.1.2.2. Choix du matériel de foration	11
I.1.2.3. Choix de la méthode de foration	11
I.1.2.4. Paramètres caractérisant l'engin de foration	12
I.1.2.5. Techniques de foration	13
I.1.2.6. Réalisation de la foration	14
I.2. Paramètre d'un plan de tir	15
I.2.1. Paramètres liés aux trous	15
I.2.1.1. Qualité de la foration	15
I.2.1.2. Le diamètre du trou	17
I.2.1.3. L'inclinaison du trou	18
I.2.1.4. L'excès de forage (sous forage)	18
I.2.1.5. Longueur du trou	19
I.2.2. Paramètres liés au Bourrage	19
I.2.2.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous	19
I.2.2.2. Qualité du matériau de bourrage	19
I.2.3. Paramètres liés au plan	20

I.2.3.1. Banquette	20
I.2.3.2. L'espace	20
I.2.3.3. Rapport de maille	20
I.2.3.4. Présence des faces libres	20
I.2.3.5. Type d'amorçage et séquence d'initiation	21
I.4. Les anomalies de tir	23
I.4.1. Les joints	23
I.4.2. Les karsts	24
I.4.3. La fracturation	25
I.4.4. Les failles	25
I.4.5. Fissuration arrière (effet arrière)	25
I.4.6. Gradin en surplomb	26
Conclusion.....	27

Chapitre II : conditions géologiques et minières du gisement

Introduction	28
II.1. conditions géologiques et historique du gisement	29
II.1.1. Situation géographique du gisement d'Ain El Kebira :	29
II.1.2. Historique de la recherche minière du gisement:	30
II.1.3. Climat de la région :	30
II.1.4. Stratigraphie de la région du Djebel Medjounés :	30
II.1.4.1. Le Trias	31
II.1.4.2. Le Crétacé	31
II.1.4.3. Le Tertiaire	31
II.1.4.4. Le Quaternaire :	31
II.1.5. La tectonique	34
II.1.5.1. Le placement du gisement dans la tectonique régionale	34
II.1.5.2. La tectonique spéciale du gisement du calcaire	34
II.1.6. Stratigraphie et lithologie du gisement calcaire	34
II.1.7. Caractéristiques hydrogéologiques du gisement :	37
II.2. condition minière du gisement	37
II.2.1. Réserves	37

II.2.2. régime de fonctionnement de la carrière	38
II.2.3. Exploitation du gisement	38
II.2.4. Ouverture du gisement d'Ain El Kebira	39
II.2.5. Méthode d'exploitation	41
II.2.6. Système d'exploitation	41
II.2.7. Les paramètres de la méthode d'exploitation	41
II.2.7.1. Hauteur du gradin	41
II.2.7.2. La largeur d'enlevure	42
II.2.7.3. Largeur de la plate-forme de travail:	42
II.2.7.4. Longueur de blocs et leur nombre dans un gradin	44
II.2.7.5. Vitesse de déplacement du chantier	44
II.2.7.6 Temps d'extraction d'un bloc	45
II.2.7.7. Avancement annuel du front de travail de la carrière	45
II.2.8. les travaux de forage et de tir	45
II.2.9. Calcul des paramètres de forage et de tir proposé	46
II.2.9.1. longueur d'excès (sous-forage) " l_s "	46
II.2.9.2. longueur du trou : " L ".	46
II.2.9.3. capacité métrique du trou: " P ".	47
II.2.9.4. Ligne de résistance des roches au pied du gradin " W ".	47
II.2.9.5. Distance entre deux (2) trous " a "	49
II.2.9.6. Distance entre deux 2 rangées de trous " b ".	49
II.2.9.7. quantité d'explosif dans un trous " Q ".	49
II.2.9.8. Longueur de bourrage.	50
II.2.9.9. Longueur de la charge explosive " l_{ch} ".	50
II.2.9.10. volume du bloc " V_{bl} ".	50
II.2.9.11. Surface du bloc " S_{bl} ".	50
II.2.9.12. Longueur du bloc " L_{bl} ".	51
II.2.9.13. volume des roches abattues par trou " V_{tr} "	51
II.2.9.14. nombre de trous dans un bloc " N_{tr} ".	51
II.2.10. Reconnaissance après le tir	54
II.2.11. Débitage secondaire	54

II.2.12. Récapitulatif	55
II.2.13. Chargement	55
II.2.14. Transport	55
Conclusion	56
Chapitre III : Les facteurs qui influent sur la qualité de fragmentation des roches	
Introduction	57
III.1. Le massif rocheux	57
III.1.1. La matrice rocheuse	58
III.1.1.1. Propriétés pétro-physiques	58
III.1.1.2. Caractéristiques mécaniques	62
III.1.1.3 Propriétés structurales	64
III.1.2. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)	66
III.1.2.1. Module de Young (E)	67
III.1.2.2. Coefficient de Poisson (ν)	67
III.1.2.3. Coefficient de poussée (K)	68
III.1.2.4. Coefficient de foisonnement dynamique (Kfd)	68
III.1.2.5. Compression triaxiale	69
III.1.3. Discontinuités structurales	69
III.1.4. Conditions climatiques (rôle de l'eau sur le processus d'abattage)	70
III.1.4.1. Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux ..	70
III.1.4.2. Rôle de l'eau comme agent de bourrage	70
III.1.4.3. Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission des vibrations	70
III.1.4.4. Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux	70
III.1.5. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux	71
III.1.5.1. Zone de broyage	71
III.1.5.2. Zone de fissuration radiale	72
III.1.5.3. Zone sismique	73
III.2. Consommation spécifique d'explosif	73
III.3. Régularité de distribution de l'explosif	75
III.4. Inclinaison des trous	75

III.5. Tir à microretard	76
III.6. Construction des charges	76
III.7. Diamètre de foration	78
III.8. Géométrie du plan de tir	79
Conclusion	80

Chapitre IV : Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches

Introduction	82
IV.1. Définition d'une distribution granulométrique	83
IV.1.1. Fonctions de répartition granulométriques usuelles	85
IV.1.1.1. Fonction Rosin-Rammler	85
IV.1.1.2. Fonction Swebrec	86
IV.2. Prédications de taille médiane	86
IV.2.1 Équation de Kuznetsov	86
IV.3. Taille maximale des fragments	87
IV.4. modélisation de la fragmentation du tir	88
IV.4.1. modèle KUZ-RAM	88
IV.4.1.1. La taille moyenne des fragments	88
IV.4.1.2. Indice d'uniformité	90
IV.4.1.3. la résistance d'explosif (Équation de Tidman)	93
IV.4.1.4. indice de tirabilité	93
IV.4.1.5. Consommation Spécifique	95
IV.4.1.6. Poids de la charge	95
IV.5. Description basic du programme de simulation	96
IV.6. Analyse de fragmentation par le modèle KUZ-RAM	99
IV.7. Analyse et discussions des résultats	112
IV.8. Comparaison entre les méthodes de conception des paramètres de tir	112
Conclusion.....	115
Conclusion générale	116

Références bibliographiques

Annexe

Résumé

Liste des figures

Chapitre I

Figure I.1 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent	9
Figure I.2 : Choix du type d'équipement.	12
Figure I.3 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	16
Figure I.4 : Conséquences de déviation des forages.....	17
Figure I.5 : Sens d'initiation d'une charge explosive	22
Figure I.6: Schéma de plan de tir	23
Figure I.7 : échappement de gaz à travers un joint marneux	24
Figure I.8 : anomalie de tir dû à la présence d'un karst	24
Figure I.9 : fissuration causée suite à un tir de mine	26
Figure I.10: exemples d'un gradin en surplomb	27

Chapitre II

Figure II.2 : situation géographique du gisement de calcaire d'Ain El Kebira	29
Figure II.2 : Carte géologique du Djebel Medjounès, et localisation du gisement de calcaire	32
Figure II.3 : Colonne stratigraphique synthétique du Djebel Medjounés.	33
Figure II.4 : Coupe géologique du gisement calcaire de Djebel Medjounés.	36
Figure II.5 : Schéma du mode d'ouverture	40
Figure II.6 : Schéma de la plate-forme de travail	43
Figure II.7 : Schéma de tir utilisé dans la carrière d'Ain El Kebira	53
Figure II.8 : Schéma de connexion lors du débitage secondaire	54

Chapitre III

Figure III.1: Différentes conditions de fracturation in-situ	65
Figure III.2 : Abattage de conglomérats à blocs massifs	65
Figure III.3 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités.	66
Figure III.4 : Essai de la contrainte de poussée.....	68
Figure III.5 : Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4)	72
Figure III.6 : Diamètres des morceaux en fonction de degrés d'inclinaisons des trous	75
Figure III.7 : Construction des charges.....	77
Figure III.8 : Diamètres des trous et fragmentation dans les roches fissurées.....	78
Figure III.9 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert.	79
Figure III.10 : Effet de rapport a/b et la disposition sur la distance maximale de tout point de tout trou.....	80

Chapitre IV

Figure IV.1 : Illustration des concepts de densité de probabilité des classes de fragments	84
Figure IV.2 : Exemple de distribution granulométrique théorique	84
Figure IV.3 : courbe granulométrique avec deux diamètres différents	98
Figure IV.4 : le taux des hors gabarits (carrière d'Ain El Kebira , 2016)	98
Figure IV.5 : Courbe granulométrique variante N°01.....	102
Figure IV.6 : Courbe granulométrique variante N°02.....	105
Figure IV.7 : Courbe granulométrique variante N° 03	108
Figure IV.8 : courbe granulométrique variante N°04	111
Figure IV.9 : comparaison entre les calculs avec les paramètres utilisés dans la carrière et les paramètres calculé par la méthode du KUZ-RAM	113
Figure IV.10. Schéma de plan de tir proposé	114

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1 : les différents types d'explosif fabriqués par l'ONEX	10
---	----

Chapitre II

Tableau II.2 : Réserves calcaires du gisement du Djebel Medjounès	37
Tableau II.2 : Capacité de production de calcaire	38
Tableau II.3 : largeur du prisme d'éboulement en fonction de dureté	42
Tableau II.4 : les différents types de sondeuse utilisés dans la carrière	45
Tableau II.5 : Caractéristiques techniques des explosifs.	46
Tableau II.6 : paramètres de plan de tir dans la carrière d'Ain el Kebira et paramètres calculés par la méthode classique	52
Tableau II.7 : les différents matériels de chargement utilisés dans la carrière	55
Tableau II.8 : les différents matériels de transport utilisés dans la carrière	56

Chapitre III

Tableau III.3 : catégories de fissuration des roches	73
Tableau III.2 : Consommation spécifiques d'explosifs	74
Tableau III.3 : Inclinaisons des trous en degrés	76

Chapitre IV

Tableau IV.1 : explique le calcul des paramètres RMD, JF, RDI et HF	87
Tableau IV.2 : L'effet des paramètres de tir sur n	92
Tableau IV.3 : Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987)	94
Tableau IV.4 : pourcentage des passants du tamis avec un diamètre 110.	97

Tableau IV.5 : Variante N°01	100
Tableau IV.6 : Résultats du calcul variante N°01	101
Tableau IV.7 : Variante N°02	103
Tableau IV.8 : Résultats du calcul variante N°02	104
Tableau IV.9 : Variante N°03	106
Tableau IV.10 : Résultats du calcul variante N°03	107
Tableau IV.11 : Variante N°04	109
Tableau IV.12 : Résultats du calcul variante N°04	110
Tableau IV.13 : Comparaison entre les paramètres de tir utilisés dans la carrière d'Ain El Kebira et ceux calculés avec la méthode de KUZ-RAM	112
Tableau IV.14 : modèle d'un plan de tir proposé pour une bonne fragmentation des roches	113

Introduction Générale

Introduction générale

Dans l'avenir, le potentiel économique de chaque pays sera déterminé sur la base du niveau de production des métaux et diverses substances minérales.

En Algérie, l'exploitation des substances minérales prend de l'envergure et joue un rôle très important dans le développement économique du pays, la cimenterie d'Ain El Kebira, en est l'une des plus brillantes sociétés implantées sur le territoire algérien.

Cependant, comme toute entreprise minière la cimenterie, a, de nombreux défis à relever pour cela elle doit résoudre d'une manière technique et scientifique d'importantes questions liées à l'exploitation minière :

- Perfectionnement de la technologie ;
- Des modes de mécanisation modernes ;
- Établissement et introduction d'un système de contrôle électronique.

En effet, l'industrie minière ne cesse de réaliser de grands progrès quant à l'utilisation des nouvelles technologies dans le processus d'extractions des matières premières. Cependant, malgré cette révolution scientifique et industrielle, la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité. Cette qualité a une influence importante sur les indices technico-économiques des processus technologiques tels que le chargement, le transport ainsi que le concassage. Le coût et l'efficacité des opérations de concassage et de broyage sont sérieusement influencés par les résultats du tir. L'efficacité de la lixiviation (extraction par filtrage) des minerais, par exemple, est influencée par la granulométrie et les propriétés mécaniques du minerai sur le produit de lixiviation. Dans les carrières la qualité du produit final est partiellement déterminée suivant la manière dont l'abattage à l'explosif est mené. Il est donc possible de définir une bonne fragmentation au tir de telle façon à ce qu'elle soit l'instrument d'une profitabilité croissante de tout le processus minier.

Pour un travail hautement productif des engins de chargement et de transport, il est nécessaire d'avoir une granulométrie optimale de la masse rocheuse abattue. Puisque l'augmentation du volume des blocs hors gabarits dans le tas des roches abattues entraîne une élévation de la résistance à la pénétration des engins de chargement, pour cause une utilisation incomplète du volume du godet de l'engin de chargement et de la benne des camions entraînant une baisse de leur productivité.

Dans les chapitres 1, 2 et 3 nous allons faire un aperçu général sur l'ensemble des processus technologiques d'exploitation de la carrière .Le chapitre 4 sera consacré au thème proprement dit.

Problématique

Ce mémoire s'inscrit dans le cadre général du contrôle de la qualité des processus utilisés dans la Cimenterie d'Ain El Kebira , tels que le tir à l'explosif, le chargement, le transport et le concassage. Il s'intéresse plus particulièrement à la conception des plans de tirs par la méthode classique et à la quantification de la granulométrie des roches fragmentées par le modèle de KUZ-RAM.

Notre but sera la mise en place d'un nouveau plan de tir opérationnel que suive une prédiction de la fragmentation adéquat répondant aux objectifs ciblés de l'entreprise pour cela nous allons optimiser :

- La maille des trous (diamètre des trous, leur profondeur et inclinaison, espacement entre les trous et la banquette).
- La gestion de l'énergie du tir dans le massif, (type d'explosif, consommation spécifique, construction des charges et leur initiation).

Chapitre I :

Généralités sur les paramètres
d'un plan de tir et les travaux
d'abattages

Introduction

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. [40]

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 conséquence réduire les coûts et augmente le taux horaire. [3]

I.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 d'Ain El Kebira, l'abattage se fait par l'explosif parce que le calcaire qui forme le gisement est caractérisé par une dureté $f = 7$

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, à cause de la fissuration du massif et la dissipation élevée de l'énergie du tir dans l'atmosphère.

I.1.1. Les explosifs

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.

I.1.1.1. Les caractéristiques pratiques d'un explosif

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

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. [47]

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/cm^3 . 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. [10]

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. [47]

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. . [47]

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 croit notamment avec le confinement et le diamètre de la charge jusqu'à un optimum. . [47]

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.

En pratique, on aura plutôt recours aux énergies de choc et de gaz qui sont respectivement fonctions de l'amplitude de l'onde de choc transmise dans le milieu connexe et du volume de gaz produits sous pression. . [47]

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 %. [47]

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. . [47]

I.1.1.2. Critères de choix d'explosifs

Le choix de l'explosif se définit par le travail qui lui est demandé (par exemple : abattage, décrochage, fissuration etc.). 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). [10]

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. [10]

I.1.1.3. les accessoires de tir

A) Paramètre Explosif (type d'explosif)

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel. [31]

B) Déflagration et détonation

B.1) La 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 échauffent 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. [31]

B.2) La 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 ». [1] 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.

Une substance explosive dont le régime normal de décomposition est la détonation est appelée : explosif.

- On dit que l'explosif est brisant lorsque l'effet de l'onde de choc est prépondérant.
- On parle d'explosif poussant (ou lent), lorsque l'effet de la détente des gaz est prépondérant.

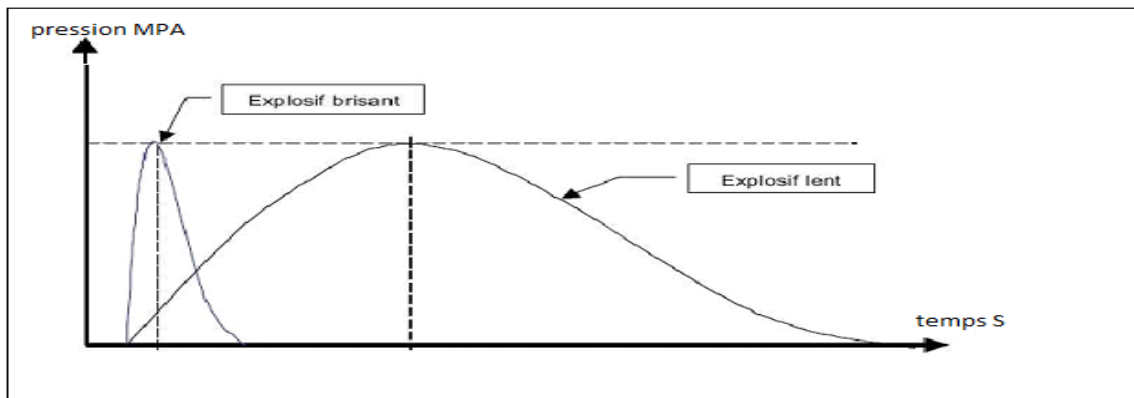


Figure I.1 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent

I.1.1.4. Les explosifs fabriqués en Algérie

L'ONEX (office national des substances explosives) fourni aux différentes carrières une gamme variée d'explosifs et accessoires de tir fabriqués en Algérie (tableau I.1).

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). [33]

Tableau I.1 : les différents types d'explosif fabriqués par l'ONEX [33]

Désignation commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance CUP	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.

I.1.2. La foration

I.1.2.1. Généralités

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. [20]

I.1.2.2. Choix du matériel de foration

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. [20]

I.1.2.3. Choix de la méthode de foration

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. [19]

A) Indice de forabilité (D_f)

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. Pour mesurer l'aptitude d'une roche au forage on effectue un test de laboratoire appelé (Drilling Rate Index) que l'on pourrait traduire par "indice de forabilité" car il inclut à la fois des tests de friabilité, d'écrasement au choc, et d'abrasion, (arrachement de morceaux de roche à l'aide d'une lame à profil normalisé). [25]

I.1.2.4. 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. [20]

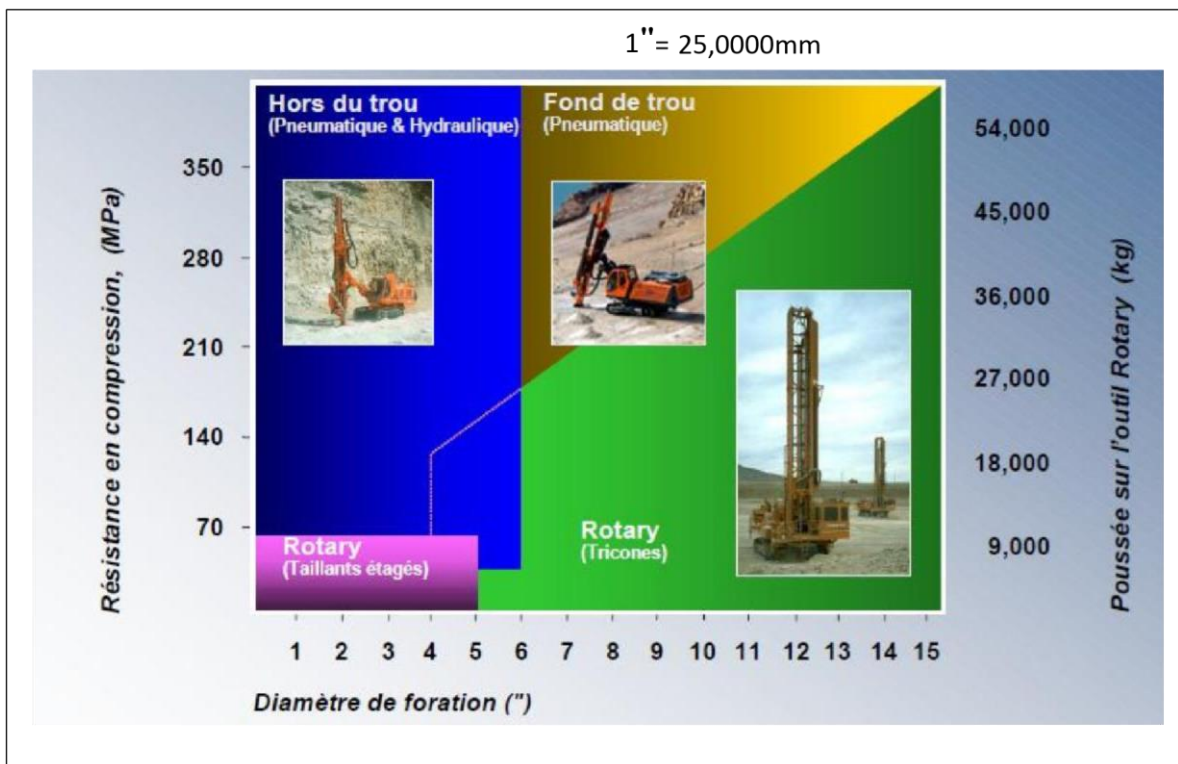


Figure I.2 : Choix du type d'équipement [23].

I.1.2.5. Techniques de foration

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.

La roto percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur) situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou). [20]

A partir de là on distingue quatre techniques de foration :

- ❖ foration par roto percussion avec marteau hors du trou ;
- ❖ foration par roto percussion avec marteau fond de trou ;
- ❖ foration par coupe rotative avec outil à lames ; ❖ foration rotary avec outil tricône

A) Foration par roto percussion avec marteau hors du trou

Les matériels roto percutants sont caractérisés par :

- ✓ la fréquence de frappe : 1000 à 4000 coups par minute ;
- ✓ l'énergie par coup ;
- ✓ la possibilité ou non de faire varier l'un ou l'autre de ces paramètres

En règle générale, une faible énergie et une fréquence élevée donnent de bons résultats en terrains tendres, mais ne permettent pas toujours une foration correcte en terrains durs. [20]

B) Foration par roto percussion avec marteau fond de trou

Cette méthode présente de nombreux avantages :

- ✓ rectitude du trou, limitant les déviations et les risques de coincement par la présence du marteau immédiatement derrière le taillant ;
- ✓ l'énergie transmise au taillant est indépendante de la profondeur ;

- ✓ l'air de l'échappement est utilisé également pour le nettoyage du trou ;
- ✓ ✓ rendement élevé. [20]

C) Foration par coupe rotative avec outil à lames

Le matériel utilisé doit assurer sur l'outil une pression élevée et transmettre un couple élevé si l'on veut obtenir une pénétration correcte.

Le procédé est peu onéreux, mais il n'est utilisable qu'en roche peu abrasive et de résistance faible à moyenne. [20]

D) Foration rotary par outil tricône

Ce procédé est réservé à de très grosses exploitations ; il fait appel à de puissantes machines. L'outil utilisé comme broyeur permet de réaliser des trous à partir de 160 mm de diamètre. [20]

I.1.2.6. Réalisation de la foration

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 (Annexe 15) :

- le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue ;
- le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. 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. [20]

I.2. Paramètre d'un plan de tir

I.2.1. Paramètres liés aux trous

I.2.1.1. Qualité de la foration

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la planéité des forages.

La mauvaise qualité de la foration se traduit, le plus souvent, par des déviations bien visibles, a ceci ; dans le cas de découpage. Ou non directement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables : projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir, etc.

Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves. [21]

Les causes sont multiples et résultent souvent d'erreur d'appréciation ou de défaut de mise en œuvre :

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

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées dans la Figure I.3, il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur 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.

Si l'on ne dispose pas d'instruments de mesure tels que profileur laser ou distance mètre, on peut par mesure au fil à plomb éviter une erreur grossière. De même l'implantation à partir d'un repère arrière constitue une bonne protection mais la base de mesurage doit être vérifiée tous les 4 ou 5 tirs. [21]

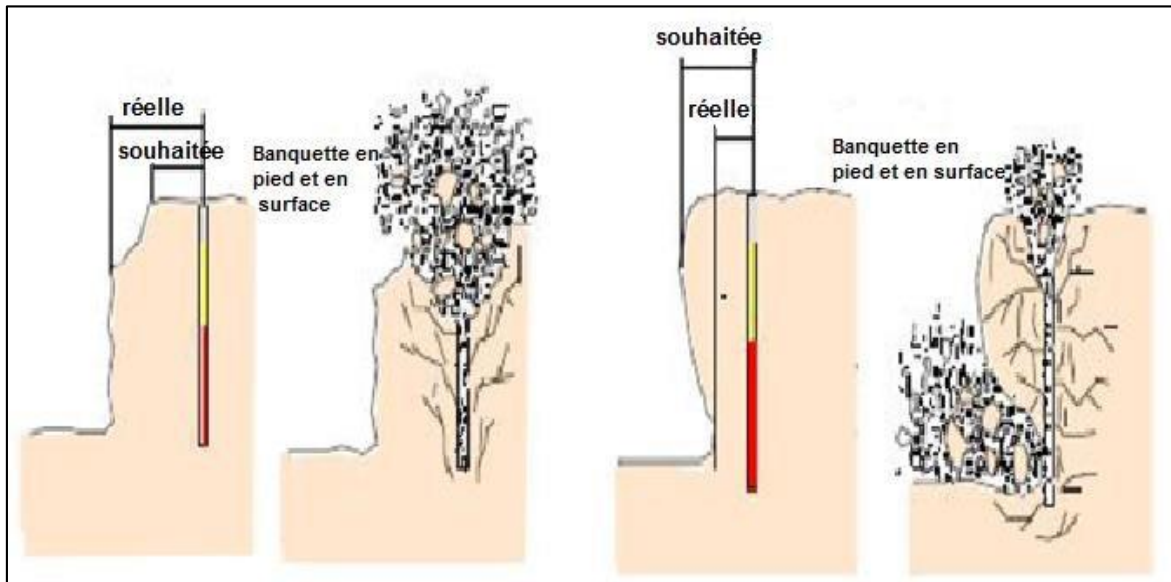


Figure I.3 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage [21]

B) Les déviations de forages

Il est généralement admis que la structure, les hétérogénéités ou les vides d'un massif entraînent des déviations de foration.

Le type de machine utilisée pour la foration et le sens du pendage ont une influence sur les déviations. On constate que suivant l'incidence du taillant par rapport au banc on a un risque de déviation dans le sens du pendage ou perpendiculaires aux bancs.

D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 % (30 cm pour 10 m). Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations très largement supérieures à ces valeurs.

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. Les risques sont les mêmes que dans le cas d'un défaut d'implantation (Figure I.4).

Si la déviation a lieu dans un plan parallèle au front de taille on peut avoir un rapprochement dangereux de deux charges de pied avec des risques de projection importants. [21]

On trouve actuellement sur le marché plusieurs types d'appareils permettant la mesure de la déviation. Les plus simples ne permettent qu'une mesure en fond de trou tandis que des appareils plus élaborés permettent d'établir le profil exact de la déviation.

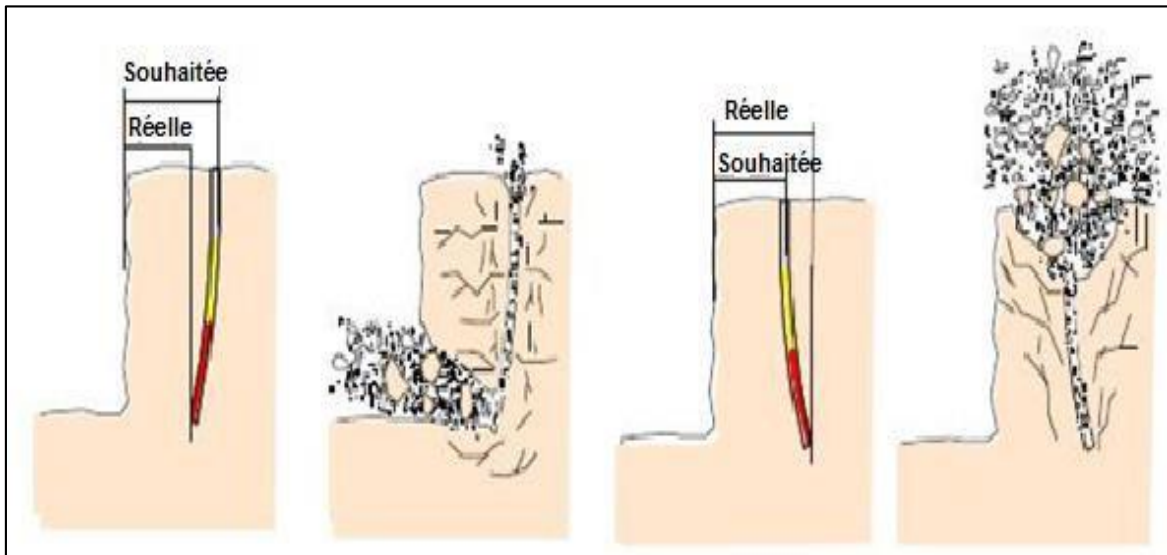


Figure I.4 : Conséquences de déviation des forages [21]

I.2.1.2. Le diamètre du trou

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

Baron L, Dimidiuk T et Juanov V argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion.

De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs. Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage.

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. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.

Le choix du diamètre du trou dépend aussi des certaines données à savoir :

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.
- La hauteur du front à abattre : l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre. [21]

I.2.1.3. L'inclinaison du trou

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

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

D'autres avantages des trous inclinés sont à signaler :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus
- La consommation en explosif est optimale ;
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert. [21]

I.2.1.4. 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, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

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, etc.

Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes. [21]

I.2.1.5. Longueur du trou

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

Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs. [21]

I.2.2. Paramètres liés au Bourrage

I.2.2.1. 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. En général, il dépend de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à (0,5 de la banquette) dans les courts trous.

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. [21]

I.2.2.2. Qualité du matériau de bourrage

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et débouillage important au moment du tir.

Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive. [21]

I.2.3. Paramètres liés au plan

I.2.3.1. Banquette

Cette dernière 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. [21]

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

I.2.3.2. L'espacement

On entend par Espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique. [21]

I.2.3.3. Rapport de maille

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

- Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre (1,1 et 1,5).
- Pour un bon profil du front, ou par commodité, il est souvent voisin de (1).
- La production d'enrichissement, recommande de le réduire à une valeur inférieure à 1.

I.2.3.4. Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le cas de l'interface (roche-air), la réflexion est presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage. [31]

Hino, Duvall et Atchison ont même proposé que ce mécanisme soit le facteur principal de la fragmentation de la roche. [24], [16].

I.2.3.5.Type d'amorçage et séquence d'initiation

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, échauffement, inflammation, compression, ondes de choc, etc.

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose :

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

L'initiation de l'explosif primaire se fait généralement par plusieurs systèmes d'amorçage tel que : les détonateurs électriques et non électriques (mèche et cordeau détonant). Ensuite l'explosif primaire initie en détonation l'explosif secondaire (Figure I.5).

On peut dire aussi qu'il y a deux types d'amorçage :

- ✓ Le premier dit : Amorçage ponctuel (par détonateur électrique).
- ✓ Le deuxième s'appelle : Amorçage latéral (par cordeau détonant).

Dans les charges allongées (charge de trou), il est très important de souligner le mode d'amorçage. En effet, si le détonateur électrique permet d'initier l'explosion d'une charge allongée à partir de sa base ou son sommet, il n'en est pas de même pour le cordeau détonant. Autrement dit, si la charge est amorcée par le cordeau détonant, l'impulsion est toujours perçue au sommet de la charge. Ainsi l'onde explosive se dirige du haut vers le bas du gradin, alors qu'on essaie dans la plupart des cas d'obtenir l'inverse qui permet de faire réfléchir totalement l'onde de choc, et par conséquent améliorer la qualité de fragmentation désirée.

Pour que la charge d'amorçage amorce la charge principale d'explosif, une solution est possible si le cordeau détonant venait à être introduit à l'intérieur d'un tube isolant comme le montre le schéma ci-dessous. Dans ce cas, la charge principale n'étant pas en contact direct

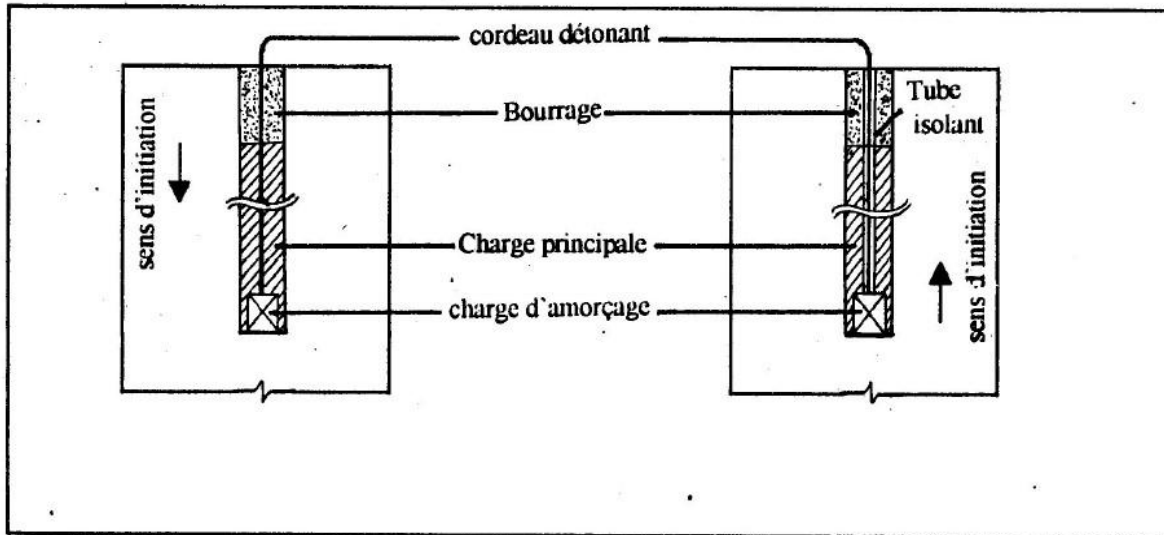


Figure I.5 : Sens d'initiation d'une charge explosive [31]

Avec le cordeau sera amorcée par la charge d'amorçage, et cela permet d'obtenir une détonation franche aux effets très désirés pour une bonne fragmentation. [31]

Le problème d'initiation lors de l'utilisation de détonateur électrique est résolu, mais ce dernier à des inconvénients résident dans la complexité de connexion et la détérioration des fils.

La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière et les vibrations qui résultent du tir. On la réalise par l'utilisation de microretards qui garantissent la création progressive des faces libres. Dans ce cas, chaque charge parvient à détacher son volume de rocher avant l'amorçage de la suivante. L'étalement de l'explosion dans le temps qui en résulte conduit en outre à des effets vibratoires moindres dans le sol.

Il est donc très important, dès la conception de la séquence de mise à feu, de respecter les règles dont certaines sont empiriques afin d'éviter de commettre des erreurs grossières. [31]

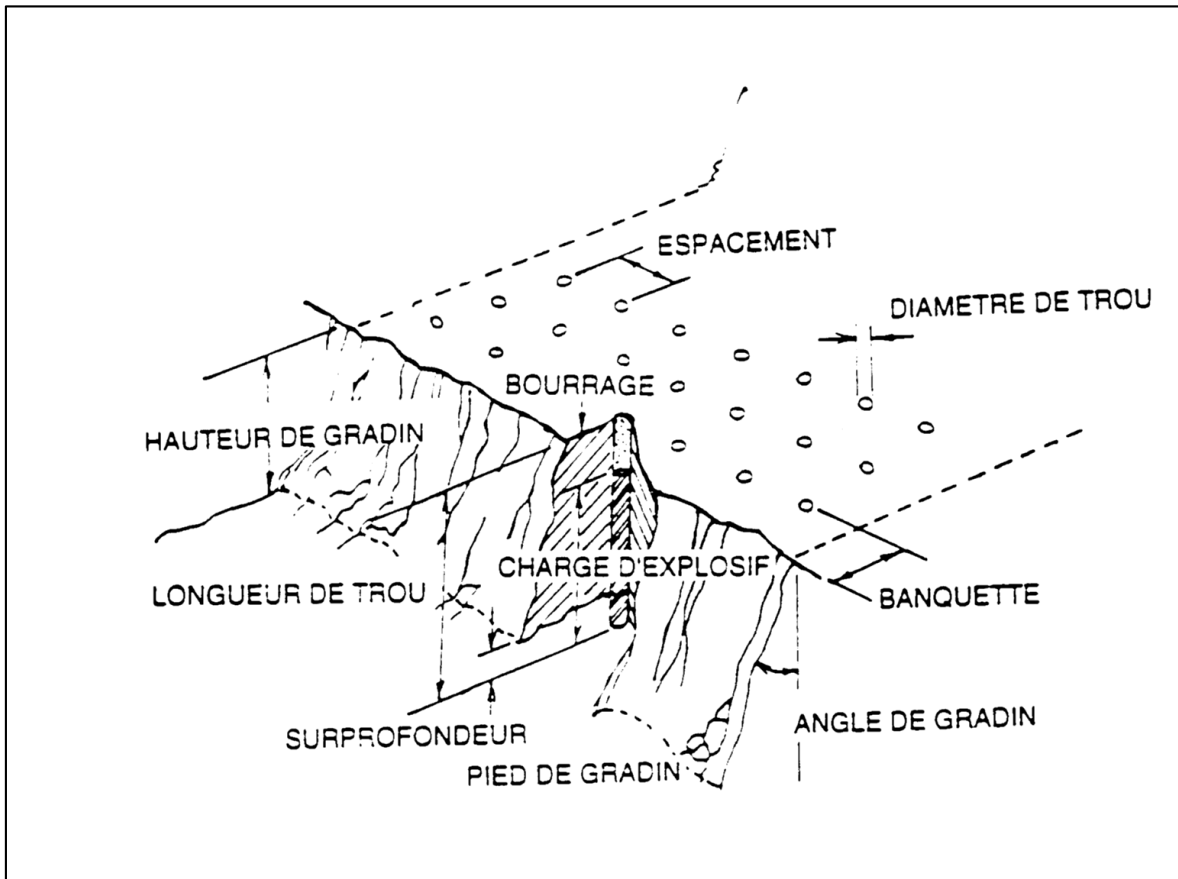


Figure I.6 : Schéma de plan de tir [7]

I.4. Les anomalies de tir

I.4.1. Les joints

Les joints situés entre deux couches de calcaire sont remplis d'un matériau de moindre résistance (marnes) constituant des échappatoires privilégiées pour les fumées de détonation à haute pression et température.

Ces zones de faiblesse peuvent « débousser » de manière violente, avec projection à grande distance du matériau de remplissage et de fragments rocheux arrachés à la surface. En conséquence, le gradin ne subit pas un choc suffisant pour l'abattre (Figure I.7). [10]

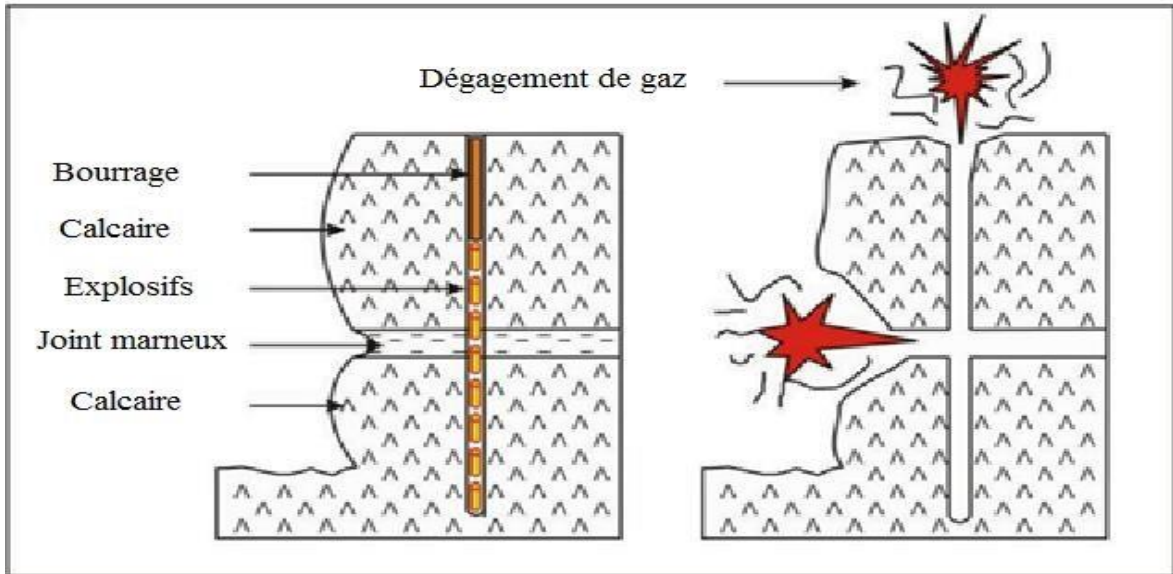


Figure I.7 : échappement de gaz à travers un joint marneux. [10]

I.4.2. Les karsts

Ces cavités souterraines invisibles depuis la surface constituent des poches où l'explosif peut s'accumuler de manière excessive (Figure I.8), en formant localement de véritables bombes. La présence de ces cavités complique les opérations de foration et de chargement de l'explosif, en particulier pour les explosifs en vrac, et affecte la transmission de l'énergie explosive. A proximité des fronts, elles peuvent occasionner des phénomènes de projection. [10]

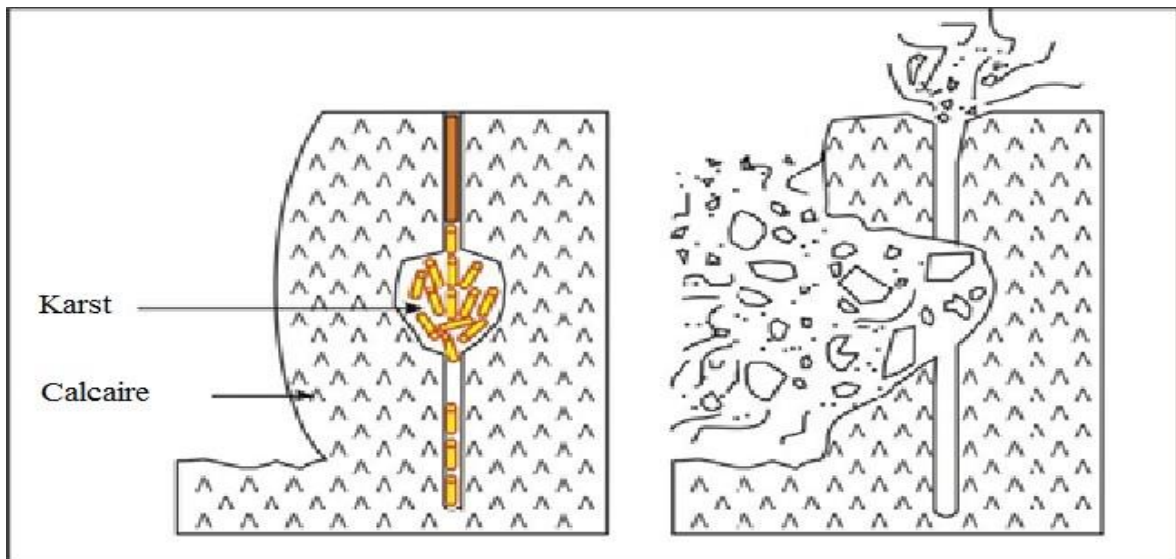


Figure I.8 : anomalie de tir dû à la présence d'un karst. [10]

I.4.3. La fracturation

Deux types de fractures sont présents à la carrière, l'une est causée par des contraintes tectoniques et l'autre, sous l'effet des explosifs. Cette fracturation initiale du massif induit deux effets opposés :

- D'une part, elle fragilise le massif, et donc réduit globalement sa résistance mécanique ;
- D'autre part, elle contrarie l'action mécanique de l'explosif, par atténuation de l'onde de choc lors de son passage à travers les discontinuités et par détente des gaz dans les fissures.

Ces deux effets ont pour résultat de réduire la portée de l'explosif et par conséquent, de réduire les possibilités de coopération entre mines adjacentes. [10]

I.4.4. Les failles

Les failles correspondent fréquemment à une zone broyée. Elles perturbent la continuité de la stratigraphie et des affleurements. Certaines failles, qui ont un faible rejet, peuvent passer inaperçues, leur continuité à travers le massif rocheux, leur faible résistance au cisaillement due au fait que les lèvres ont déjà subi un déplacement relatif, contribuent à en faire des surfaces potentielles de glissement particulièrement dangereuses. [10]

I.4.5. Fissuration arrière (effet arrière)

Suite à un tir de mine, il se génère occasionnellement des fissurations parallèles au front de taille (Figure I.9). Ses fissurations ont les caractéristiques suivantes :

- Des fissures dont l'ouverture diminue alors que l'écartement entre elles augmente lorsque l'on s'éloigne du front de taille,
- Que seule la partie supérieure du front de taille est affectée,
- Un découpage « en dentelle », les creux sont situés entre deux mines successives.

Cette anomalie est caractéristique d'une onde de traction réfléchi trop importante. L'intensité de cette contrainte dépasse la résistance à la traction de la roche au-delà du plan défini par les mines.

Ces fissurations causeront un obstacle pour la prochaine foration en même lieu (Annexe 14), et leurs causes probables sont :

- ✓ La première ligne amorcée est trop loin du front de taille.
- ✓ L'explosif en colonne est trop puissant (trop d'effet de choc).
- ✓ Mauvaise implantation du tir par rapport à la fracturation naturelle (le plan des mines est parallèle à celui des fissurations naturelles du terrain).
- ✓ La charge massique (d'explosifs) est insuffisante exprimée en gr/m^3 . [10]

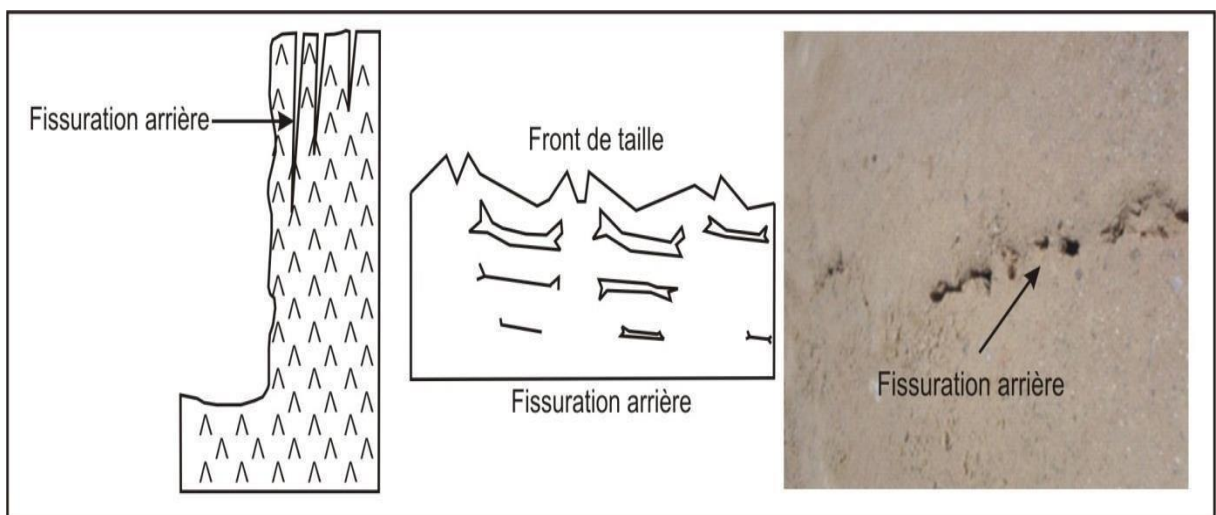


Figure I.9 : fissuration causée suite à un tir de mine. [10]

I.4.6. Gradin en surplomb

Cette anomalie signifie que le haut du front de taille présente un surplomb (figure I.10). Les causes possibles de cette anomalie peuvent être résumées comme suit :

- Le bourrage final est trop important,
- La charge de colonne ne monte pas assez haut,
- Présence de fissures perpendiculaires à l'axe du trou de foration, [10]

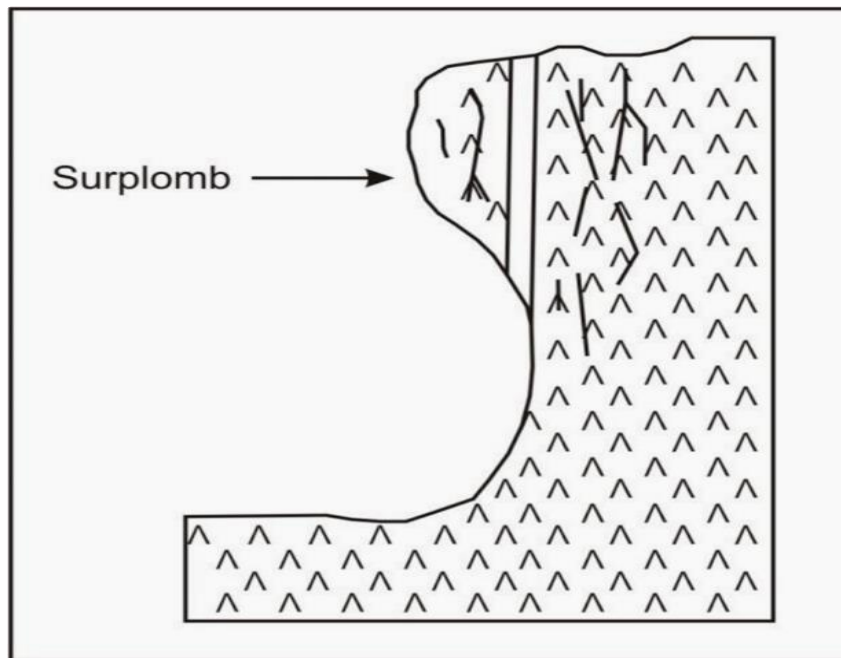


Figure I.10 : exemples d'un gradin en surplomb. [10]

Conclusion

Ce chapitre nous a renseignés sur les phénomènes associés à l'explosion et les difficultés de contrôler les résultats des tirs à l'explosif qui en résultent. Il est déjà important de pouvoir identifier les paramètres qui peuvent influencer l'opération et indiquer dans une certaine mesure la manière dont ces paramètres, pris isolément, affectent la fragmentation.

Enfin, étant donné un contexte roche-explosif et un plan de tir théorique, la maîtrise de la foration, les variations géométriques des fronts et géo-structurales des gradins jouent un rôle déterminant dans la bonne réussite de l'abattage. Ceci encourage de manière générale l'instrumentation systématique du procédé de tirs, qui est d'ailleurs un impératif légal dans certains pays.

Donc, dans le prochain chapitre, nous allons étudier les conditions géologiques et minières de la carrière d'Ain El Kebira.

Chapitre II :

Conditions géologiques et minières du gisement

Introduction

Dans le monde, la consommation des matières premières minérales ne cesse de croître, pour cela des pays producteurs et riches en matières naturelles continuent de procéder à la recherche des nouveaux gîtes.

L'Algérie est l'un des pays riches en matières premières. Les bases minières nationales de grande envergure constituent nos gisements de fer, de cuivre, de plomb, de zinc, etc. ... et d'autres substances à partir desquelles s'est développée notre compétence en exploitation. La mise en exploitation de nouveaux gisements en Algérie est un moyen efficace pour réduire nos dépenses à l'égard de l'étranger ce qui va sans doute être suivis par un développement de la profession minière algérienne à un moment où le gouvernement accorde une grande importance à l'industrie minière.

L'ouverture de nouveaux gisements peut être aussi créatrice d'emploi dans des régions peu favorisées et contribué à leur développement économique.

L'exploitation de n'importe quel gisement exige des investissements très importants ce qui nécessite une étude très particulière de l'opération d'abattage des roches, car c'est le premier maillon de toute la chaîne technologique suivant lequel la réussite des travaux d'extraction y dépend énormément.

En ce qui concerne nos mines et nos carrières, l'exploitation optimale de réserves minérales en tenant compte de leur souci, donne à réfléchir sur les travaux à effectuer et parmi eux le processus de forage qui est le facteur prédominant dans le développement l'exploitation.

Dans notre travail nous allons mener une étude pour contribuer à l'amélioration de la conduite des travaux miniers dans les conditions de la carrière d'Ain El Kebira et plus particulièrement à l'amélioration des indices des travaux d'abattage des roches.

II.1. conditions géologiques et historique du gisement

II.1.1. Situation géographique du gisement d'Ain El Kebira

Le gisement de calcaire d'Ain El Kebira est situé à environ 20 Km au Nord du chef-lieu de la wilaya de Sétif et à 7 Km au Sud de la daïra d'Ain El Kebira dont il porte le nom. La route Ain El Kebira-Sétif passe à proximité de la carrière (Figure II.1).

Les coordonnées géographiques du centre du gisement sont :

- ✓ Latitude = 36°19' N
- ✓ Longitude = 5°30'E

Ce gisement appartient au massif montagneux du Djebel Medjounés, caractérisé par un relief très prononcé, et qui s'étend sur une longueur d'environ 15 Km d'Est en Ouest, avec une largeur moyenne de 7 Km, atteignant une altitude de 1461 m au niveau du pic.



Figure II.1 : situation géographique du gisement de calcaire d'Ain El Kebira (Google earth, 2016).

II.1.2. Historique de la recherche minière du gisement

Les études géologiques pour la recherche de gisements de matières premières pour l'implantation d'une cimenterie dans la région de Sétif ont débuté en 1971. Une dizaine de gisements ont été localisés, mais ceux du Djebel Medjounés, étudiés à partir de septembre 1973 ; se sont révélés très favorables pour l'implantation d'une cimenterie, que ce soit du point de vue qualité/quantité des roches calcaires et des marnes, que sur le plan infrastructure (présence d'une rivière à proximité, existence de lignes électriques et de routes). Les travaux de prospection ont été réalisés par la société allemande GmbH (Gesellschaft mit beschränkter Haftung « Société à responsabilité limitée »).

Les travaux de construction de la cimenterie d'Ain El Kebira ont débuté en 1975, et se sont achevés en 1978, année de son inauguration. En janvier 1979, la cimenterie a atteint une capacité de production de 3000 T/J.

II.1.3. Climat de la région

Le climat du bassin est semi-aride avec influence du sud au nord du climat méditerranéen, abstraction faite de quelques rares pluies d'orage, les mois d'été se caractérisent par une sécheresse totale et désertique, alors que les mois d'hiver de novembre en mars apportent les précipitations abondantes régulières, souvent sous forme de neiges dans les régions les plus élevées. Les précipitations de Sétif atteignent 400 mm /an, par contre la quantité d'eau pour la région de DJEBEL MEDJOUNES est de l'ordre de 400 à 700 mm

Le drainage se fait par un réseau serré de cours d'eau pour la plus part émérites et quelques rivières pérennes.

II.1.4. Stratigraphie de la région du Djebel Medjounés

La série stratigraphique du massif et de son voisinage comprend les formations sédimentaires du Trias, du Crétacé, du Tertiaire et du Quaternaire (Figure II.2). Les formations du Crétacé et du Tertiaire appartiennent à la nappe de Djemila qui couvre des surfaces considérables sur la moitié nord de la carte géologique de Sétif au 1/200.000. Le sondage réalisé sur le flanc ouest du Djebel Medjounés donne une colonne stratigraphique du massif (Figure II.3).

II.1.4.1. Le Trias

Au pied du Djebel Medjounès (dans sa partie Sud-Est) affleure le Trias sous forme d'un amas composé d'argiles bariolées, de gypses roses ou rouges et de gros blocs de cargneules et de calcaires dolomitiques.

II.1.4.2. Le Crétacé

Les roches du Djebel Medjounès appartiennent en majeure partie au Crétacé Supérieur. On distingue les séries suivantes :

- ❖ **Marnes noires du Campanien-Maestrichtien inférieur** : cette formation affleure sur le flanc Sud-Est du Djebel Medjounès, et occupe une faible superficie (2 km)^{2s}. Elle est constituée de marnes noires à boules jaunes.
- ❖ **Calcaires bien réglés (dits du Matrouna et du Dj. Medjounès) du Campanien supérieur et Maestrichtien** : Il s'agit d'une puissante série (250 m d'épaisseur) de calcaires massifs noirs bien lités en alternance avec des bancs marneux très minces. Les calcaires sont lités en bancs métriques groupés en barres bien individualisées (4 ou 5) atteignant 80 m d'épaisseur.
- ❖ **Marnes noires du Maestrichtien supérieur à Paléocène** : cette série, qui affleure au pied du Djebel Medjounès, est composée de marnes noires, toujours très froissées, parfois à boules jaunes. Les marnes de cette série qui affleurent au voisinage de la carrière de calcaire sont exploitées pour l'alimentation de la cimenterie.

II.1.4.3. Le Tertiaire

Sur le flanc nord du Djebel Medjounès, les marnes noires du Maestrichtien supérieur-Paléocène passent sans lacunes stratigraphiques à des calcaires bitumineux blancs de l'Yprésien-Lutétien inférieur. Cette série est couronnée par des marnes noires ou gris à boules jaunes du Lutétien.

II.1.4.4. Le Quaternaire

Dans la région d'étude, les sédiments quaternaires ne s'observent que localement et pour la plupart avec une faible puissance.

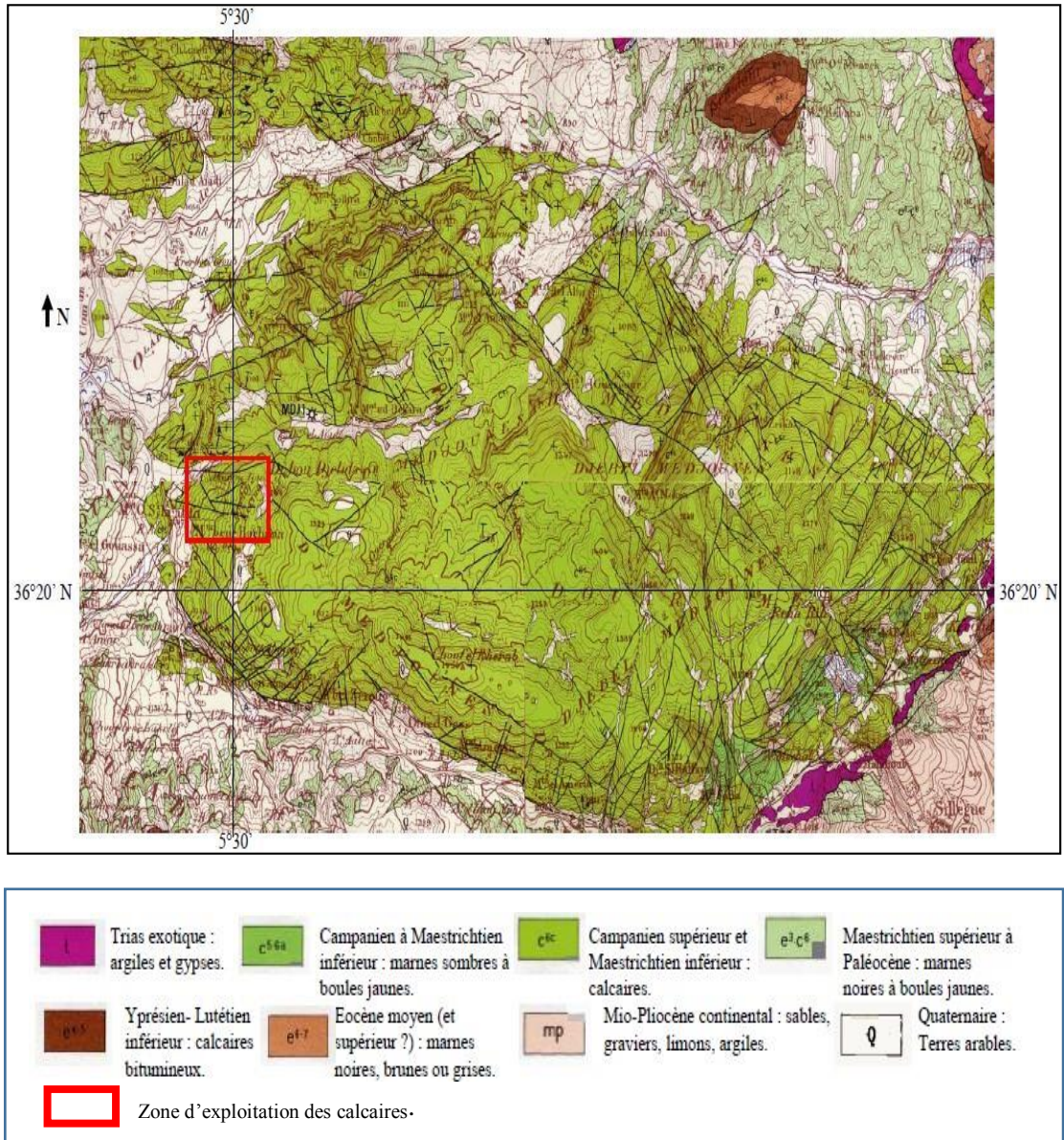


Figure II.2 : Carte géologique du Djebel Medjounès, et localisation du gisement de calcaire (d'après Carte Géologique de l'Algérie au 1/50000) [32]


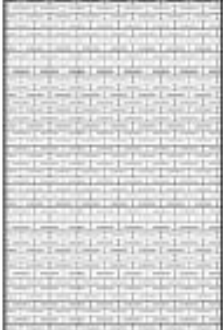

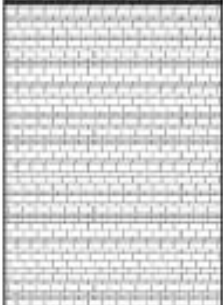



ETAGE	LITHOLOGIE	PROF.	DESCRIPTION DES ROCHES
Sénonien supérieur		865 m	Marnes et barres de calcaire marneux
Sénonien inférieur			Formation marneuse et marno-calcaire compliquée par de nombreux replis
Turonien		1498 m	Intrication de faciès marneux et marno-calcaires et de formations carbonatées sparitiques à éléments abondants de faune ou de microfaune néritique
Cénomannien supérieur			
Cénomannien inférieur		2125 m	
Albien supérieur		2400 m	Série marneuse et marno-calcaire
Albien		2750 m	Marnes gréseuses et pélites sombres

Figure II.3 : Colonne stratigraphique synthétique du Djebel Medjounés (d'après le sondage MDJ1, réalisé par GmbH). [26]

II.1.5. La tectonique

II.1.5.1. Le placement du gisement dans la tectonique régionale

Le gisement fait partie de l'anticlinale régionale du DJEBEL MEDJOUNES dans l'axe déplacement principal s'étend en sens "OSO" - "OSO" il repose sur le flanc "SO" de la voûte principale dont le pendage en direction ne dépasse pas les 30°, l'ensemble de cette structure plissée se trouve compliqué par quelques grandes et nombreuses petites failles.

II.1.5.2. La tectonique spéciale du gisement du calcaire

A) La structure plissée

La superposition du grand pli par un 2^{ème} système de plis est particulièrement frappante dans le panneau "A" de gisement ; le sens de la direction des roches entre SE et S dans le domaine des sondage assez doucement vers le bord N du panneau "A" jusqu'à atteindre en fin la direction E.O, le pendage des couches également assez douce, diminue en général de 30 à 10°.

B) Les failles

Le nombre de failles est considérable, mais des montants de déplacement notable ne s'observent que dans certains cas isolés.

La faille, considérablement la plus important, est un effondrement que des cas isolés qui s'étend au sud de la zone d'écrite, à une distance d'environ 250 m et presque en parallèle avec ce dernier.

La majorité des failles et notamment des chevauchements, peut être réunies par groupes suivant le sens de leur direction, celle-ci correspondant, dans une grande ou très large mesure.

II.1.6. Stratigraphie et lithologie du gisement calcaire

Le gisement calcaire du Djebel Medjounès appartient à la série des calcaires bien réglés du Campanien supérieur et du Maestrichtien. Il est constitué de deux panneaux A et B

(Séparés par une faille)² avec une étendue totale de 0,9 Km. [26]

Au cours de la réalisation de la carte géologique du gisement au 1/2500 par la société GmbH, le gisement calcaire a été subdivisé en plusieurs couches. Ces couches, numérotées du bas vers le haut, sont les suivantes (figures II.4):

- Couche 1 (succession sous-jacente de calcaires et de roches marneuses) : ces couches affleurent au fond du vallon situé au versant est du Krefdj-El-Kerma. Il s'agit d'une alternance de roche calcaire marneuse et de marne fortement calcaire. Leur puissance est supérieure à 65 m.
- Couche 2 (unité principale moyenne de roche marneuse) : cette unité affleure à l'extérieur du gisement dans le même vallon que la couche 1. Elle se compose de roches marneuses ocellées fortement calcaires en alternance avec des couches de calcaires fortement marneux et de roches marneuses faiblement calcaires. Sa puissance à l'affleurement est de 18 m.
- Couches 3 à 7 (unité calcaire principale) : Cet ensemble de couches, dont l'épaisseur totale peut atteindre 49m, représente le calcaire principal du gisement. Il se subdivise dans le panneau A et dans de larges parties du panneau B en membres suivants :
 - ❖ Couche 3 (calcaire principal inférieur) : les roches calcaires de ce membre sont très uniformes, de couleur gris noir à gris moyen aux cristaux fins à très fins et de texture compacte ou ocellée et litée. L'épaisseur moyenne de ce membre est d'une vingtaine de mètres.
 - ❖ Couche 4 (Roche marneuse intercalée inférieure) : ce membre, intercalé dans l'unité calcaire principale constitue un excellent niveau repère stratigraphique avec une épaisseur de 2,1 à 4 m. Les roches marneuses et les calcaires fortement marneux de ce niveau sont friables et s'altèrent en petits morceaux. Cette couche est relativement riche en bitume, ce qui se traduit par son odeur caractéristique.
 - ❖ Couche 5 (Calcaire principal moyen) : les roches de cette couche ressemblent à celles de la couche 3. La couleur des roches varie entre gris foncé, gris moyen et gris brunâtre. Ces calcaires sont finement cristallins avec une texture ocellée et noduleuse. Leur puissance est comprise entre 8,9 et 10,6 m dans le panneau A, légèrement plus importante dans le panneau B (15 m).
 - ❖ Couche 6 (roche marneuse intercalée supérieure) : cette couche est semblable à celle des marnes intercalées inférieures (couche 4).

Elle constitue également un excellent repère stratigraphique. L'épaisseur de cette couche est comprise entre 6,3 et 6,5 m.

- ❖ Couche 7 (calcaire principal supérieur) : c'est le membre le plus récent du calcaire principal du gisement. Il est constitué de calcaire faiblement marneux, de couleur brunâtre. A cause de l'érosion récente, le calcaire de ce membre ne subsiste que dans certaines parties du gisement, mais il y occupe de larges superficies. Sa puissance est d'environ 7m en moyenne.
- Couche 11 (unité de roche marneuse sus-jacente) : cette couche surmonte le calcaire principal, et se compose d'une alternance de roche marneuse calcaire de 2,5 à 4 m d'épaisseur, et une succession répétée de lits compacts de calcaire marneux. La puissance totale de ce membre est de plusieurs dizaines de mètres.

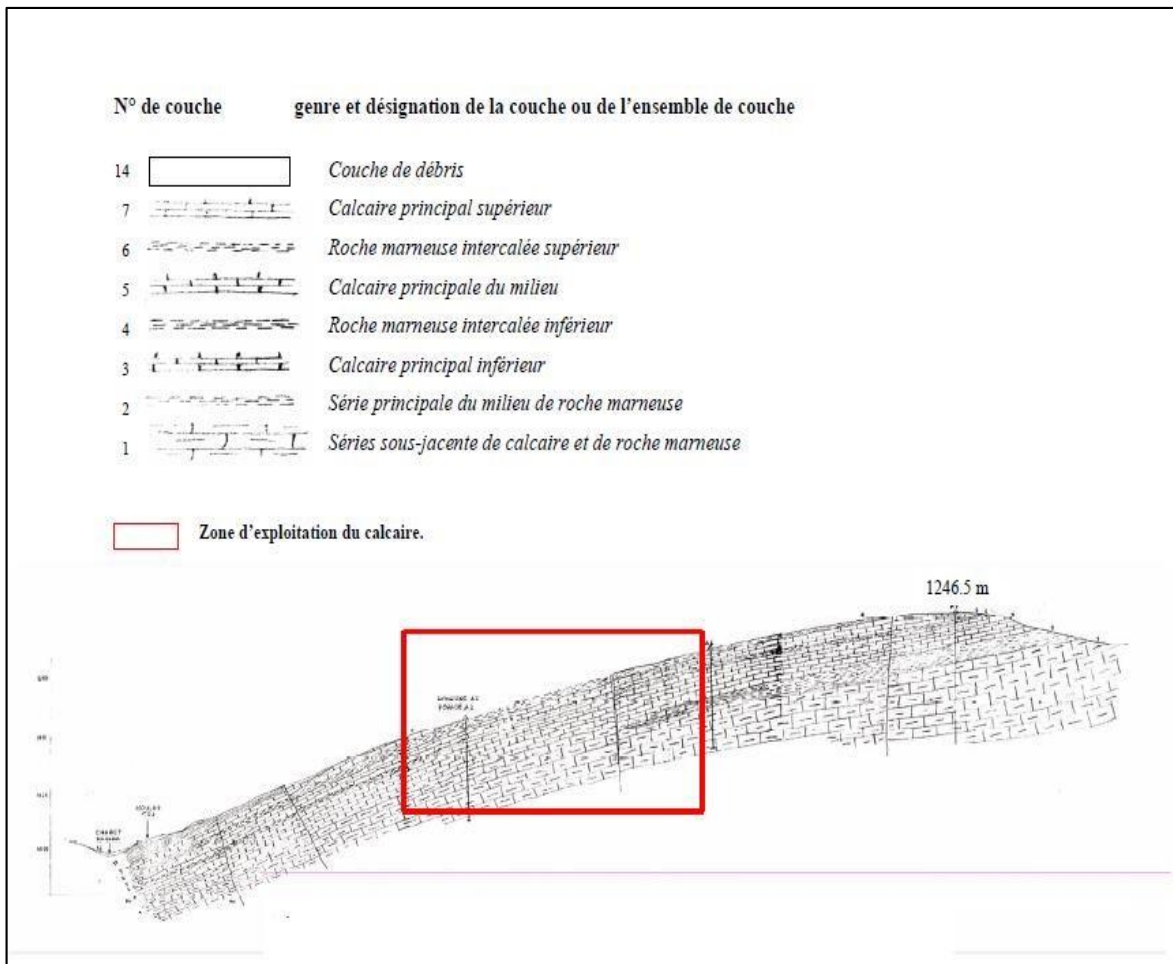


Figure II.4 : Coupe géologique du gisement calcaire de Djebel Medjounés. Echelle : 1/1250 [32].

II.1.7. Caractéristiques hydrogéologiques du gisement

Dans la région de Sétif, les quantités d'eau souterraine captables sont assez faibles. Il en est de même dans les environs du gisement, à la différence que cette région faisant partie du bord septentrional du bassin de Sétif, les précipitations sont un peu plus abondante, et donc la région d'étude est favorisée vis à vis des régions situées plus au Sud. Cette situation se traduit par l'existence de petits et moyens cours d'eau pérenne dans lesquels s'amassent les eaux souterraines locales. [26]

II.2. condition minière du gisement

II.2.1. Réserves

Les réserves calculées des calcaires du gisement du Djebel Medjounès sont données dans le tableau II.1. Ce calcul, réalisé par la société GmbH en 1973, a été effectué sur la base d'un poids spécifique de $\gamma = 2,6 \text{ g/cm}^3$ pour le calcaire. [39]

Tableau II.1 : Réserves calcaires du gisement du Djebel Medjounès [39]

Catégorie des réserves	Quantité des réserves en tonnes
Catégorie 1 : réserves prouvées	25.064.975
Catégorie 2a : réserves probables	7.017.000
Catégorie 2b : réserves indiquées	10.458.350
	42.540.325
Catégorie 3 : réserve possibles	40.789.000
	83.329.325
Réserves géologiques supplémentaires	66.000.000

L'extraction durant la période allant de 1979 à 2005 a consommés 30 millions de tonnes de calcaire. Il reste donc plus de 100 millions de tonnes (en tenant compte des réserves géologiques supplémentaires) à extraire, les réserves restantes assureront une production de ciment pour un siècle (100 ans) environ. (Annexe 2)

II.2.2. régime de fonctionnement de la carrière

D'après la recommandation des responsables des matières premières, le but est d'arriver à extraire 1 520 000 tonnes (Annexe 12) en fonction des paramètres suivants:

- Nombre de jours ouvrables par an : 250 jours.
- Nombre de jours ouvrables par mois : 22 jours.
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 05 jours.
- Nombre de postes ouvrables par semaine : 01 poste.
- Nombre d'heures de travail par poste : 11 heures. [39]

La capacité de production de la carrière de calcaire est donnée dans le tableau suivant :

Tableau II.2 : Capacité de production de calcaire [39]

Matière première	Capacité de la carrière				
	Unité de mesure	Annuelle	Mois	Journalière	Horaire
Calcaire	Tonnes	1 520 000	126 667	4 222	384
	m ³	584 615	48 718	1 623	148

II.2.3. Exploitation du gisement

- ❖ Au regard du relief et de la nature de la roche, la méthode d'exploitation appliquée est celle à ciel ouvert par des gradins de hauteurs variables.
- ❖ La technique d'extraction utilisée est celle de forage et de tir.
- ❖ L'abattage de la matière s'opère de haut en bas suivant les gradins et les talus garantissant la stabilité lors des travaux d'abattage.
- ❖ Le tir se fait une fois par semaine ouvrable suivant une seule rangée de trous si les dimensions de l'enlèvement le permettent.

II.2.4. Ouverture du gisement d'Ain El Kebira

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre.

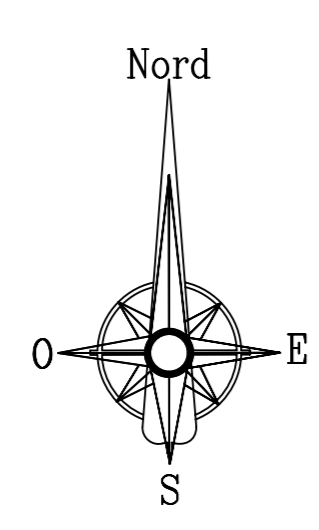
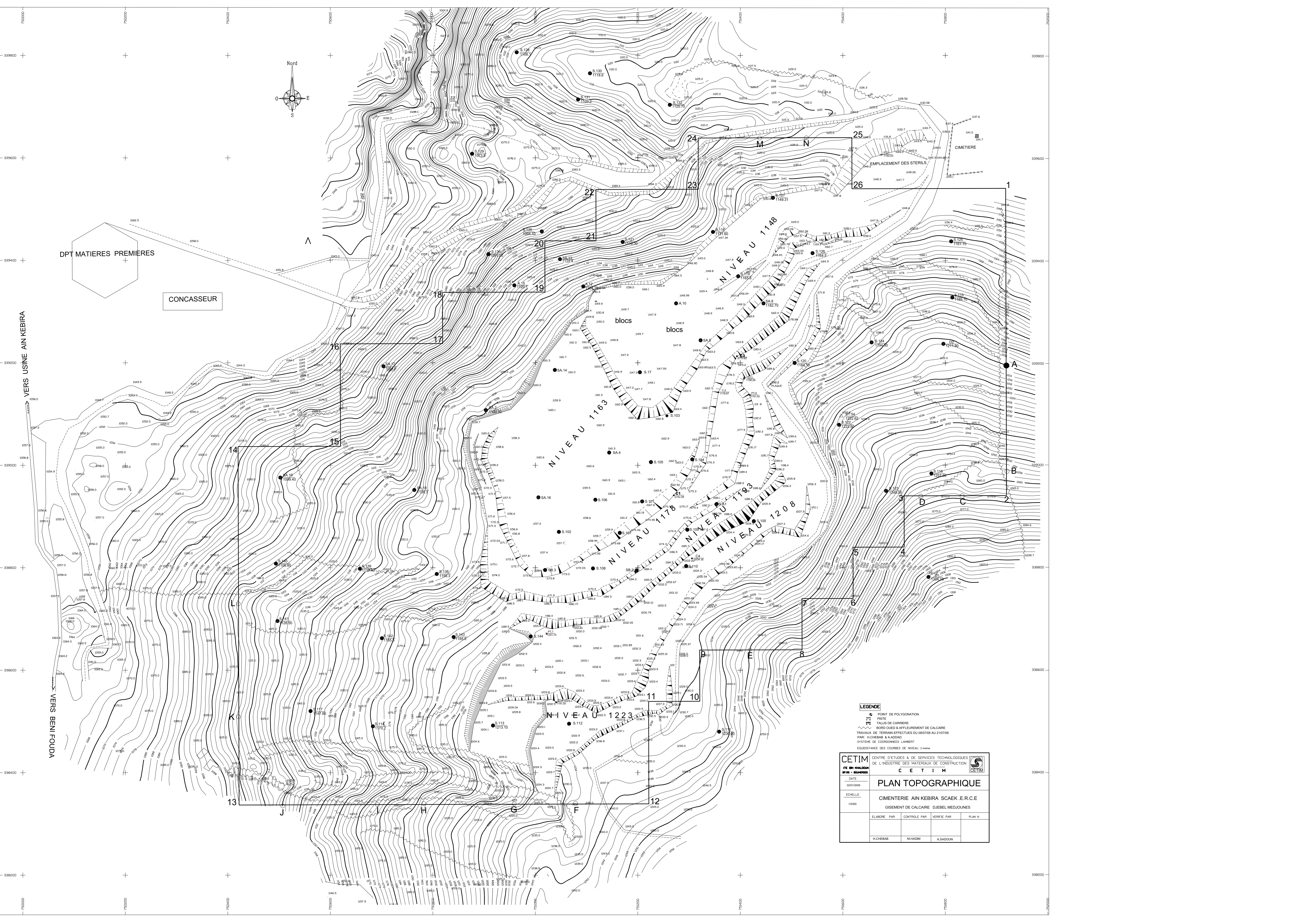
En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire :

- par tranchées.
- sans tranchées.
- par des excavations spéciales.

Dans le cas de la carrière d'Ain El Kebira, le gisement de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux. L'accès au gisement sus-cité se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut (Figure II.5). Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière. L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Des réserves du gisement et des dimensions du champ de carrière.
- Du relief.
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter.
- De la méthode d'exploitation à prévoir.
- De la production annuelle planifiée par la carrière.
- De la machinerie adoptée.

Des mesures de sécurité technique (telles que choix rationnel de la hauteur de gradin, de la stabilité des bords des gradins et de la carrière...etc.). A noter que la carrière d'Ain El Kebira. Son accès est réalisé par une demi-tranchée allant du bas vers le haut (jusqu'au gradin supérieur). Cependant, l'exploitation du gisement se fait par fonçage c'est-à-dire du haut vers le bas et ce, en conformité avec la classification des méthodes d'exploitation (selon V.RJEVESKI, 1978). [46]



DPT MATIERES PREMIERES

CONCASSEUR

VERS USINE AIN KEBIRA

VERS BENI FOUDA

CIMENTIERE

LEGENDE
 ○ POINT DE POLYGNON
 — PISTE
 — TALUS DE CARRIERE
 — BORD OUED & AFFLEUREMENT DE CALCAIRE
 — TRAVAUX DE TERRAIN EFFECTUES DU 08/07/08 AU 21/07/08
 PAR: HICHEBAB & A.AOUD
 SYSTEME DE COORDONNEES LAMBERT
 EQUIDISTANCE DES COURRES DE NIVEAU: 2 metres

CETIM CENTRE D'ETUDES & DE SERVICES TECHNOLOGIQUES DE L'INDUSTRIE DES MATERIAUX DE CONSTRUCTION C E T I M	PLAN TOPOGRAPHIQUE CIMENTIERE AIN KEBIRA SCAEK. E.R.C.E GISEMENT DE CALCAIRE DJEBEL MEDJOUNES			
	ELABORE PAR HICHEBAB	CONTROLE PAR M.HADIM	VERIFIE PAR A.SAOUD	PLAN N

II.2.5. Méthode d'exploitation

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

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants [46]:

- ✓ La topographie du gisement.
- ✓ La caractéristique géologique du gisement.
- ✓ La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- ✓ La production annuelle planifiée par la carrière.
- ✓ Mode d'ouverture du gisement adopté.
- ✓ Des dimensions des engins miniers et de transport.
- ✓ Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

II.2.6. Système d'exploitation

Actuellement, le gisement du Djebel Medjounès occupe une superficie de 0,9 km². Six (6) gradins sont en exploitation, la hauteur de chaque gradin est de 15 m (annexe 12), (Annexe 1). L'angle de pendage varie de 70° à 85°. La longueur de la plateforme de travail varie de 150 m à 250 m (cela dépend de l'avancement des travaux).

II.2.7. Les paramètres de la méthode d'exploitation

II.2.7.1. Hauteur du gradin

Le choix de la hauteur du gradin elle est rationnelle si on assure :

- ✓ La production exigée des minéraux utiles et des stériles
- ✓ Un rendement efficace des équipements miniers
- ✓ La sécurité de travail.

La hauteur du gradin influe considérablement sur les indices d'exploitation suivants :

- ✓ Qualité du minerai utile extrait
- ✓ Vitesse d'avancement du front de la mine
- ✓ Angle du bord de la mine.

Il est nécessaire de vérifier que la hauteur du gradin noté : (Selon les caractéristiques de l'engin de chargement) $Hg \leq 1.5 \times Hcr \text{ max (m)}$ II.1

II.2.7.2. La largeur d'enlevure

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

- Les propriétés physico-mécaniques des roches
- La méthode de préparation des roches à l'abattage □
Le type et dimension des engins de chargement.

$$A = W + (n - 1) \times ; (m) \quad \text{II.2}$$

Où:

- ✓ W: ligne de moindre résistance ; m.
- ✓ n: Nombre de rangée de trou; n= 1.
- ✓ b : distance entre deux rangées de trous.

II.2.7.3. Largeur de la plate-forme de travail:

Elle est choisie et calculée d'après le type d'engin utilisé et leur disposition dans le lieu de travail, elle est donnée par l'expression suivante :

$$Lp = Z + T + C + X + ; (m) \quad \text{II.3}$$

- ❖ Z : largeur du prisme d'éboulement ; (m)

Le tableau II.3 donne la largeur du prisme d'éboulement (z) en fonction de la dureté des roches et l'angle des bords des gradins en activité.

Tableau II.3: largeur du prisme d'éboulement en fonction de dureté

Coefficient de dureté des roches.	Angle de talus de liquidation en degrés.	Angle des bords des gradins en activité en degrés.	Largeur du prisme d'éboulement (Z) lors des hauteurs de gradins en mètre (m)			
			10	12	15	20
2-4	35	45	3.0	5.0	6.0	8.5
5-9	60	70	3.0	3.0	3.5	4.5
10-14	65	75	3.0	3.0	3.0	4.0
15-20	75	85	3.0	3.0	3.0	4.0

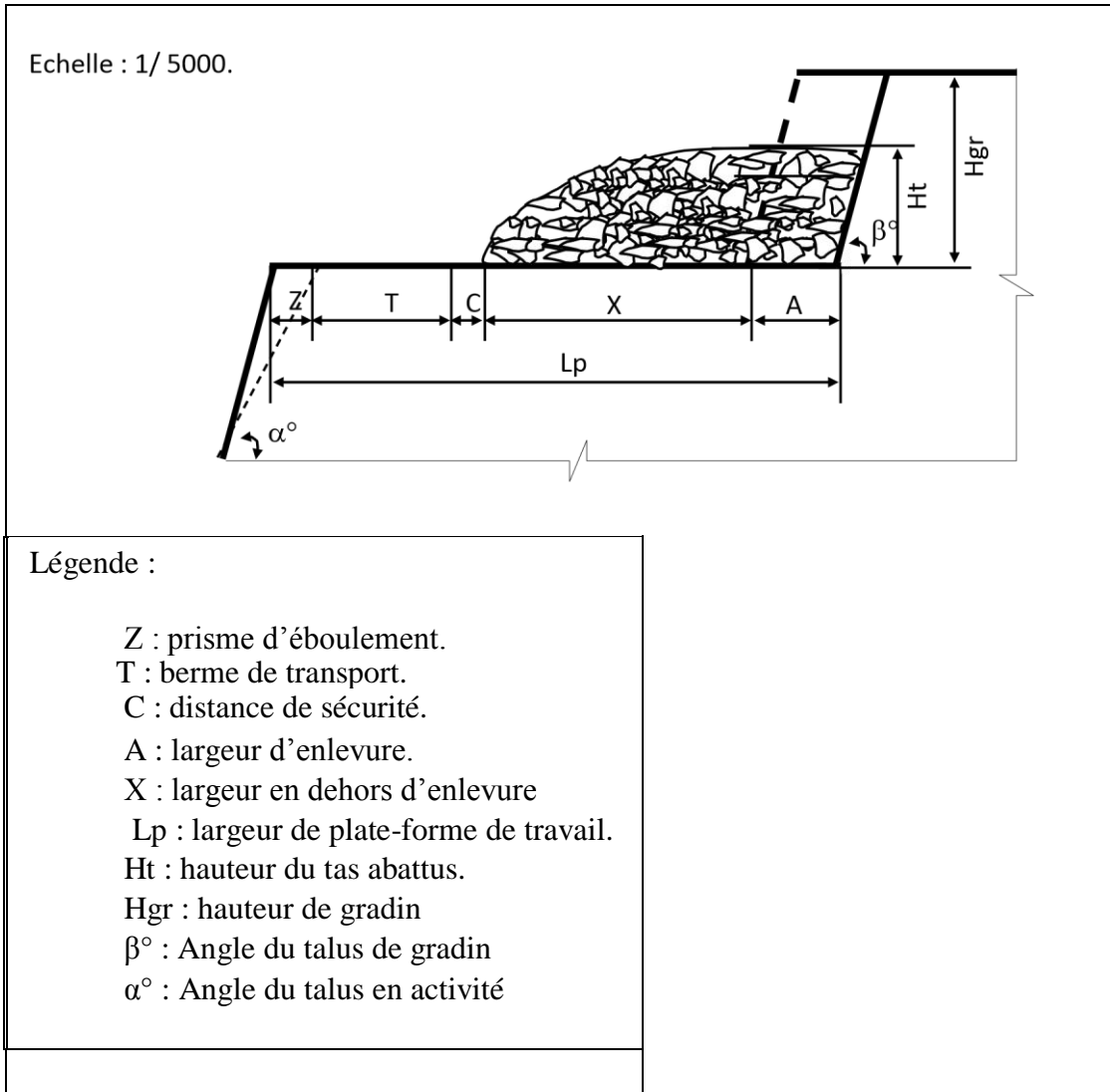


Figure II.6 : Schéma de la plate-forme de travail

$$Z = H(\cot \alpha - \cot \beta) ; (m)$$

II.4

✓ α = angle du talus du bord inexploitable.

✓ β = angle du talus de gradin

❖ T : largeur de la berme de transport (chaussée).

$$T = 2a + BC + 2b ; (m)$$

II.5

✓ a : largeur du camion, m.

✓ BC : distance entre deux camions (varie de 0.7 à 1.7 m) ;

✓ b : largeur de la sécurité (varie de 0.4 à 1 m) ;

Considérons la largeur du plus gros engin de transport

- ❖ C : distance de sécurité comprise entre le tas des roches abattues et la bande de transport en m.
- ❖ X : largeur du tas abattu

$$X = A * \left[\left(2 * K_f * \frac{H_g}{H_t} \right) - 1 \right] ; (m) \quad \text{II.6}$$

- ✓ K_f : est le coefficient de foisonnement
- ✓ H_g : la hauteur de gradin ; (m)
- ✓ H_t : la hauteur du tas abattu ; (m)

$$H_t = (0.7 \text{ à } 1) \times H ; (m) \quad \text{II.7}$$

- ✓ A : largeur d'enlevure ; (m)

II.2.7.4. Longueur de blocs et leur nombre dans un gradin

Un gradin peut contenir un ou plusieurs fronts de travail et chaque partie du gradin exploité indépendamment par un excavateur ou autre moyen de chargement est appelé un bloc. Un bloc excavateur comprend en général trois tronçons d'enlevure : bloc tiré, bloc foré, et bloc de réserve (nettoyé). En pratique la longueur du bloc dépend du mode de transport :

Lors du transport par camions : $L_b = 100-300$ m. Le nombre du bloc dans un gradin est déterminé comme suit :

$$N = \frac{L_f}{L_b} ; (blocs) \quad \text{II.8}$$

Où:

- ✓ L_f = longueur du front de travail du gradin ; m
- ✓ L_b = longueur du bloc ; m

II.2.7.5. Vitesse de déplacement du chantier

$$V_{ch} = \frac{Q_{ex}}{A \times H_g} ; \text{ m/poste} \quad \text{II.9}$$

Où:

- ✓ Q_{ex} : rendement de la chargeuse par poste (m^3 /poste)
- ✓ A : largeur de l'enlevure; (m)

II.2.7.6 Temps d'extraction d'un bloc

$$T_{e.b} = \frac{L_b}{V_{ch}} ; (\text{jours}) \quad \text{II.10}$$

- ✓ L_b : longueur du bloc, (m)

II.2.7.7. Avancement annuel du front de travail de la carrière

$$V_f = \frac{P_{an}}{L_{ft} * H_f} \quad m/an \quad \text{II.11}$$

- ✓ P_{an} : production annuelle de la carrière ; (m³/an)
- ✓ L_{ft} : longueur totale du front de la carrière ; (m)
- ✓ H_f : profondeur de la carrière ; (m)

II.2.8. les travaux de forage et de tir

La foration des trous de mine se fait à l'aide des sondeuses de types FURUKAWA DCR 20 (Annexe 15), dont les caractéristiques sont groupées dans le tableau II.4.

Tableau II.4: les différents types de sondeuse utilisés dans la carrière [39]

Type de sondeuse	Nombre	Diamètre du trou (mm)
Atlas copco roc f 6	02	110
Furukawa dcr 20	03	80
Ingersoll rand DM 25	01	162
Ingersoll rand D 30	01	80

Après avoir foré des trous qui sont au nombre de 20 dans deux rangées, on introduit à l'intérieur de chaque trou une cartouche d'amorçage qui est de la marmanite III au-dessus duquel on place de l'Anfomil et au-dessus de ce dernier on place le bourrage.

Le bourrage permet d'avoir une bonne explosion et permet surtout d'arrêter le soufflage de l'explosif en l'air durant la détonation. Les explosifs sont reliés entre eux par un cordon détonateur ce qui permet l'explosion en une rafale.

II.2.9. Calcul des paramètres de forage et de tir proposé

II.2.9.1. longueur d'excès (sous-forage) " l_s "

$$l_s = (10 \div 15)D_{tr} \quad (m) \quad \text{II.12}$$

Où : D_{tr} : Diamètre du trou est égale 110 mm

Dans notre cas, la tirabilité est difficile : $q_p = 0.26 \text{ Kg/m}^3$

Donc, on prend:

$$l_{ex} = 15D_{tr} = 15 \times 0.110 = 1.65 \text{ m}$$

II.2.9.2. longueur du trou : " L_{tr} ".

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \beta} + l_{ex} \quad (m) \quad \text{II.13}$$

Où :

- H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 15 \text{ m}$
- β : Angle d'inclinaison du trou, $\beta = 80^\circ$

Ainsi,

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin 80} + 1.65 = 16.88 \text{ m}$$

Caractéristiques techniques d'explosifs utilisés.

Dans la carrière d'Ain el kebira 2 types d'explosifs sont utilisés : le marmaniteIII et l'Anfomil, leurs caractéristiques sont présentées dans le tableau II.5

Tableau II.5 : Caractéristiques technique des explosifs.

Type	Anfomil	MarmaniteIII
Densité normale	0,90	0,95
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre
Vitesse de détonation m/s	3000	3800
Essais aux blocs de plomb :cm ³ /10g	320	360
Couleur	Gris	Gris
Nature	poudre	encartouché
Poids Kg	25 Kg de sac	2.5 Kg

II.2.9.3. capacité métrique du trou: "P ".

$$P = \frac{\pi D_{tr}^2}{4} \times \Delta_{moy} \left(\frac{Kg}{m} \right) \quad \text{II.14}$$

Où :

- D_{tr} : Diamètre du trou, $D_{tr} = 110 \text{ mm} = 0.110 \text{ m}$
- Δ_{moy} : Densité moyenne d'explosif utilise, (kg/m^3)

Dans la carrière d'Ain El Kebira on utilise: marmaniteIII et Anfomil

(37.5% du marmanite III dans le trou) et (62.5% d'Anfomil dans le trou)

Avec:

- ❖ $\Delta_{anfo} = 0.90 \text{ t/m}^3 = 900 \text{ Kg/m}^3$ (densité d'explosif Anfomil)
- ❖ $\Delta_{mIII} = 0.95 \text{ t/m}^3 = 950 \text{ Kg/m}^3$ (densité d'explosif marmaniteIII)

$$\Delta_{moy} = \frac{\Delta_{anfo} \times 62.5\% + \Delta_{mIII} \times 37.5\%}{100\%} \quad (\text{Kg/m}^3) \quad \text{II.15}$$

Donc:

$$\Delta_{moy} = \frac{900 \times 62.5\% + 950 \times 37.5\%}{100\%} = 918.75 \text{ Kg/m}^3$$

Ainsi,

$$P = \frac{3.14 \times (0.11)^2}{4} \times 918.75 = 8.72 \text{ Kg/m}$$

II.2.9.4. Ligne de résistance des roches au pied du gradin "W".

Pour $\beta < 80^\circ$ et pour les roches dures on utilise la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q_p \times H_{gr} \times L \times P} - P}{2 \times m \times q_p \times H_{gr}} \quad (m) \quad \text{II.16}$$

Où :

- P : Capacité métrique du trou, $P = 8.72 \text{ kg/m}$.
- m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous :

$$m = (0,8 \div 1,2).$$

$$\left\{ \begin{array}{l} m = 0,8 \text{ pour les roches très dures, } (f > 12) \\ m = 1,0 \text{ pour les roches dures, } (6 < f \leq 12) \\ m = 1,2 \text{ pour les roches assez dures, } (f \leq 6) \end{array} \right.$$

Dans notre cas le calcaire est de $f = 7$

Donc, on prend $m = 1$

- q_p : Consommation spécifique de l'explosif utilisée,
 $q_p = 0.26 \text{ kg/m}^3$
- H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 15 \text{ m}$
- L_{tr} : Longueur du trou, $L_{tr} = 16.88 \text{ m}$.

Ainsi,

$$w = \frac{\sqrt{(8.72)^2 + 4 \times 1 \times 0.26 \times 15 \times 16.88 \times 8.72} - 8.72}{2 \times 1 \times 0.26 \times 15} = 5.12 \text{ m}$$

Vérification de la sécurité du travail (sur le gradin).

La ligne de résistance des roches au pied du gradin "W" doit être vérifiée par la relation suivante : $w \geq w_s$

$$w_s = H_{gr}(\tan^{-1} \alpha - \tan^{-1} \beta) + c \quad (m) \quad \text{II.17}$$

Où :

- α : Angle du talus du gradin, $\alpha = 80^\circ$
- β : Angle d'inclinaison du trou, $\beta = 80^\circ$
- H_{gr} : Hauteur du gradin. $H_{gr} = 15 \text{ m}$
- c : Distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arête supérieure du gradin, $c = 3.8 \text{ m}$.

Ainsi,

$$w_s = 15(\tan^{-1} 80 - \tan^{-1} 80) + 3.8 = 3.8 \text{ m}$$

La relation de sécurité de travail est vérifiée car : $5.12 > 3.8$

II.2.9.5. Distance entre deux (2) trous "a".

$$a = m \cdot w \quad (m) \quad \text{II.18}$$

Où :

- m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous, $m = 1$
- w : ligne de résistance des roches au pied du gradin, $w = 5.12 \text{ m}$.

Ainsi,

$$a = 1 \times 5.12 = 5.12 \text{ m}.$$

II.2.9.6. Distance entre deux 2 rangées de trous "b".

- ❖ $b = a$ (m) : pour une maille carrée.
- ❖ $b = 0.8 \times a$ (m) : pour une maille en quinconce.

Dans la carrière d'Ain El Kebira on utilise la maille carrée

Donc :

$$b = a = W = 5.12 \text{ m}. \quad \text{II.19}$$

II.2.9.7. quantité d'explosif dans un trou "Q_{tr}".

On utilise dans ce cas la formule pour n rangée de trous; $n \geq 2$

$$Q_{tr} = q_p \times a \times b \times L_{tr} \quad (Kg/trou) \quad \text{II.20}$$

Où :

- q : Consommation spécifique de l'explosif utilisé, $q_p = 0,26 \text{ Kg/m}^3$
- a : Distance entre 2 trous, $a = 5.12 \text{ m}$.
- b : Distance entre 2 rangées de trous, $b = 5.12 \text{ m}$.
- H_{gr} : Hauteur du gradin, $L_{tr} = 16.88 \text{ m}$.

Ainsi,

$$Q_{tr} = 0.26 \times 5.12 \times 5.12 \times 16.88 = 115.48 \text{ Kg/trou}$$

Au niveau de la carrière d'Ain El Kebira, la structure de la charge explosive est continue.

II.2.9.8. Longueur de bourrage.

$$L_b = (20 \div 30)_{tr} \text{ (m)} \quad \text{II.21}$$

- D_{tr} : diamètre du trou, $D_{tr} = 110 \text{ mm} = 0.11 \text{ m}$

Donc

$$L_b = 20 \times 0.11 = 2.2 \text{ m}$$

II.2.9.9. Longueur de la charge explosive "l_{ch}".

$$L_{ch} = L_{tr} - L_b \text{ (m)} \quad \text{II.22}$$

- L_{tr} : longueur du trou, $L_{tr} = 16.88 \text{ m}$
- L_b : longueur du bourrage, $L_b = 2.2 \text{ m}$

$$L_{ch} = 16.88 - 2.2 = 14.68 \text{ m}$$

II.2.9.10. volume du bloc "V_{bl}".

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_{t/s} \times N_s} \text{ m}^3 \quad \text{II.23}$$

Où :

- P_{an} : Production annuelle planifiée par la carrière, $P_{an} = 1541000 \text{ t/an} = 592692.3 \text{ m}^3/\text{an}$
- $N_{t/s}$: Intervalle entre deux tirs successifs, $N_{t/s} = 2$
- N_s : Nombre de semaines ouvrables par an, $N_s = 52 \text{ semaines}$

Ainsi :

$$V_{bl} = \frac{592692.3}{2 \times 52} = 5698.96 \text{ m}^3$$

II.2.9.11. Surface du bloc "S_{bl}".

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_{gr}} \text{ (m}^2\text{)} \quad \text{II.24}$$

- V_{bl} : volume du bloc, $V_{bl} = 5698.96 \text{ m}^3$
- H_{gr} : hauteur du gradin, $H_{gr} = 15 \text{ m}$

$$S_{bl} = \frac{5698.96}{15} = 379.93 \text{ m}^2$$

II.2.9.12. Longueur du bloc "L_{bl}".

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A} \quad (m) \quad \text{II.25}$$

Où :

- S_{bl} : surface du bloc, $S_{bl} = 379.93 \text{ m}^2$
- A : Largeur d'enlevure,

$$A = w + (n - 1) \times b \quad (m) \quad \text{II.26}$$

Où :

- ❖ n : Nombre de rangées de trous, $n = 2$ rangée de trous.
- ❖ b : Distance entre 2 rangées de trous : $b = 4.17 \text{ m}$

Ainsi,

$$A = 5.12 + (2 - 1) \times 5.12 = 10.24 \text{ m}$$

Finalement :

$$L_{bl} = \frac{379.93}{10.24} = 37.08 \text{ m}$$

II.2.9.13. volume des roches abattues par trou "V_{tr}".

$$V_{tr} = a \times w \times H_{gr} \quad (m^3/\text{trou}) \quad \text{II.27}$$

Donc:

$$V_{tr} = 5.12 \times 5.12 \times 15 = 393.60 \text{ m}^3/\text{trou}$$

II.2.9.14. nombre de trous dans un bloc "N_{tr}".

$$N_{tr} = \frac{A \times L_{bl}}{a \times b} \quad (\text{trous}) \quad \text{II.28}$$

Où :

- L_{bl} : Longueur du bloc, $L_{bl} = 37.08 \text{ m}$
- A : Largeur d'enlevure, $A = 10.24 \text{ m}$.
- *donc:*

$$N_{tr} = \frac{10.24 \times 37.08}{5.12 \times 5.12} = 14.47 \approx 15 \text{ trous}$$

Les paramètres de travaux de forage et de tir mesuré par la méthode classique (Annexe 3) dans la carrière d'Ain El Kebira sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau II.6 : paramètres de plan de tir dans la carrière d'Ain el Kebira et paramètres calculé par la méthode classique

Paramètres	Unité de mesure	Existant dans la carrière	Valeurs calculé
Diamètre du trou (D_{tr})	mm	110	110
Hauteur du gradin (H_{gr})	m	15	15
Inclinaison du trou (β)	Degré ($^{\circ}$)	80	80
Longueur d'excès de forage (L_{ex})	m	1.32	1.65
Longueur du trou (L_{tr})	m	17.14	16.88
Capacité métrique du trou (P)	Kg/m	8.47	8.72
Ligne de moindre résistance (w)	m	4.8	5.12
Distance entre les trous (a)	m	4	5.12
Distance entre les rangées (b)	m	4	5.12
Quantité d'explosif dans un trou (Q_{tr})	Kg/trou	100.87	102.61
Longueur de bourrage (L_b)	m	3.90	2.20
Longueur de la charge d'explosif (L_{ch})	m	13.24	14.68
Volume de bloc a abattre (V_{bl})	m ³	5698.96	5698.96
Surface du bloc (S_{bl})	m ²	379.93	379.93
Longueur du bloc a abattre (L_{bl})	m	43.17	37.08
Volume de roches abattu par un trou (V_{tr})	m ³ /trou	288	393.60
Nombre de trous dans une rangée (N_{tr})	Trous	20	15
Consommation spécifique de l'explosif (q_p)	Kg/m ³	0.35	0.26

Schéma de tir

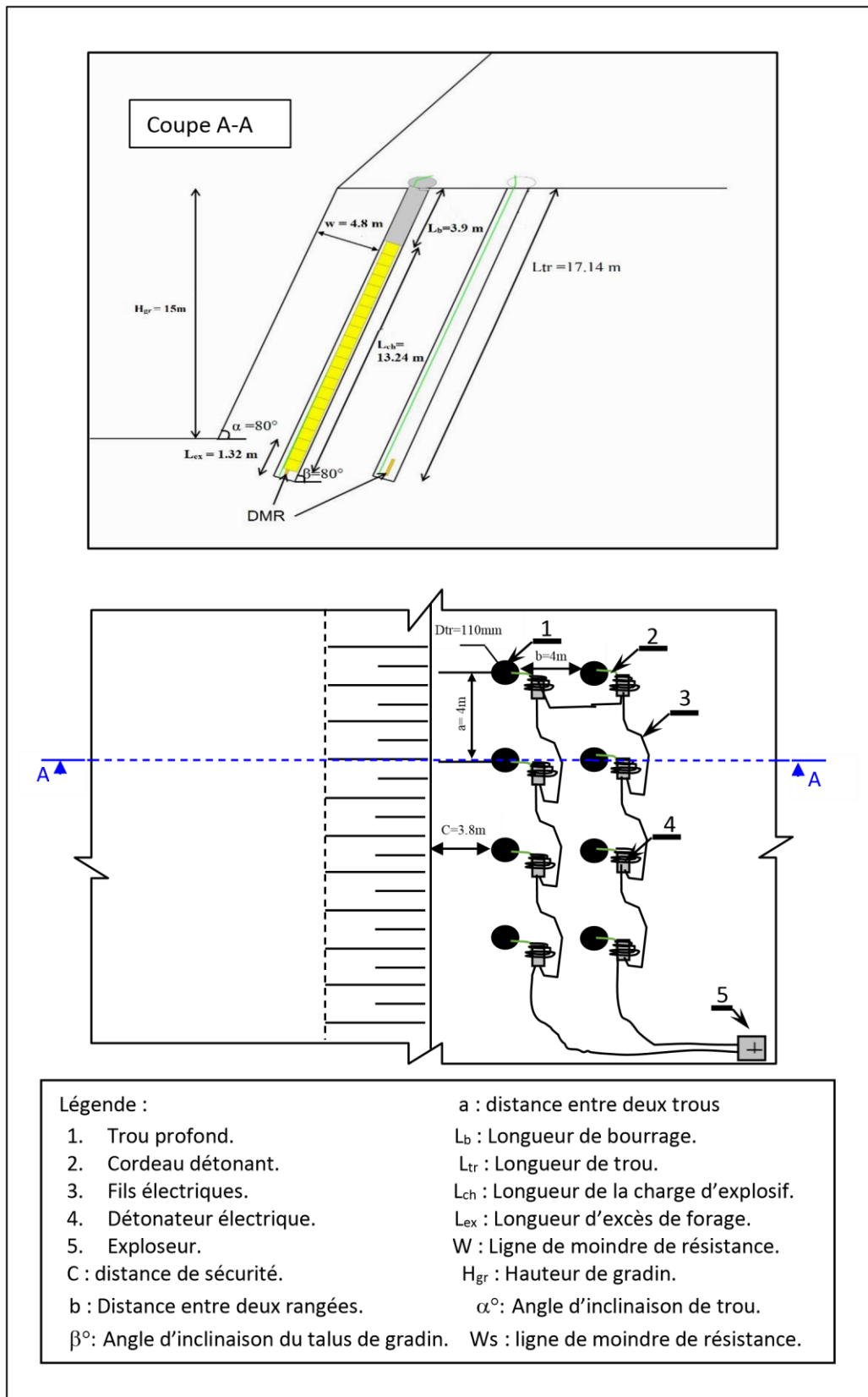


Figure II.7 : Schéma de tir utilisé dans la carrière d'Ain El Kebira

II.2.10. Reconnaissance après le tir

Tout le personnel doit rester à l'abri et la garde du périmètre dangereux toujours Maintenu.

- Pendant un délai de 5 minutes, si le tir s'est déroulé sans incident
- Pendant un délai de 10 minutes dans le cas d'un allumage a mèche lente, et si on n'a pas entendu distinctement le nombre d'explosions prévues.

Après ce temps d'attente, le responsable du tir visite le chantier, si aucune anomalie n'est signalée le personnel à l'abri et les propose ainsi en leurs informons la possibilité de rejoindre le chantier.

II.2.11. Débitage secondaire

Après avoir effectué le tir, une partie des roches abattue présente des blocs dont les dimensions ne sont pas admissibles dans la trémie du concasseur, ces morceaux sont des hors gabarit.

Afin de réduire les dimensions de ces blocs on a recourt au débitage secondaire qui se fait par usage : d'explosif, du drop-Ball et du marteau brise-bloc.

Le débitage peut se faire à l'aide d'une ou plusieurs cartouches placées sur le bloc (charge superficielle), ou à intérieure des trous forés à cet effet.

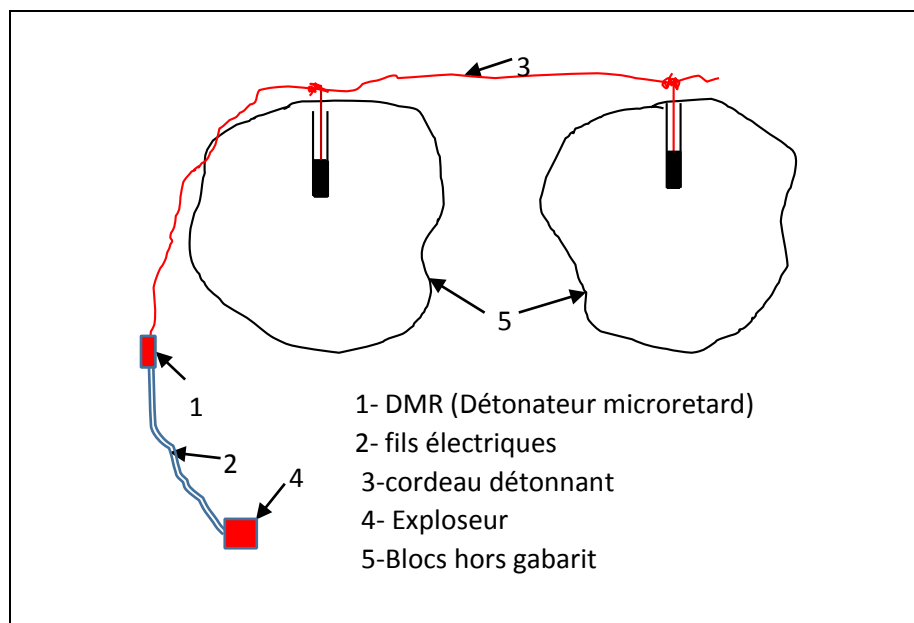


Figure II.8 : Schéma de connexion lors du débitage secondaire

II.2.12. Récapitulatif

Le tir de production est une opération déterminante dans la mine. Cette opération conditionne le déroulement des autres opérations. Il faut donc veiller à en améliorer.

En me basant sur les observations faite lors de mon séjour à la carrière je propose de :

- Contrôler la maille et les profondeurs
- Contrôler les trous avant le déplacement de la machine
- Matérialiser sur le terrain La limite de chargement
- Les longueurs supplémentaires ne doivent pas être standardisées elles doivent varier en fonction du profil topographique de la volée et des caractéristiques de terrain pour ne pas recopier toujours les même bosses du terrain.
- L'opérateur de la sondeuse doit toujours disposer d'un plan qui comprend des séquences de foration appropriées afin d'éviter le passage de la machine sur des trous déjà chargés.

II.2.13. Chargement

Le tout venant extrait au tir est chargé sur camion-bennes par chargeuses (Annexe 16). Les caractéristiques du matériel de chargement disponible dans la carrière sont données dans le tableau suivant :

Tableau II.7 : les différents matériels de chargement utilisé dans la carrière [39]

Type de chargeuse	Nombre	Capacité du godet (m ³)
Komatsu WA 700	01	7 à 8
Komatsu WA 600	01	7 à 8
Caterpillar 990k	06	8

II.2.14. Transport

Le transport est un processus d'une importance capital dans les travaux minier, car il assure la liaison entre les lieux d'extraction de la matière première et le lieu de la transformation (annexe 13).

Le transport dans la carrière prédéterminé dans une large mesure : le mode d'ouverture du gisement, la méthode d'exploitation et le mode de la mise à terril. Les facteurs qui influent sur cette opération sont :

- le débit à transporter.
- la distance comprise entre le front de travail et le point de déchargement.
- la matière à transporter.

Le matériau abattu est transporté vers la trémie de réception. La distance maximale de transport atteint 3,5 km. Les caractéristiques des moyens de transport disponibles en carrière sont données dans le tableau ci-dessous :

Tableau II.8 : les différents matériels de transport utilisé dans la carrière [39]

Type de camion	Nombre	Capacité (tonne)
Hitachi EH 1000	08	60
Hitachi EH 1100	04	60
Caterpillar 796	02	60
Caterpillar 773G	01	60
Komatsu HD 465	02	45

Conclusion

L'étude entreprise dans ce chapitre, nous a permis d'analyser les données en général de la région et en particulier celle du gisement d'Ain El Kebira , d'étudier la conduite des travaux minier actuel, d'analyser les résultats techniques et économiques obtenus par l'entreprise minière s'occupant des travaux d'extraction et de déduire qu'un problème fragmentation est réellement soulevé au niveau de cette mine.

En effet, les résultats de l'abattage des roches minières représentant le maillon principal de la chaîne technologique ne sont pas réjouissants, ce qui influe négativement sur la réalisation des opérations technologiques ultérieures.

Donc, dans le prochain chapitre, nous allons étudier en détail les facteurs qui influent sur les résultats de tir.

Chapitre III :

Les facteurs qui influent sur
la qualité de fragmentation
des roches

Introduction

L'un des maillons des processus technologiques de l'exploitation des gisements des minéraux à ciel ouvert est la préparation des roches à l'extraction. Cette étape de préparation prédétermine le rendement des engins, la sécurité du travail et, en général, l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction repose sur la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention de morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail normal de tout le complexe d'extraction et de transport. Tout comme elle doit assurer un degré minimal de mélange de roches stériles et de minerai afin d'avoir la plus petite dilution possible. Le processus de l'abattage des roches à l'explosif occupe une place importante dans le système de gestion de la qualité des minerais extraits.

La fragmentation des roches dépend de plusieurs facteurs variables et invariables représentant le souci des ingénieurs et spécialistes.

Les facteurs qui influent sur la qualité de la fragmentation des roches sont plusieurs, parmi lesquels les plus importants sont

- le massif rocheux;
- la consommation spécifique d'explosif;
- la régularité de la distribution de l'explosif;
- l'inclinaison des trous;
- l'utilisation des microretards;
- la construction des charges;
- le diamètre de foration
- Géométrie du plan de tir

III.1. Le massif rocheux

Le massif rocheux est un ensemble constituant de deux éléments :

- **La matrice** : c'est la matière constitutive du massif, dont la nature très variable est fonction de ses conditions de genèse. A l'échelle d'un tir, on est souvent en présence de roches de nature diverses, du fait de phénomènes syn/post génétiques, qui peuvent transformer plus ou moins localement la nature de la roche préexistante (altération par exemple), ou mettre en présence de formations différentes.

- **Les discontinuités** : ce sont tous les éléments qui viennent interrompre la continuité de la matrice, certains sont syn-génétiques de la matrice : plans de stratification dans le cas de roches sédimentaires, ou post-génétiques : facteurs et structures diverses (joint ou diaclases, failles, etc...).

De plus, en fonction des conditions climatiques et géologiques, le massif pourra aussi contenir de l'eau sous diverses formes (eau interstitielle, nappe, karst, etc...). [30]

III.1.1. La matrice rocheuse

C'est la matière de la roche comprise entre les discontinuités. Pour chaque roche, elle est composée d'un assemblage de minéraux dont la nature et l'agencement son fonction des conditions de genèse.

La matrice n'est pas un milieu totalement continu. Différents types de discontinuités l'affectent :

- les limites entre particules élémentaires constitutives (minéraux, grains, etc...)
- les contacts entre minéraux, cimentés ou non (roches sédimentaires et magmatique)
- les vides ou porosité (de pore ou de fissure) : différentes techniques permettent de les analyser et de les quantifier (microscope, mesure de porosité, ondes ultrasonores, etc...).

La matrice va influencer la foration et le tir à partir de ses propriétés petro-physique : Minéralogiques, porosité, teneur en eau, vitesse de propagation d'ondes, etc. et mécaniques: résistance à la compression et au cisaillement, abrasivité, etc. [30]

III.1.1.1. Propriétés pétro-physiques

On désigne par propriétés pétro-physiques d'une roche les propriétés intrinsèques qui dépendant de composition minéralogique, de sa texture, de la présence de vide et d'eau, les principales propriétés qui sont utiles pour l'utilisation d'explosif sont les suivantes :

A) masse volumique

C'est la masse de la roche par unité de volume, y compris les vides éventuels, la masse volumique ρ s'exprime en (kg/m^3), elle est de l'ordre de 2200 à 3000 kg/m^3 pour la majorité des roches et dans le cas des roches minéralisées, peut aller de 1900 à 5000 kg/m^3 .

La densité est un paramètre sans dimension et correspond au rapport de la masse volumique à la masse de même volume d'eau.

Pour un tir, ce paramètre intervient dans le calcul de l'impédance de la roche. [30]

B) porosité

La porosité n décrit la présence des vides au sein de la matrice rocheuse, elle est définie par le pourcentage en volume de l'ensemble des vides continus (Annexe 4).

$$n = \frac{V_v}{V_t} \times 100 \quad (\text{III.1})$$

Avec

- V_v : volume des vides
- V_t : volume totale de l'échantillon.

La porosité peut s'exprimer aussi en fonction de la densité d de la roche et de la densité d_m des grains minéraux

$$n = 1 - \frac{d}{d_m} \quad (\text{III.2})$$

La porosité varie de 0 et 30% selon la nature et type de roche, l'emploi de l'indice de continuité, mesure grâce aux ultrasons, permet de distinguer dans une roche la part des porosités de pore (entre les grains) et de fissure (contacts entre les minéraux et micro fissuration).

La porosité contrôle au niveau de la matrice l'action de l'explosif en particulier celle de l'énergie de gaz qui joue un rôle primordial dans la propagation des fissures créées par l'énergie de choc. [30]

C) teneur en eau

La teneur en eau (w) est le premier paramètre qui permet de rendre compte de la présence de l'eau et de son influence sur le comportement d'une roche, elle correspond au rapport entre la masse d'eau contenue dans une roche et la masse des solides qui le constituent, la teneur en eau des roches se situe généralement entre 1 et 15%, elle joue un rôle positif dans la transmission de l'énergie de l'explosif. [30]

D) la perméabilité

La perméabilité K correspond à la vitesse de percolation de l'eau dans une roche. Elle s'exprime donc en m/s et peut être mesurée en laboratoire en faisant simplement percoler de l'eau à travers une éprouvette. La limite entre une roche perméable et une roche imperméable est fixée autour de 10^{-9} m/s. Cette perméabilité se mesure aussi à l'échelle du massif. (Annexe 5)

La perméabilité contrôle la présence d'eau dans le massif, ce qui est important dans un tir en fonction de la sensibilité des explosifs utilisés à ce paramètre (nitrate fuel en particulier). L'eau peut aussi avoir un rôle positif (meilleure transmission d'énergie de l'explosif dans le massif) ou négatif (déclencheur d'instabilité au niveau d'un trou, d'un gradin ou d'un flanc de fosse). [30]

E) vitesse de son et impédance acoustique

La vitesse de « son » correspond en fait à la vitesse de propagation d'une onde ultrasonore longitudinale (onde de compression P) dans la roche. Elle est mesurée en laboratoire par la technique dite en transparence, l'échantillon étant situé entre 2 capteurs piézoélectriques (un émetteur et un récepteur). La connaissance de la vitesse permet d'accéder à plusieurs paramètres indicatifs de la qualité de la roche.

➤ L'indice de continuité

La vitesse du son V_p d'une roche dépend de sa composition minéralogique ainsi que de sa porosité et de son niveau de fissuration et d'altération. La vitesse du son d'un cristal pur de quartz par exemple avoisine 8000 m/s, mais la vitesse du son d'un granite altéré et fissuré peut décroître jusqu'à atteindre 1000 m/s. On définit ainsi l'indice de continuité d'une roche IC comme étant le rapport entre la vitesse du son mesurée sur une éprouvette en laboratoire et la vitesse théorique résultant de sa composition minéralogique (Annexe 6).

$$IC = \frac{V_m}{V_t} \times 100 \quad (\text{III.3})$$

Avec :

- V_m : vitesse mesurée expérimentalement (m/s)
- V_t : vitesse théorique de la roche, fonction de sa composition minéralogique (m/s)

➤ **Le degré de fissuration**

Si on connaît la porosité n de l'échantillon et l'indice de continuité IC , des études expérimentales ont montré qu'on pouvait en déduire le degré de fissuration D_f :

$$D_f = \frac{1}{22} \times \left(\frac{IC}{100} - 1 + 1.6 \times n \right) \quad (\text{III.4})$$

➤ **L'impédance acoustique**

Le produit de la masse volumique ρ par la vitesse du son V_p définit l'impédance acoustique d'une roche :

$$IM = \rho \times V_p \quad (\text{III.5})$$

Cette porosité conditionne le transfert d'énergie entre l'explosif et le milieu rocheux. L'impédance acoustique de l'explosif correspond aussi au produit de sa masse volumique par sa vitesse de détonation. Pour assurer un bon transfert de l'énergie de choc entre l'explosif et la roche, il faut essayer de réduire l'écart entre ces deux valeurs d'impédance.[30]

F) altérabilité

On désigne sous ce terme le fait qu'une roche puisse perdre progressivement sa cohésion et sa dureté, sous l'action de phénomène physico-chimique qui dégradent les liaisons entre minéraux et les minéraux eux-mêmes. On distingue l'altération météorique (due au climat) de l'altération hydrothermale qui est d'origine profonde (solutions chaudes liées à la genèse magmatique en particulier).

L'altération météorique se développe principalement en surface, mais peut affecter l'intérieur de massif rocheux grâce aux discontinuités existantes, qui sont autant de lignes de faiblesse à partir desquelles l'altération pénètre et se développe progressivement. Elle sera fonction :

- ❖ Du climat : abondance d'eau (d'autant plus que l'eau sera chaud et acide), température (chaleur, cycle gel-dégel)
- ❖ De la présence des minéraux hydrolysables (feldspath et micas) et des minéraux hydrophiles (l'argile) qui vont retenir l'eau dans la matrice et permettre à l'hydrolyse de se prolonger.

Le cas le plus typique sous nos climat l'arénisation des granites : la roche se délite en sable qui entoure la partie de roche seine qui forme des boules.

C'est aussi La karstification des massifs calcaires, les résidus de l'altération étant la terre rouge, qui remplit les fissures ou comble des cavités créés.

Sous des climats chaud (tropicaux-équatoriaux), c'est le développement de latéritisation qui a lieu (hydrolyse des minervaux et concentration sur place des insolubles: hydroxydes de fer et d'aluminium).

L'altération influence l'état et les propriétés des matériaux abattus est découpés ce qui affecte l'industrie des granulats, des matières premières minérales et des roches ornementales. Elle a aussi des conséquences sur la mise en œuvre et le rendement des tirs.

Le tir à l'explosif peut lui-même être source d'altération du fait de la création de fissures dans le massif (effets arrière). Ceci facilite l'action des phénomènes physico-chimique décrits ci-dessus et peut être préjudiciable à long terme à la stabilité définitive des talus finaux, voire d'ouvrage réalisés ultérieurement aux tirs. [30]

G) abrasivité

L'abrasivité d'une roche caractérise sa capacité à provoquer une usure des outils mécanique. Elle dépend de sa teneur en minéraux durs (quartz par exemple) et de la résistance de l'assemblage des grains. La mesure de l'abrasivité, type LCPC par exemple (laboratoire central des ponts et des chaussées) se fait par la mise en rotation rapide d'une palette d'acier pour broyer la roche; la perte du poids de la palette par usure, exprimée en gramme d'acier par tonne de roche traitée, représente l'abrasivité de la roche (Annexe 7 et Annexe 8).

Pour les tirs, ce paramètre est important car il influe sur l'usure des outils de foration utilisés pour réaliser les trous de tirs. Les roche siliceuse (le granite, le quartzite etc.) entraineront une forte usure par rapport aux autres (calcaires, basaltes etc.). [30]

III.1.1.2. Caractéristiques mécaniques

On désigne par caractéristiques mécaniques d'une roche les propriétés qui permettent de décrire son comportement en termes de résistances et de déformabilités lorsqu'elle est sollicitée par un chargement mécanique donné.

Ces caractéristiques sont donc déterminées en effectuant des essais en laboratoire ou in situ, en faisant varier à chaque fois le chargement appliqué : cisaillement, traction, compression simple et triaxiale. [30]

A) résistance mécanique

La résistance mécanique d'une roche en compression est déterminée par des essais de compression simple ou des essais de compression triaxiale. Lorsqu'elle est soumise à une compression simple, la rupture de la roche se produit lorsque la contrainte axiale appliquée atteint la résistance en compression simple R_C (Annexe 9). En revanche, lorsqu'elle est confinée latéralement avec un confinement Q , la roche présente une résistance à la rupture R_R supérieure qui est donnée par la relation

$$R_R = R_C + K_P \times Q \quad (\text{kgf/m}^2) \quad (\text{III.6})$$

Le coefficient K_P est appelé coefficient de confinement et donne l'augmentation de la résistance de la roche apportée par le confinement. Ceci explique la nécessité d'utiliser une plus forte énergie pour les tirs en souterrains.

Notons ici que la résistance en compression simple est le paramètre le plus utilisé pour caractériser une roche.

Contrairement à la compression, la roche offre une très faible résistance en traction R_T . Celle-ci est mesurée par un essai indirecte appelé essai de Brésilien. Il consiste à appliquer une compression diamétrale pour générer une traction au milieu de l'éprouvette

Le rapport entre la résistance en compression R_C et la résistance en traction R_T peut varier de 1/10 jusqu'à 1/20 selon la nature de la roche. Ceci montre que le meilleur moyen pour casser une roche consiste à la faire travailler sous le régime où elle résiste le moins, c.à.d. la traction. C'est ce que l'on cherchera à faire le plus souvent avec l'explosif. [30]

B) déformabilité

La déformabilité d'une roche est essentiellement caractérisée au cours d'un essai de compression simple ou triaxiale en mesurant la variation de la hauteur H et la variation du diamètre D de l'éprouvette. On définit ainsi le module d'élasticité E (module de Young) comme étant la pente de la phase linéaire du diagramme donnant la contrainte axiale en fonction de la déformation longitudinale $\Delta H/H$.

Le coefficient de poisson correspond à la pente de la phase linéaire du diagramme donnant la déformation transversale ($\Delta D/D$) en fonction de la déformation longitudinal.

Le module de cisaillement G est défini à partir de module d'élasticité E et le coefficient de poisson ν selon la relation :

$$G = \frac{E}{2 \times (1 + \nu)} \quad (\text{III.7})$$

Le coefficient de poisson ne varie pas beaucoup d'une roche à une autre (ν moyen = 0.25). C'est surtout le module d'élasticité E qui varie beaucoup. Ce paramètre décrit donc la déformabilité et la rigidité de la roche (Annexe 10). Il intervient au niveau du tir dans la faculté d'une roche à mieux propagé l'énergie de choc qui lui est transmise par l'explosif.[30]

C) Indice de fragilité : FR

Il est défini par le rapport entre les résistances à la compression simple et à la traction. Cet indice permet d'évaluer la formabilité et le comportement à la rupture de roche dure ($\sigma_c > 25$ MPA) (Annexe 11). [30]

III.1.1.3 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. (La Figure III.1 illustre deux conditions radicalement différentes de structure pour la masse rocheuse à abattre). 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 (création de fractures multiples et bifurcation des fractures individuelles). [44]



Figure III.1: Différentes conditions de fracturation in-situ (Ain El-Kebira, 2016)

Le pire scénario de macrostructure imaginable pour un tir à l'explosif est un horizon conglomératique dont le ciment est peu compétent, et dont les blocs ont à l'inverse une résistance aux sollicitations mécaniques élevée. Dans ce cas, la réduction de taille des blocs in situ par le biais des tirs est quasiment impossible à un coût raisonnable, puisque seuls les blocs intersectés par des trous de mines pourront être fragmentés. Ce problème est illustré à la Figure III.2.

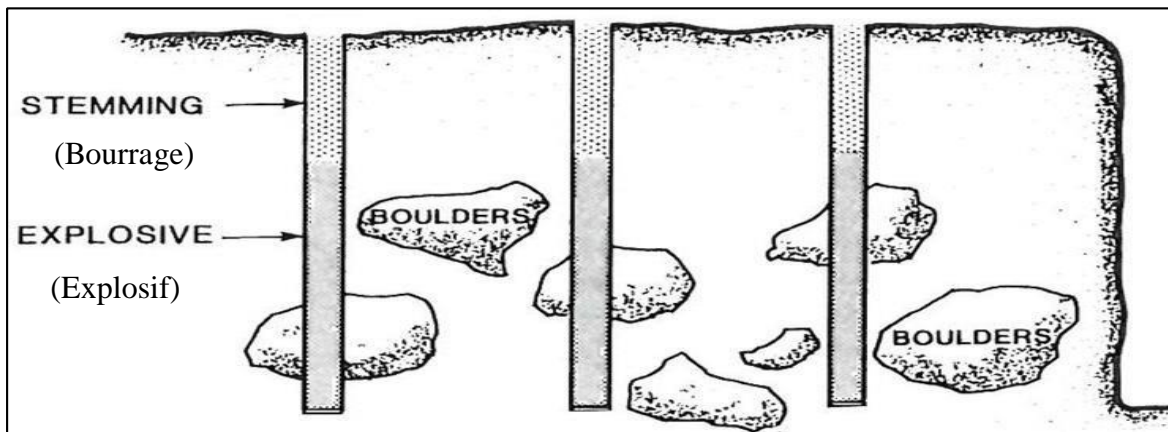


Figure III.2 : Abattage de conglomérats à blocs massifs (d'après Bhandari, 1997). [9]

Dans des conditions où la fréquence spatiale d'un ou plusieurs jeux de discontinuités est importante, il est notoirement préférable de tirer les gradins avec un diamètre de trou réduit; ceci permet en effet une maille de foration plus serrée à consommation spécifique équivalente.

Une maille de foration trop lâche dans ce type de situation peut conduire à des portions entières du gradin peu ou non fragmentées (voir Figure III.3 ci-après). Cette remarque s'applique également au tir dans les roches conglomératiques.

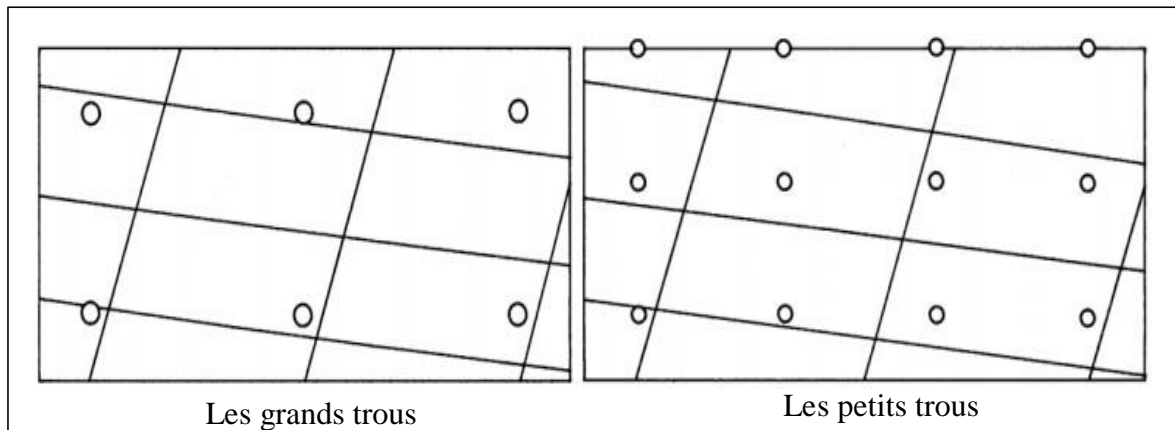


Figure III.3 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités. [45]

En contexte industriel standard, il est impossible d'obtenir une description structurale complète de la masse rocheuse abattue. En revanche, il est possible d'enregistrer des informations de surface limitées, par exemple:

- ✓ intersection de plans de discontinuités avec le front du gradin ou la plateforme supérieure;
- ✓ imagerie de paroi de trous forés.

III.1.2. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)

La mécanique des roches modélise le comportement des roches en laboratoire à partir de tests de durée limitée. Les propriétés mécaniques des roches dépendent de leur nature pétrographique, de leur état d'altération et de leur structure. Ce sont des caractéristiques intrinsèques du matériau.

Les principaux tests mécaniques comportent des essais de compression simple ou triaxiale permettent d'établir des modules ou des coefficients (Young, Poisson, poussée, etc.), ainsi des différentes résistances qui caractérisent le comportement de la roche sous des contraintes telles que:

- **Pression statique** : poussée des terrains,
- **Pression dynamique** : action des explosifs.

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction. Par ailleurs, les essais réalisés par certains chercheurs, sur des matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction.

Quant à la résistance à la compression, elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation. [43]

III.1.2.1. Module de Young (E)

Le module de Young est une indication de déformabilité de la matrice rocheuse. Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour le gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche.

Pour traduire que la déformation est proportionnelle à la contrainte, on utilise la "loi de Hooke" entre la contrainte σ et la déformation longitudinale εl . Le coefficient obtenu est appelé module de Young E . [2]

$$E = \sigma / \varepsilon l \quad (\text{III.8})$$

III.1.2.2. Coefficient de Poisson (ν)

C'est le rapport entre l'écrasement et la dilatance. Il traduit l'aptitude de la roche à se comprimer sur elle-même (serrage) et à transmettre latéralement les pressions qu'elle supporte (poussée).

Le coefficient de Poisson est le rapport de deux rapports, donc il n'a pas d'unité. [2]

$$\nu = \frac{\frac{\delta \varnothing}{\varnothing_0}}{\frac{\delta \lambda}{\lambda_0}} = \varepsilon t / \varepsilon l \quad (\text{III.9})$$

III.1.2.3. Coefficient de poussée (K)

Soit un échantillon de roche A soumis à une contrainte de poussée Q_p , on cherche à évaluer la valeur de la contrainte P_i induite. On recherche la relation qui existe entre les deux contraintes telles que

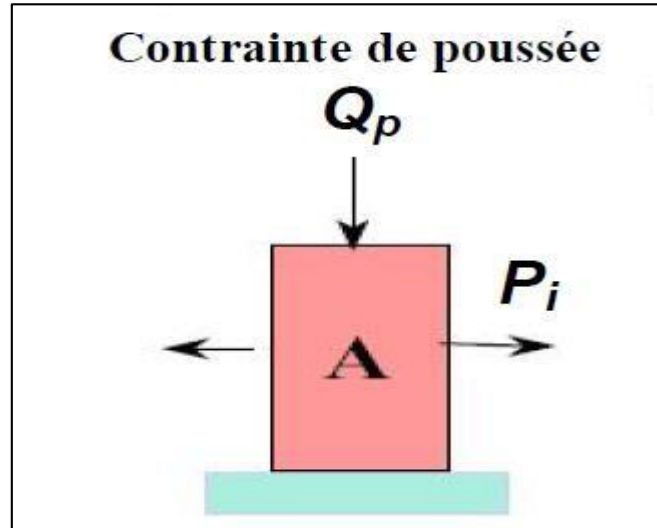
$$P_i = K \cdot Q_p \quad (\text{III.10})$$


Figure III.4 : Essai de la contrainte de poussée

$$K = \frac{\nu}{1-\nu} \quad (\text{III.11})$$

Si le coefficient K est proche de 1, la roche sera très « poussante », elle sera facile à « tirer ».

A l'inverse si on a un coefficient proche de 0,1 on a des roches très solides, difficiles à « tirer ».

III.1.2.4. Coefficient de foisonnement dynamique (K_{fd})

$$K_{fd} = \frac{\delta V}{V_i} = \varepsilon l - 2\varepsilon t \quad (\text{III.12})$$

- δV : La variation de volume en fonction de la contrainte.
- V_i : Le volume initial de l'échantillon.
- Pour une valeur négative, la roche est en phase de serrage.
- Pour une valeur voisine de 0, la roche est stabilisée, elle se trouve en phase élastique.
- Une valeur positive indique un début de fissuration, la rupture est proche. [2]

III.1.2.5. Compression triaxiale

L'essai de compression simple n'est pas représentatif de la roche en place. Chaque élément de roche in-situ est soumis à une contrainte normale (σ) qui s'exerce dans toutes les directions de l'espace. Elle est proportionnelle à la profondeur d'enfouissement. On la note

$$\sigma = \rho_r \times g \times h \quad (\text{III.13})$$

- ρ_r : densité de la roche.
- g : accélération de la pesanteur.
- h : profondeur.

III.1.3. Discontinuités structurales

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif. [6]

La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir. Les tendances récentes sur le tir sont dirigées vers l'utilisation de large diamètre de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindres résistances cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées.[6].

Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone, par contre, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée.

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

Donc on peut dire que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches.

III.1.4. Conditions climatiques (rôle de l'eau sur le processus d'abattage)

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle joue généralement quatre rôles à savoir :

III.1.4.1. Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux

L'eau occupe l'espace annulaire compris entre l'explosif (encartouché) et la paroi. L'impédance acoustique globale des produits de détonation se voit ainsi augmentée (par augmentation de leur densité) améliorant par là le transfert de l'énergie au massif rocheux, de même la présence d'eau limite la détente des gaz de détonation, augmentation donc de la pression exercée sur la paroi. .

III.1.4.2. Rôle de l'eau comme agent de bourrage

L'expérience montre que le bourrage à l'eau est efficace; sur le plan théorique, l'inertie de la masse d'eau est suffisante pour permettre une montée en pression des gaz de détonation dans le trou, avant l'éjection de la colonne liquide. [31]

III.1.4.3. Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission des vibrations

Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est vraisemblablement sans influence sur la propagation des vibrations, celle contenue dans les discontinuités joue un rôle favorable dans la transmission des vibrations.

Il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, transmet bien les vibrations longitudinales (mais non les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure « un couplage hydraulique » des différents blocs constituant le massif rocheux.

L'amortissement de la vibration est donc réduit de façon significative. Ainsi la présence d'eau doit favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés. [31]

III.1.4.4. Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux

On sait que l'eau altère la résistance au cisaillement des discontinuités; le massif rocheux est donc globalement moins résistant et par conséquent plus apte à être abattu. La présence d'eau doit donc faciliter l'abattage du massif, par réduction globale de sa résistance. [31]

III.1.5. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux

La détonation d'une charge s'accompagne de déformations dans le massif selon trois zones distinctes:

- La zone de broyage
- La zone de fissuration radiale
- La zone sismique.

III.1.5.1. Zone de broyage

Les contraintes de compression subies à proximité de la paroi du trou dans les premiers temps de la propagation généralement excèdent la résistance à la compression de la roche. Tout se passe comme si cette zone était soumise à un régime hydrodynamique (figure III.5 phase I).

La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que de 3 à 5rc (rayon de la charge), elles reviennent en deçà de la résistance à la compression de la roche.

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamique de la roche. Les roches cristallines à porosité faible offrent une résistance plus importante au broyage que le roches tendres et /ou poreuses.

La pression à la paroi du trou dépend de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement. [22]

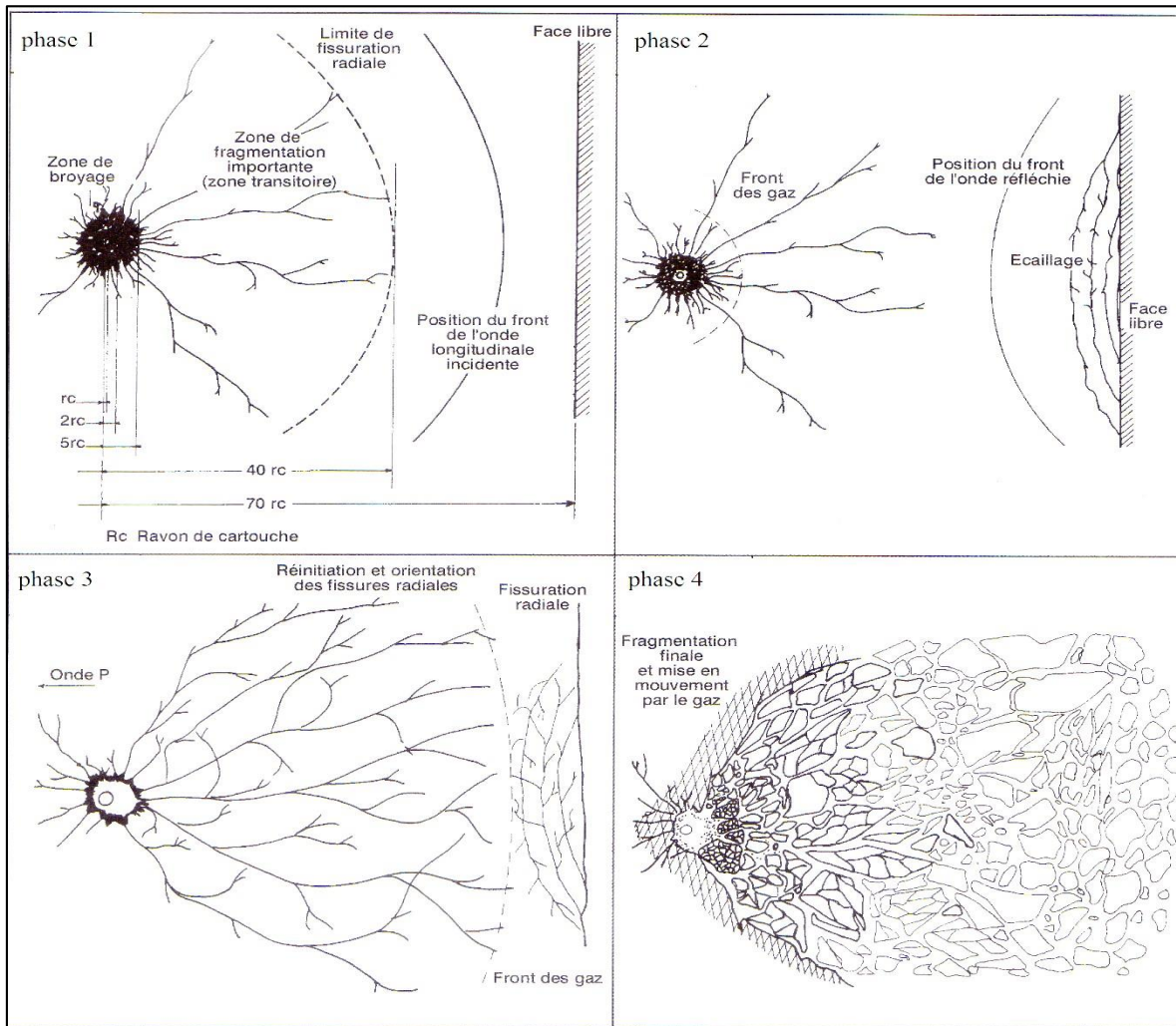


Figure III.5 : Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4) [30]

III.1.5.2. Zone de fissuration radiale

Dans cette zone (figure III.5 phase 2), la roche subit, en plus de la contrainte de compression, une contrainte tangentielle en traction ; Des fissures radiales se développent autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50rc (rayon de la charge).

Toutefois, le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi clair, d'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique, a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux. Cela peut indiquer que les contraintes résiduelles jouent un rôle important dans la propagation de ces fissures. [18]

III.1.5.3. Zone sismique

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique.

III.2. Consommation spécifique d'explosif

La pratique des travaux de tir à travers plusieurs mines à ciel ouvert montre que le changement de la consommation spécifique provoque une large variation de la fragmentation ce qui a permis à certains chercheurs de dire que tous les problèmes de la fragmentation sont résolus par le réglage de la consommation spécifique d'explosif. Nous pensons que cette hypothèse n'est pas vraie pour toutes les roches. A cet effet, un ensemble d'essais ont montré que pour les roches monolithiques, l'augmentation de la charge de 2,3 fois provoque une diminution proportionnelle des classes de grosses fractions. Cette diminution n'est que de 1,3 fois pour les modules fissurés. [15]

Tableau III.1 : catégories de fissuration des roches [15]

catégorie	Roches	Distance entre les fissures (m)	Densité de fissuration Nombre de fissures par mètre linéaire
I	Extrêmement fissurées	< 0.1	>0.1
II	Très fissurées	0.1-0.5	20-10
III	Fissuration moyenne	0.5-1.0	1.0-2.0
IV	Peu fissurées	1.0-1.50	1.0-0.65
V	Monolithe, non fissurées	>1.50	<0.65

La consommation spécifique de l'explosif est déterminée par la formule suivante :

$$q_p = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} \quad (g/m^3) \quad (III.14)$$

- q_{et} : La consommation spécifique étalon de l'explosif
- K_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé
- K_f : Coefficient tenant compte l'influence de la fissuration du massif
- K_d : Coefficient qui tient compte de degré de la fragmentation demandée

- K_c : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge
- K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.
- K_{sd} : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

Tableau III.2 : Consommation spécifiques d'explosifs [15]

	Catégories de fissuration				
	I	II	III	IV	V
Diamètres des morceaux en mm	Consommation spécifiques d'explosifs en kg/m ³				
300	1.9	2	-	-	-
400	1.4	1.7	2.2	-	-
500	0.8	1.4	1.6	2	-
600	0.4	0.9	1.3	1.7	2
700	0.3	0.6	1	1.4	1.6
800	0.2	0.3	0.6	0.9	1.3
900	-	-	0.4	0.6	0.9
1000	-	0.2	0.2	0.4	0.7
1100	-	-	-	0.3	0.4
1200	-	-	-	-	0.3

III.3. Régularité de distribution de l'explosif

Le diamètre du trou influe sur la concentration de l'explosif dans le massif. Ainsi l'augmentation du diamètre engendre l'augmentation de la charge concentrée et provoque le plus souvent l'augmentation du nombre de morceaux hors gabarit. Les expériences réalisées en carrières montrent que la diminution du diamètre de la charge de deux fois provoque une diminution des hors gabarit de 7 à 12 % et celle de la consommation spécifique de 8 à 14%.

Ces mêmes expériences montrent que le degré d'influence du diamètre de la charge sur la fragmentation dépend de la fissuration des roches. [15]

III.4. Inclinaison des trous

Les trous inclinés favorisent l'efficacité de la fragmentation des roches et ce par la diminution de la zone de fragmentation réglée, les pertes d'énergie de charge dans le massif et la perte d'énergie pour la destruction du pied du gradin.

La pratique de l'abattage montre que l'utilisation de trous inclinés diminue la production des blocs hors gabarit de 8-10 % à 15-25 % et augmente le rendement des pelles mécaniques de 1.5 fois [15].

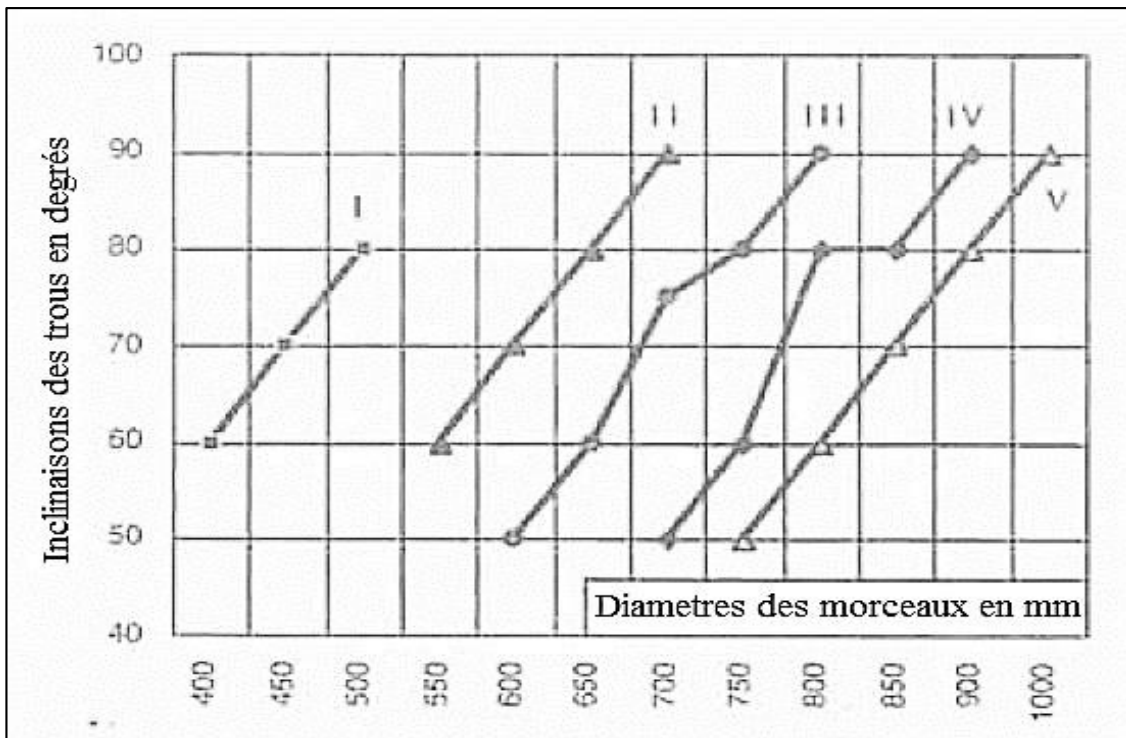


Figure III.6 : Diamètres des morceaux en fonction de degrés d'inclinaisons des trous [15]

Tableau III.3 : Inclinaisons des trous en degrés. [15]

Diamètres des morceaux en mm	Catégories de fissuration				
	I	II	III	IV	V
	Inclinaisons des trous en degré				
400	60	-	-	-	-
450	70	1.4	-	-	-
500	80	-	-	-	-
550	-	60	-	-	-
600	-	70	50	-	-
650	-	80	60	-	-
700	-	90	75	50	-
750	-	-	80	60	50
800	-	-	90	80	60
850	-	-	-	80	70
900	-	-	-	90	80
1000	-	-	-	-	90

III.5. Tir à microretard

L'intervalle optimal du retard doit être déterminé avec exactitude, puisque tout écart diminue l'effet de son utilisation. Parallèlement à la sécurité, l'utilisation du microretard a une grande influence sur la qualité de la fragmentation. Le choix de microretard n'est pas important pour les roches dont la catégorie de fissuration est de I à III.

Par contre, pour les roches à grands blocs (catégories III à V), l'utilisation des tirs à microretard diminue la production des blocs hors gabarit de 1.6 à 2 fois. [15]

III.6. Construction des charges

La pratique des travaux de tirs et les recherches sur ce domaine, montrent que la qualité de fragmentation et son indice technico-économique dépendent considérablement de la construction des charges. Cette dernière est en liaison avec les propriétés des roches et avec l'exigence qualitative de la fragmentation.

Toute construction de charge en carrière peut être divisée en trois groupes selon l'indice énergétique de tir:

- les charges cylindriques correspondant aux charges verticales et inclinées continues et utilisant le même explosif;
- le deuxième groupe renferme des charges avec différents explosifs et utilisant deux ou plusieurs points d'amorçage;
- le troisième groupe renferme des charges de différentes formes et poches permettant de modifier la densité de l'explosif.

L'utilisation des charges dispersées avec chambre d'air, améliore considérablement la fragmentation des roches. Tout comme elle permet de diminuer la consommation d'explosif jusqu'à 10% sans changement de la fragmentation. La longueur de l'espace d'air est généralement prise en fonction de la catégorie de fissuration des roches.

Enfin, on remarque que la qualité de la fragmentation influe directement sur le rendement des engins de chargement et de transport. Plus le diamètre moyen des morceaux est petit plus grand est le rendement de l'excavateur (pelle mécanique) et de même pour les camions. [15]

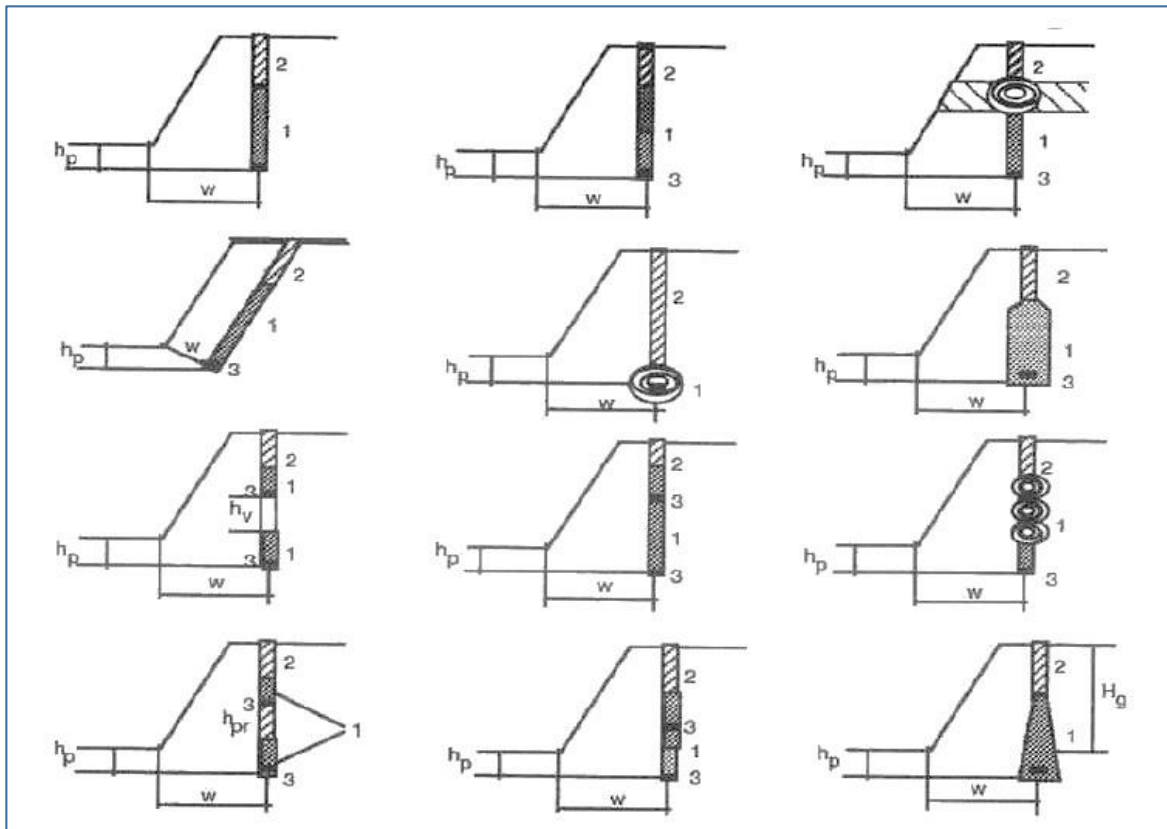


Figure III.7 : Construction des charges. 1 : Explosif.- 2 : Bourrage. 3 : Points d'amorçage. Hg : Hauteur du gradin. Hp : Sous forage. Hv : Espace vide.

Hpr : Bourrage intermédiaire. [4]

III.7. Diamètre de foration

Le tir 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. Ces avantages sont obtenus au détriment des coûts de foration. D'autre part, le diamètre des charges explosives influence leur vitesse de détonation ; notamment, les performances en détonation du nitrate-fuel diminuent significativement pour les diamètres inférieurs à 40 mm [38]

L'application de trous de grands diamètres provoque la projection des roches et contribue à la détérioration de l'atmosphère et peut aussi engendrer des fissures excessives dans le massif rocheux. Notons que pour toute application de trou de grand diamètre nous devons mener une étude des conséquences d'un gain obtenu et les problèmes qui en découlent. Le choix du diamètre du trou dépend aussi de certaines données à savoir:

- L'environnement: le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge explosive, établie en fonction du diamètre et la profondeur du trou.
- La structure du massif à un effet fondamental sur la granulométrie, donc influera directement sur le choix du diamètre de trou.
- L'engin de chargement, qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement des roches abattues.
- La nature de l'explosif, qui peut par exemple avec l'augmentation du diamètre, avoir une vitesse de détonation plus élevée.

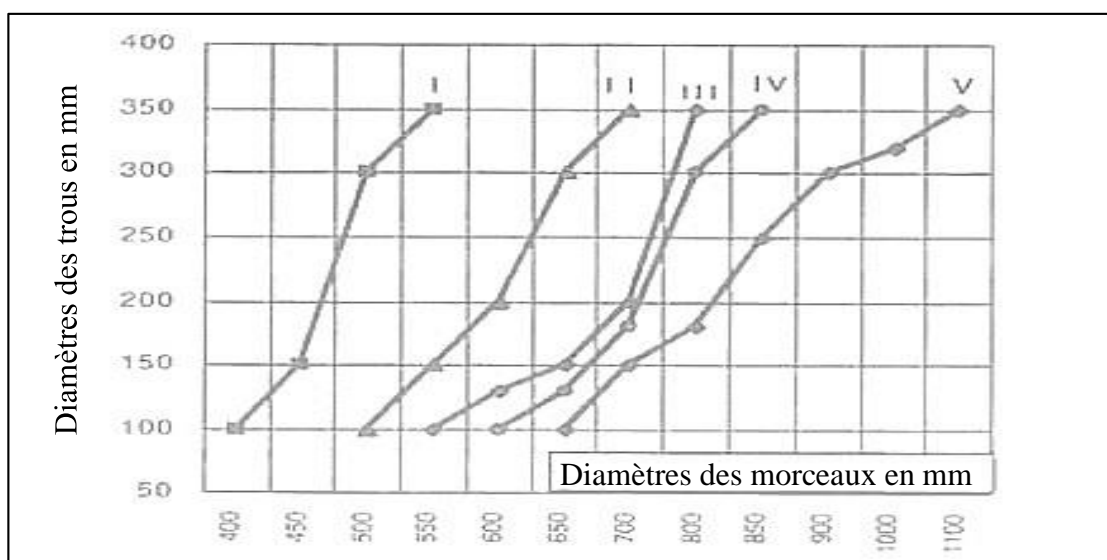


Figure III.8 : Diamètres des trous et fragmentation dans les roches fissurées [15]

III.8. Géométrie du plan de tir

La banquette, l'espacement et l'inclinaison des trous, la hauteur du front sont des paramètres que l'on sent évidemment liés mais qui sont difficiles à intégrer dans un indicateur unique. Les études sur la géométrie du tir sont réalisées le plus souvent paramètre par paramètre.

Pour abattre la roche, les trous de mine sont disposés en plusieurs lignes selon une géométrie théoriquement définie, dictée majoritairement par le diamètre de foration utilisé.

L'épaisseur de roche entre lignes, appelée banquette, doit être proportionnelle au diamètre de trou [5]

La valeur de l'espacement est gouvernée par le ratio espacement/banquette, a/b , dont l'ordre de grandeur varie en pratique entre 1 et 2. En fonction de la séquence d'amorçage, la banquette et l'espacement effectifs entre trous peut varier de manière significative (voir chapitre I). [21]

Dans son article sur les tirs à haut rendement de bloc, Cappello, propose une maille dissymétrique avec des charges découplées. Cette méthode donnant de bons résultats, on peut penser que la symétrie de la maille a une influence sur le mode de rupture.

Pour la hauteur du front, le rapport entre hauteur du bourrage et hauteur du front indique approximativement la proportion de bloc de bourrage non fragmenté lors du tir à l'explosif [12].

Les lignes de tir sont classiquement disposées en configuration parallèle ou en quinconce

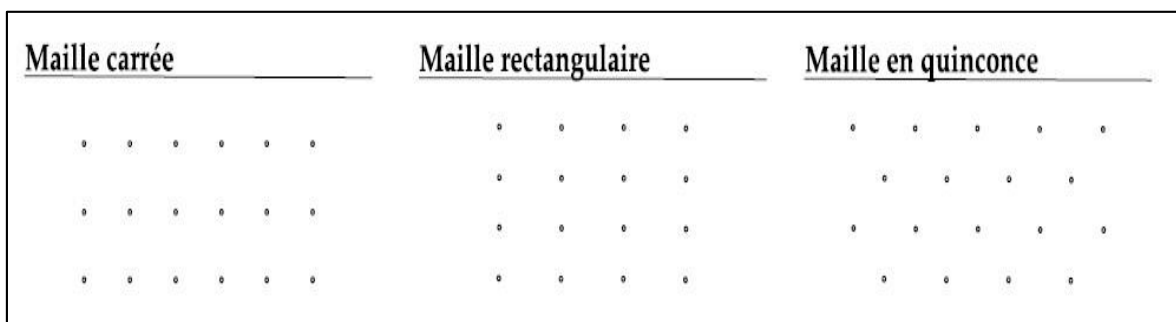


Figure III.9 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert. [17]

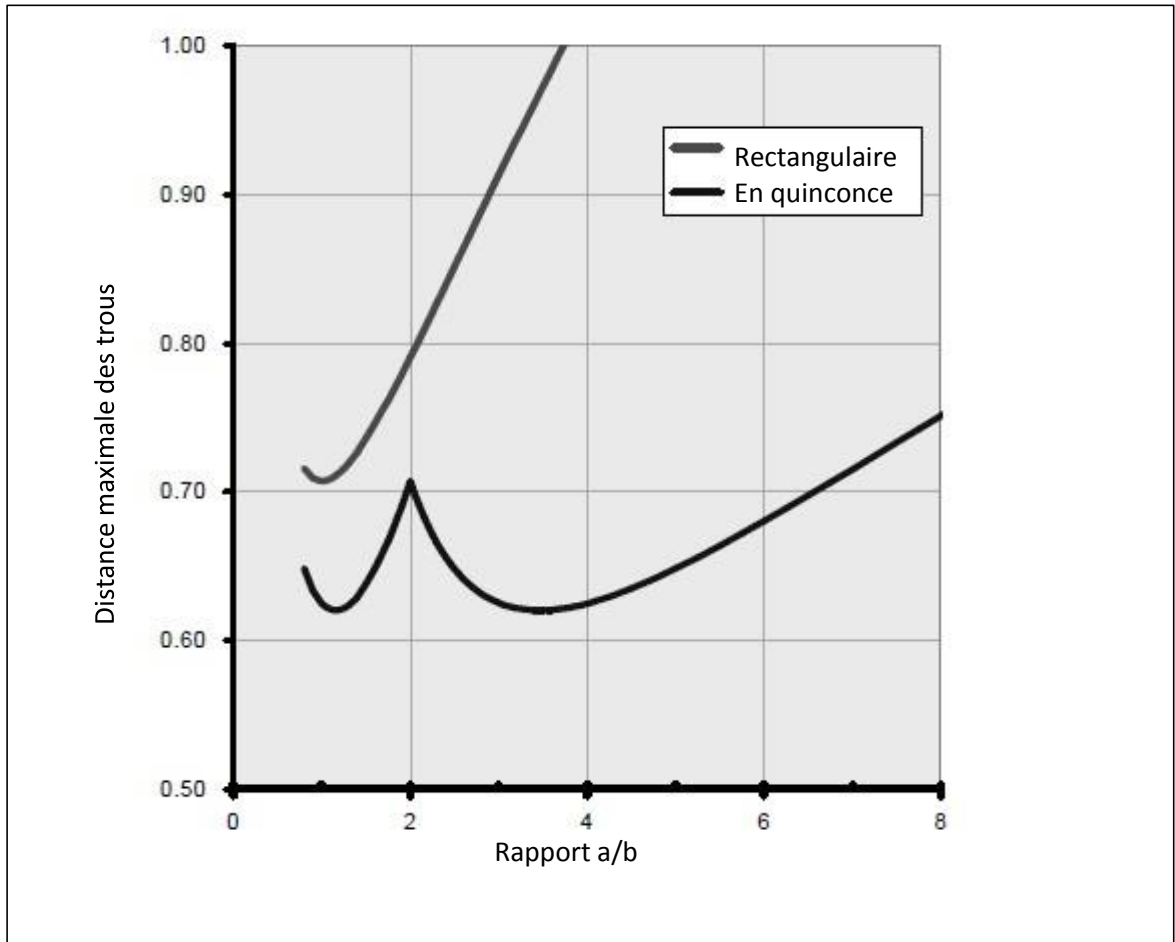


Figure III.10 : Effet de rapport a/b et la disposition sur la distance maximale de tout point de tout trou [11]

Conclusion

Les paramètres géométriques déterminent la répartition de la charge dans l'espace. Ceci concerne les paramètres du trou de mine tels que son diamètre, sa longueur et son inclinaison ainsi que la disposition des trous dans le gradin.

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

La longueur et l'inclinaison du trou déterminent la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs.

La disposition des trous dans l'espace règle la taille de banquette et le rapport de maille, deux paramètres ayant une forte influence sur les résultats du tir.

Le Bourrage son objectif est le diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage.

Si l'utilisation des différentes plages de microretard dans les plans de tirs est classique et impérative afin de réduire les vibrations et permettre le dégagement successif des lignes, le réglage fin des microretards permis par les détonateurs électroniques se heurte en revanche à la méconnaissance et aux incertitudes qui subsistent au sujet des mécanismes de fragmentation dynamique.

Les joints, les discontinuités et l'homogénéité du massif doivent subir une évaluation soigneuse. La fragmentation est souvent définie par la structure de la roche, en particulier lorsque les joints sont plus espacés que la maille de forage.

Chapitre IV :

Elaboration d'un plan de tir
pour améliorer la
fragmentation des roches

Introduction

Le défi majeur à relever dans une opération minière est l'accroissement de la productivité et la minimisation des coûts opératoires globaux. Le contrôle de l'abattage des roches à l'explosif par la modélisation et la simulation offre une meilleure voie à moindre coût et rapide pour augmenter le revenu grâce à une distribution granulométrique optimale pour le processus « chargement, concassage et broyage ».

Cependant 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, X_{50} , 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.

Les modèles prévoient seulement la taille des passants et ne considère pas la forme des particules ou l'affaiblissement du matériel, dû aux microfissures provenues du taux de chargement élevé de tir. Le modèle de Kuz-Ram a été introduit par Cunningham (1983) et (1987). [13], [14]

Le principe consistant à exprimer la dépendance de X_{50} à la consommation spécifique par ajustement d'une loi puissance est repris par exemple par Ouchterlony & Moser (2006) [36] pour décrire la réponse d'un massif à l'abattage à partir de résultats expérimentaux.

Des prédictions de taille médiane de fragments ont été proposées par d'autres auteurs, faisant intervenir d'autres paramètres tels que la vitesse de détonation de l'explosif et un coefficient de couplage explosif/roche (Bergmann et al, 1973) [8]. On peut également citer comme exemple la formule Saroblast (Kou & Rustan, 1993). [27]

De même que pour l'équation de Kuznetsov, l'intérêt réel de chacune de ces équations prédictives réside dans le fait de quantifier l'influence de la variation des paramètres spécifiques sur les résultats de tir obtenus. Aucune de ces équations n'est fondée sur une loi physique universellement démontrée ; il faudrait pour cela que le mécanisme de la fragmentation soit décrit par une théorie générale.

IV.1. 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. L'hypothèse de fragments sphériques est toujours faite de manière implicite sauf rares exceptions.

La granulométrie d'un matériau est caractérisée soit par une fonction de répartition, soit par une densité de probabilité ; à chacun de ces deux cas correspond une notion différente.

Dans le cas de la technique de tamisage classique, la densité de probabilité des fragments en fonction de leur taille indique la masse de fragments retenue dans un tamis donné. La fonction de répartition donne le pourcentage de passant en masse ; elle indique en ordonnée la proportion en masse du matériau qui n'est pas retenue par un tamis ayant pour taille de maille la valeur en abscisse.

Ces deux notions sont illustrées à la Figure IV.1. Les courbes granulométriques ainsi obtenues (mesures discrètes) sont ensuite généralement modélisées par des fonctions continues auxquelles sont associés des paramètres descriptifs. Le graphe de la Figure IV.2 donne l'exemple d'une distribution granulométrique théorique de Rosin-Rammler représentée soit par sa fonction de répartition, soit par sa densité de probabilité.

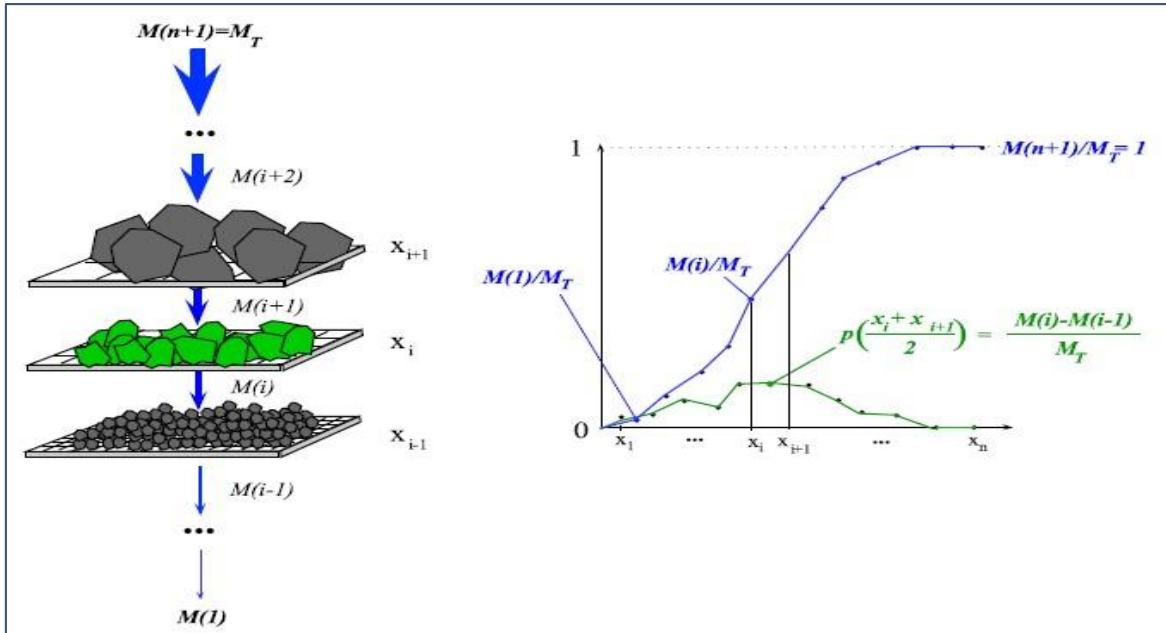


Figure IV.1 : Illustration des concepts de densité de probabilité des classes de fragments (vert) et de fonction de répartition granulométrique (bleu), pour l'exemple d'une masse de roche M_T passée dans une série de n tamis de mailles x_1, \dots, x_n . [42]

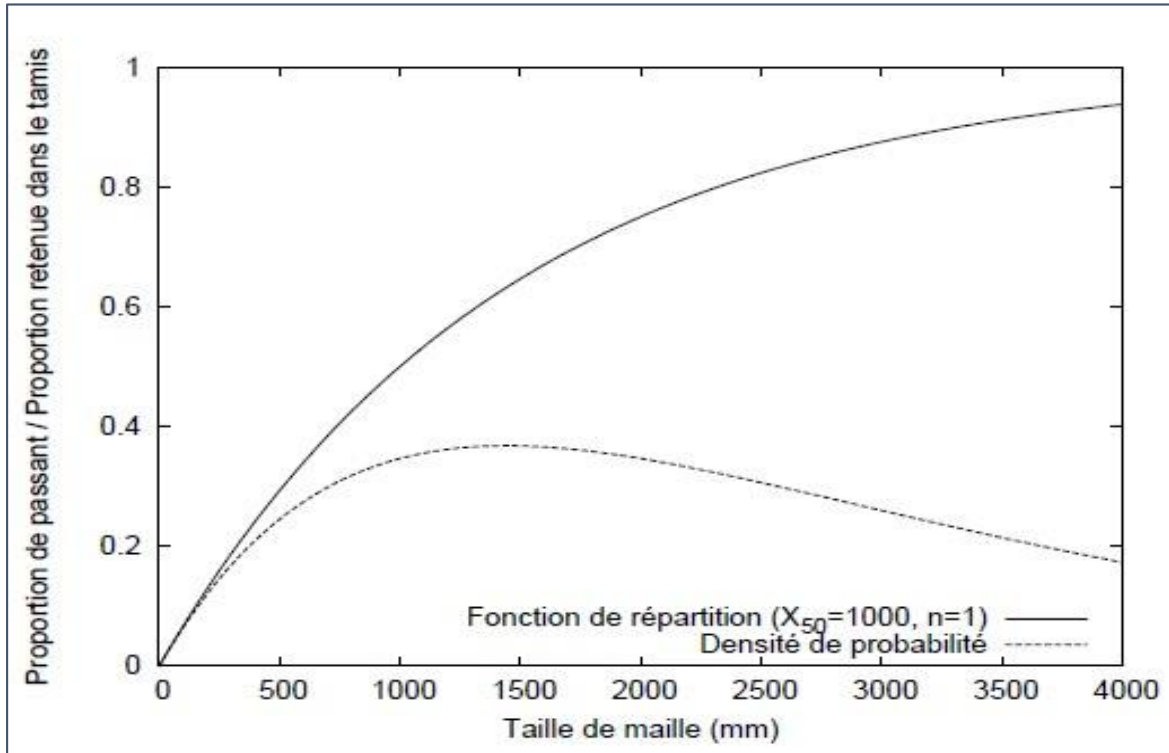


Figure IV.2 : Exemple de distribution granulométrique théorique (Fonction de Rosin-Rammler). [42]

IV.1.1. Fonctions de répartition granulométriques usuelles

IV.1.1.1. Fonction Rosin-Rammler

La fonction de Rosin-Rammler (1933) [41] 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, (Equation IV.1) :

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

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. [35]

Bien que pertinente dans l'absolu, la première critique est partiellement hors de propos, car les modèles empiriques existants résultent tous sans exception de calages avec des résultats expérimentaux, et non d'une mise en équation physique ; il est donc hasardeux de porter des jugements phénoménologiques sur leur comportement aux limites.

La fonction Rosin-Rammler peut être déclinée en une version bimodale, a fin de raffiner la description des granulométries observées. Il s'agit d'une somme pondérée de deux versions de la fonction de base, avec un paramètre de pondération α :

$$P(x) = \alpha \times P_1(x) + (1 - \alpha) \times P_2(x) \quad (\text{IV.2})$$

Où : P_1 et P_2 sont les fonctions relatives à chaque mode décrit. La version bimodale de la fonction Rosin-Rammler est décrite par 5 paramètres et s'écrit ainsi (Équation IV.3) :

$$P(x) = (1 - \alpha) \times e^{-\ln^2(x/x_1)^{n_1}} - (1 - \alpha) \times e^{-\ln^2(x/x_2)^{n_2}} \quad (\text{IV.3})$$

On notera que les formes bimodales (ou multimodales, puisqu'on peut insérer autant de fonctions de base que désiré à la somme pondérée) comportent un nombre plus important de paramètres, et permettent donc de décrire d'autant mieux les granulométries expérimentales; le prix à payer est une plus grande difficulté dans l'interprétation du rôle de chaque paramètre et de leurs liens avec les réalités physiques du processus.

Pour corollaire, leur prédiction est d'autant plus ardue. En conséquence, les granulométries rapportées dans la littérature expérimentale sont plus fréquemment présentées avec les fonctions de base.

IV.1.1.2. Fonction Swebrec

La fonction Swebrec, du nom du *Swedish Blasting Research Centre*, est une fonction de répartition granulométrique récemment introduite par Ouchterlony (2005) [37]. Elle est plus pertinente que la fonction Rosin-Rammler pour décrire la partie fine des courbes granulométriques, et a été comparée à de nombreuses courbes granulométriques tamisées, résultant de tirs en échelle réelle, de tirs à l'échelle du laboratoire et d'opérations de concassage/broyage (Ouchterlony, 2010) [34]. Elle possède trois paramètres, dont la taille maximale de bloc qui est introduite.

La fonction Swebrec s'exprime comme suit (Équation IV.4) :

$$P(x) = 1 / \left(1 + \left[\ln \left(\frac{X_{max}}{x} \right) / \ln \left(\frac{X_{max}}{X_{50}} \right) \right]^b \right) \quad (IV.4)$$

Ou :

- X_{max} : Taille de bloc maximale
- X_{50} : Taille médiane des fragments
- b : Paramètre de forme

Une fonction Swebrec étendue, décrite par 5 paramètres, a également été proposée (Équation IV.5). La remarque précédente relative aux fonctions à plusieurs modes s'applique bien sûr aussi à cette dernière.

$$P(x) = 1 / \left(1 + \alpha \times \left[\ln \left(\frac{X_{max}}{x} \right) / \ln \left(\frac{X_{max}}{X_{50}} \right) \right]^b + (1 - \alpha) \times \left[\left(\frac{X_{max}}{x} - 1 \right) / \left(\frac{X_{max}}{X_{50}} - 1 \right) \right]^c \right) \quad (IV.5)$$

IV.2. Prédiction de taille médiane

IV.2.1 Équation de Kuznetsov

Proposée par Kuznetsov (1973) [28], l'Équation IV.6 prédit la taille médiane X_{50} des fragments abattus en fonction de paramètres caractéristiques de la roche et de l'explosif utilisé :

$$X_{50} = A \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{115}{RWS}\right)^{19/30} / q_p^{0.8} \quad (IV.6)$$

Où:

- A: Rock Mass Factor (voir Equation IV.6)
- Q_{tr} : Masse d'explosif par trou (kg)
- RWS : Puissance relative de l'explosif (Relative Weight Strength) RWS = 100 pour l'ANFO
- q_p : Consommation spécifique (kg/m³)

Le facteur de masse rocheuse est estimé par Lilly (1986), [29] suivant l'Équation IV.7 :

$$A = 0,06(RMD + JF + RDI + HF) \quad (IV.7)$$

Tableau IV.1 : explique le calcul des paramètres RMD, JF, RDI et HF. [29]

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 : $0.1 m < S_j < \text{taille bloc admissible } x_0$ 50 : $S_j > x_0$	HF : Hardness Factor = $E/3$ si $E < 50 \text{ MPa}$ = $\sigma_c \text{ (MPa)}/5$ si $E > 50 \text{ MPa}$

IV.3. 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), [36] 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 IV.8) :

$$X_{max} = \min(X_{max/IS}, b, a) \quad (IV.8)$$

Où

- $X_{max/IS}$, 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), [34] que X_{max} évolue avec la consommation spécifique d'une manière qualitativement similaire à X_{50} .

IV.4. modélisation de la fragmentation du tir

La plupart des modèles d'études de la fragmentation du tir emploie la dimension moyenne des fragments X_{50} (dimension correspondant à 50 % des fragments passants à travers un crible d'ouverture connue).

À l'état actuel des connaissances ; les seuls modèles qui sont utilisés universellement et réellement opérationnels dans l'industrie minière ; sont ceux basées sur le modèle de KUZ-RAM.

IV.4.1. modèle KUZ-RAM

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). [13], [14]

La taille moyenne des fragments (X_{50}) : est donnée par le modèle de Kuznetsov (Kuznetsov, 1973), [28] équation IV.9.

IV.4.1.1. La taille moyenne des fragments

Une équation empirique reliant la taille moyenne des fragments issus d'un tir X_{50} et la charge spécifique d'explosif appliquée a été développée par Kuznetsov (1973) [28] en fonction du type de roche et d'explosif. Son équation est de la forme :

$$X_{50} = A \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} \times Q_{tr}^{1/6} ; (cm) \quad (IV.9)$$

Où :

- X_{50} : la taille moyenne des fragments ; cm
- V_{tr} : volume de roches abattues par un trou de mine tiré ($w \times a \times H_{gr}$) ; m^3/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 (IV.10) basé sur ANFO au lieu de TNT, peut-être écrite de la manière :

$$X_{50} = A \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} ; (cm) \quad (IV.10)$$

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 ; %
- $E_{anfo} = 100\%$

$$E = \left[\frac{VOD_e}{VOD_n} \right]^2 \times RWS ; \% \quad (IV.11)$$

Où :

- VOD_e : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s
- VOD_n : vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s

On sait que :

$$\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} = \frac{1}{K} \quad (IV.12)$$

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

Alors l'équation (IV.10) deviendra pour une charge spécifique donnée :

$$X_{50} = A(K)^{-0.8} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{115}{E}\right)^{19/30} \quad (IV.13)$$

L'équation (IV.13) peut être réarrangée pour calculer la taille moyenne des fragments X₅₀(cm) pour une charge spécifique d'explosif donnée :

$$K = \left[\frac{A}{X_{50}} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{115}{E}\right)^{19/30} \right]^{1.25} ; Kg/m^3 \quad (IV.14)$$

IV.4.1.2. 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), [13], [14] a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler (1979), [42] 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), [42] se présente sous la forme :

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} ; \% \quad (IV.15)$$

Où bien :

$$P(X) = 100 \times (1 - R) = 100 \times \left(1 - \exp\left(\frac{-X}{X_c}\right)^n\right) ; \% \quad (IV.16)$$

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 (IV.16) peut être réarrangée pour trouver la taille caractéristique :

$$X_c = \frac{X}{\left[\ln\frac{1}{R}\right]^{1/n}} \quad (\text{IV.17})$$

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 : $X = X_{50}$

$$R = 0.5 \quad (\text{IV.18})$$

L'introduction de l'équation (IV.18) dans l'équation (IV.17) donne :

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{1/n}} \quad (\text{IV.19})$$

L'indice d'uniformité (n) : il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir, équation IV.20.

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 :

$$n = \left(2.2 - 14 \times \left(\frac{b}{D}\right)\right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{b}\right)\right) \times \sqrt{\left(\frac{1+a}{2}\right)} \times \left(\frac{Le}{H_{gr}}\right) \times P \quad (\text{IV.20})$$

L'équation (IV.20) peut être reformulée pour les trous de mine contenant une charge de pied et une charge de colonne de la manière :

$$n = \left(2.2 - 14 \times \left(\frac{b}{D}\right)\right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{b}\right)\right) \times \sqrt{\left(\frac{1+a}{2}\right)} \times \left(0.1 + abs\left(\frac{L_{cp}-L_{cc}}{Le}\right)\right)^{0.1} \times \left(\frac{Le}{H_{gr}}\right) \times P \quad (\text{IV.21})$$

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)
- L_{cp} : longueur de la charge de pied, (m)

- L_{cc} : longueur de la charge de colonne, (m)
- H_{gr} : hauteur de gradin, (m)
- L_e : 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 :

$$BDR = X_C \times \left(\ln \left(\frac{1}{0.02} \right) \right)^{1/n} \quad (IV.22)$$

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

Tableau IV.2 : L'effet des paramètres de tir sur n

Paramètres	Effet des paramètres sur l'augmentation de 'n'
b/D	Décroit
W	Croit
L_e/H_{gr}	Croit
a/b	Croit
P	Croit si $p=1.1$

La combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler par Cunningham, (1987) [14] 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.

IV.4.1.3. la résistance d'explosif (Équation de Tidman)

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

$$E = \left[\frac{VOD_e}{VOD_n} \right]^2 \times RWS \quad (IV.23)$$

IV.4.1.4. indice de tirabilité

Cunningham (1987), [14] 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 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), [29] de la manière :

$$A = 0.06 (RMD + JF + RDI + HF) \quad (IV.24)$$

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 IV.3 : Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987) [14]

Paramètres	Destinations	Taux
RMD	Description de la masse rocheuse : <ul style="list-style-type: none"> • Pulvérulent/friable • Avec des joints verticaux • Massive 	10 JF 50
JF	JPS+JPO	
JPS	Facteur d'espacement entre des familles de joints <ul style="list-style-type: none"> • <0.1m • 0,1à MS • MS à DP 	10 20 50
MS	Dimension Max du bloc in-situ (m)	
DP	Dimension de la maille de forage supposé <ul style="list-style-type: none"> • DP>MS 	
JPO	Facteur de l'orientation du plan de joints <ul style="list-style-type: none"> • 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) $Dr = \text{abs}(JDD - FFDD)$ 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	$25 \times RD - 50$
RD	Densité (t/m)	
HF	Facteur de dureté de la roche <ul style="list-style-type: none"> • 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 :

$$RMD = 10 + 10 \times F_{50} \quad (IV.25)$$

Où :

- F_{50} : dimension moyenne du bloc in-situ, (m)

IV.4.1.5. Consommation Spécifique

L'équation pour la consommation spécifique est :

$$q_p = \frac{Q_{tr}}{b \times a \times H_{gr}} \quad (IV.26)$$

Ou :

- ✓ q_p : consommation spécifique (Kg/m^3)
- ✓ b : la Banquette (m)
- ✓ a : espacement entre deux trous (m)
- ✓ H_{gr} : hauteur du gradin (m)
- ✓ Q_{tr} : poids de la charge (kg)

IV.4.1.6. Poids de la charge

L'équation pour le poids de la charge est :

$$Q_{tr} = 1000 \times PI \times D_{tr}^2 \times L_{ch} \times Ps \quad (IV.27)$$

Ou :

- ✓ D_{tr} : diamètre du trou (m)
- ✓ L_{ch} : longueur de la charge (m)
- ✓ Ps : densité de l'explosif (m)

IV.5. Description basic du programme de simulation

Le principe de base du programme développé peut être décrit comme suit :

L'évaluation de la fragmentation avant le tir est basé sur la situation telle que la masse rocheuse a été coupée en blocs naturel qui ont une certaine distribution formé par la structure géologique et les tirs précédents. Il est supposé que l'action de l'énergie de l'explosif est le principal facteur de la cassure des roches ; par conséquent la quantité des nouvelles surfaces produit par l'action de l'explosif en n'importe quel point dans la masse rocheuse est déterminée par la densité moyenne de l'énergie obtenue par les ondes de chocs à ce point.

La distribution finale de la fragmentation d'une masse rocheuse sera donc le résultat des composantes des distributions naturelles des blocs et de la distribution de la fragmentation par le tir.

➤ **Analyse de la fragmentation des roches dans les conditions de la carrière d'Ain El Kebira en utilisant le modèle de KUZ-RAM**

Méthodes de calcul

-On introduit à l'intérieur du programme les caractéristiques de la roche (densité, module de Yong, et la résistance à la compression) (Annexe 17).

-On introduit les paramètres des discontinuités ainsi que les caractéristiques de l'explosif -

On fixe les valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition de plan de tir Dans notre cas on a :

$a = 4\text{m}$ / et $b = 4\text{m}$ / et la forme de maille carrée $P=1$ et maille en quinconce $P=1.1$ -On obtient des résultats qui sont résumés dans un tableau et représentés dans une figure -On conclure les résultats

D'après le modèle d'analyse de fragmentation de KUZ- RAM et d'après les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir calculés par la méthode classique représentés dans (le tableau II.6 du chapitre II), les résultats de calcul sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau IV.4 : pourcentage des passants du tamis avec un diamètre 110.

Size (m)	Pourcentage des passant %	
	maille carrée P=1	maille en quinconce P=1,1
0	0,0%	0,0%
0,05	1,3%	0,9%
0,10	3,6%	2,7%
0,15	6,4%	5,1%
0,20	9,6%	8,0%
0,25	13,1%	11,3%
0,30	16,8%	14,9%
0,35	20,6%	18,6%
0,40	24,4%	22,6%
0,45	28,3%	26,6%
0,50	32,2%	30,7%
0,55	36,1%	34,8%
0,60	39,9%	38,9%
0,65	43,6%	42,9%
0,70	47,1%	46,9%
0,75	50,6%	50,7%
0,80	54,0%	54,4%
0,85	57,2%	57,9%
0,90	60,2%	61,3%
0,95	63,2%	64,5%
1,00	65,9%	67,5%
1,05	68,6%	70,4%
1,10	71,0%	73,1%

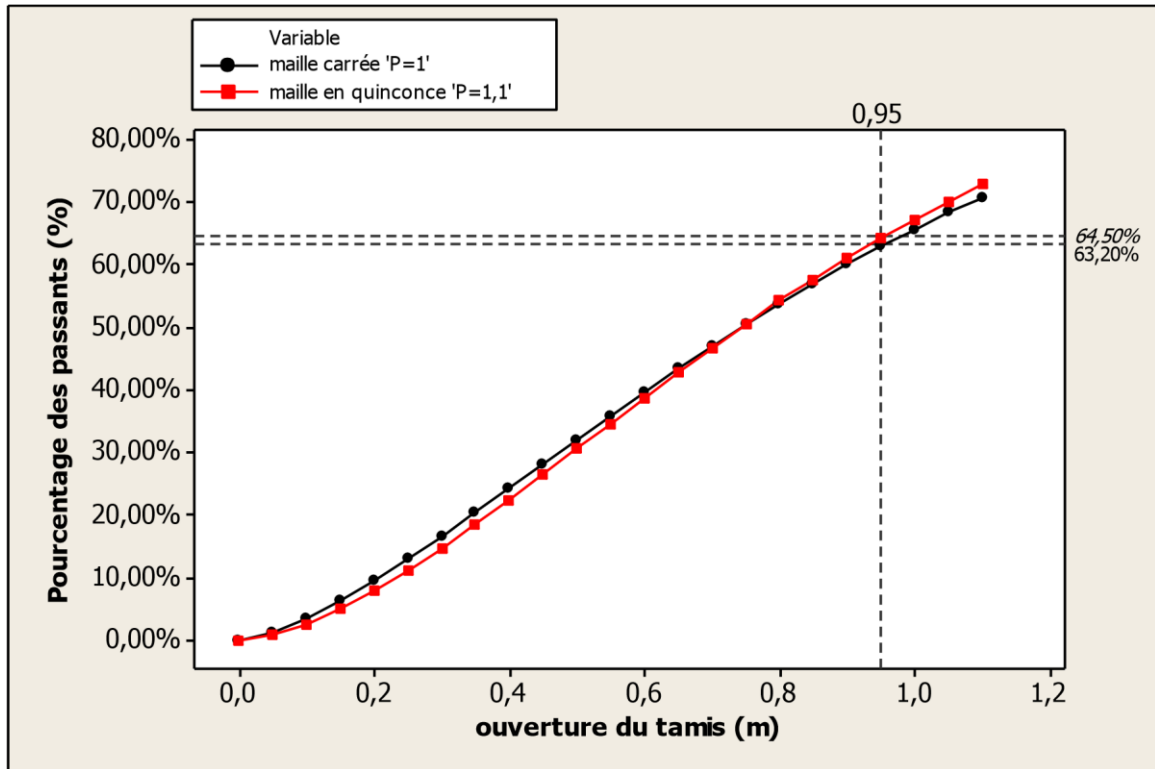


Figure IV.3 : courbe granulométrique avec deux diamètres différents



Figure IV.4 : le taux des hors gabarits (carrière d'Ain El Kebira , 2016)

Interprétation des résultats

D'après les résultats de tableau IV.4, on constate que le taux des hors gabarits le plus élevé est 36.8 % obtenu avec un diamètre 110 mm et une maille de forme carrée (P=1) et le moins élevé est 35.5 % obtenu avec un diamètre 110 mm et une maille en quinconce (P=1.1)

IV.6. Analyse de fragmentation par le modèle KUZ-RAM

Nous avons essayé de simuler la variante d'amélioration d'après KUZ-RAM en calculant le pourcentage des passant du tamis aux ouvertures différentes (Annexe 17), et en jouant sur le diamètre du trou (110 mm et 162 mm), la forme de la maille (carrée/rectangulaire P=1 et en quinconce P=1.1), et le rapport de la maille (a/b) qui varie entre 1 à 1.5

Les résultats sont résumés dans les tableaux et représentées sur les figures suivantes :

➤ **Calcul prédictif de la fragmentation des roches avec un diamètre 110 mm et une maille en quinconce (Variante N°01)**

Tableau IV.5 : Variante N°01

Calculs pour un diamètre du trou = 110 mm et une maille en quinconce						
Caractéristiques de la roche	Densité		2.6			
	Modules de Yong		27 GPA			
	Résistance à la compression		60 MPA			
Paramètres de discontinuité	Espacement entre les discontinuités (m)		0.8 m			
	Direction (degré)		80 °			
	Taille de bloc in-situ (m)		1.5 m			
Paramètres de l'explosif	Densité		0.92			
	RWS (degré)		78 %			
	Vitesse de détonation nominale (m/s)		3350 m/s			
	Vitesse de détonation effective (m/s)		1900 m/s			
	Résistance de l'explosif		0.25			
Rapport de maille a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b
Paramètres de plan	R=1	R=1.1	R=1.2	R=1.3	R=1.4	R=1.5
Espacement entre les trous a (m)	3	3.3	3.6	3.9	4.2	4.5
Distance entre les rangées b (m)	3	3	3	3	3	3
Inclinaison du trou (degré)	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °
Longueur de la charge L_{ch} (m)	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68
Hauteur du gradin H_{gr} (m)	15	15	15	15	15	15
Consommation spécifique de l'explosif q_p (kg/m ³)	0.37	0.33	0.30	0.28	0.26	0.24
Densité de la charge	0.95	0.86	0.79	0.73	0.68	0.63
Quantité d'explosif dans un trou Q_{tr} (kg/m)	128.35	128.35	128.35	128.35	128.35	128.35
Pourcentage de la fragmentation prédit						
Pourcentage maximal	55.8 %	60.7 %	65 %	68.8 %	72.1 %	75.2 %
Pourcentage en moyenne	44.1 %	39.3 %	35 %	31.2 %	27.8 %	24.8 %
Pourcentage minimal (f_{in})	0.1 %	0.0 %	0.0 %	0.0 %	0.0 %	0.0 %

Tableau IV.6 : Résultats du calcul variante N°01

Ouverture du tamis (m)		0	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,55	0,60	0,65	0,70	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95	1,00	1,05	1,10
R=1	Pourcentage des passants %	0,0%	1,1%	4,0%	8,6%	14,4%	21,1%	28,6%	36,3%	44,2%	51,8%	59,0%	65,7%	71,8%	77,1%	81,7%	85,6%	88,8%	91,5%	93,6%	95,2%	96,5%	97,5%	98,2%
																						%HG	=4.8%	
R=1.1	Pourcentage des passants %	0,0%	0,8%	3,3%	7,1%	12,1%	18,1%	24,8%	32,0%	39,3%	46,7%	53,9%	60,6%	66,9%	72,6%	77,6%	81,9%	85,7%	88,8%	91,3%	93,4%	95,0%	96,3%	97,3%
																						%HG	=6.6%	
R=1.2	Pourcentage des passants %	0,0%	0,7%	2,6%	5,9%	10,2%	15,5%	21,5%	28,1%	35,0%	42,1%	49,1%	55,8%	62,2%	68,1%	73,4%	78,1%	82,3%	85,8%	88,8%	91,3%	93,3%	94,9%	96,2%
																						%HG	=8.7%	
R=1.3	Pourcentage des passants %	0,0%	0,5%	2,2%	4,9%	8,7%	13,3%	18,8%	24,8%	31,2%	37,9%	44,6%	51,3%	57,7%	63,7%	69,2%	74,3%	78,8%	82,7%	86,1%	88,9%	91,3%	93,3%	94,9%
																						%HG	=11.1%	
R=1.4	Pourcentage des passants %	0,0%	0,4%	1,8%	4,1%	7,4%	11,5%	16,4%	21,9%	27,9%	34,1%	40,6%	47,0%	53,4%	59,4%	65,1%	70,4%	75,1%	79,4%	83,2%	86,4%	89,1%	91,5%	93,4%
																						%HG	=13.6%	
R=1.5	Pourcentage des passants %	0,0%	0,3%	1,5%	3,5%	6,3%	9,9%	14,3%	19,3%	24,8%	30,7%	36,9%	43,1%	49,3%	55,3%	61,1%	66,5%	71,5%	76,0%	80,1%	83,7%	86,8%	89,4%	91,6%
																						%HG	=16.3%	

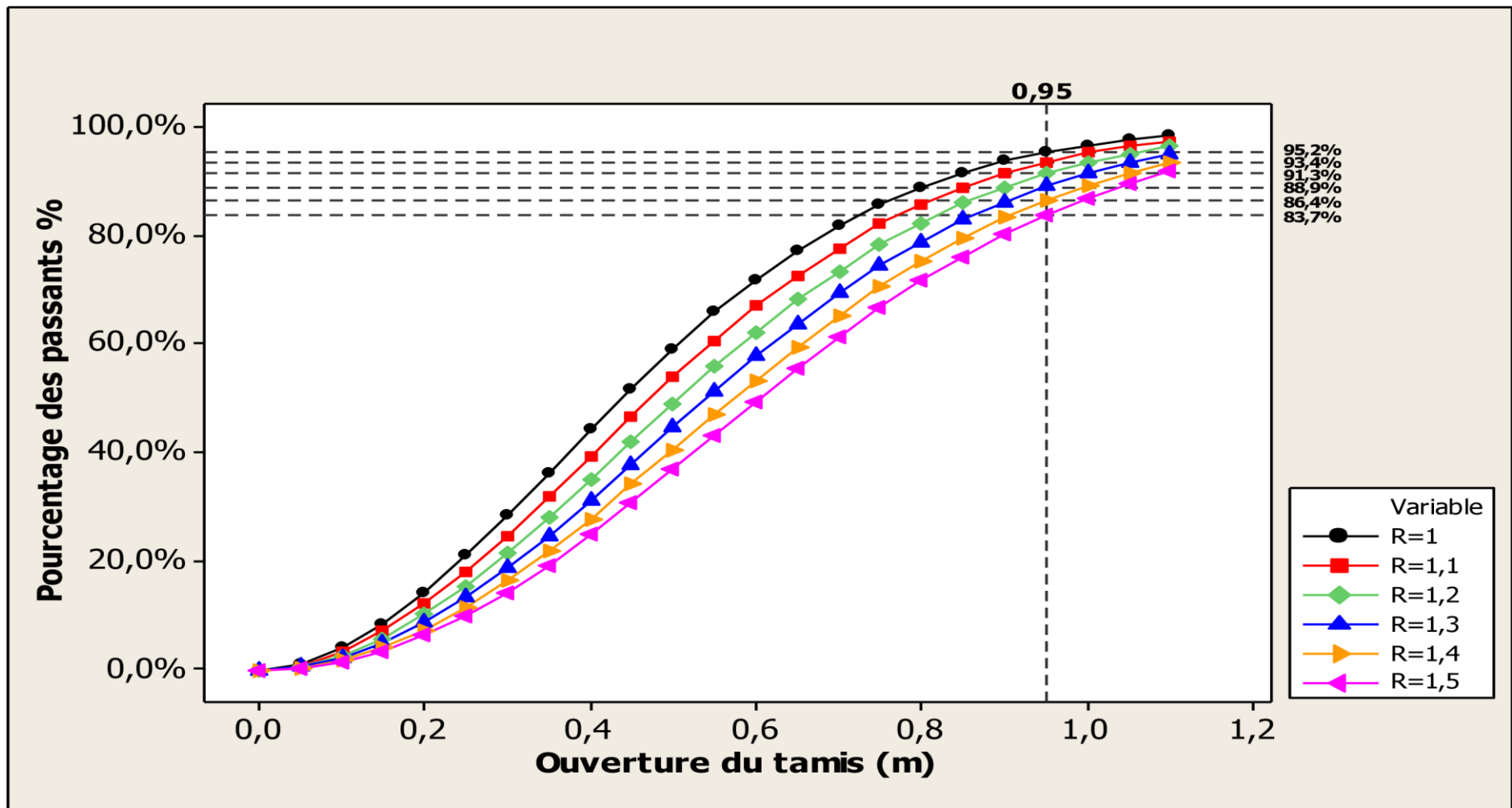


Figure IV.5 : Courbe granulométrique variante N°01

➤ **Calcul prédictif de la fragmentation des roches avec un diamètre 162 mm et une maille en quinconce (Variante N°02)**

Tableau IV.7 : Variante N°02

Calculs pour un diamètre du trou = 162 mm et une maille en quinconce						
Caractéristiques de la roche	Densité		2.6			
	Modules de Yong		27 GPA			
	Résistance à la compression		60 MPA			
Paramètres de discontinuité	Espacement entre les discontinuités (m)		0.8 m			
	Direction (degré)		80 °			
	Taille de bloc in-situ (m)		1.5 m			
Paramètres de l'explosif	Densité		0.92			
	RWS (degré)		78 %			
	Vitesse de détonation nominale (m/s)		3350 m/s			
	Vitesse de détonation effective (m/s)		1900 m/s			
	Résistance de l'explosif		0.25			
Rapport de maille a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b
Paramètres de plan	R=1	R=1.1	R=1.2	R=1.3	R=1.4	R=1.5
Espacement entre les trous a (m)	3	3.3	3.6	3.9	4.2	4.5
Distance entre les rangées b (m)	3	3	3	3	3	3
Inclinaison du trou (degré)	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °
Longueur de la charge L_{ch} (m)	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68
Hauteur du gradin H_{gr} (m)	15	15	15	15	15	15
Consommation spécifique de l'explosif q_p (kg/m ³)	0.79	0.72	0.66	0.61	0.57	0.53
Densité de la charge	2.06	1.87	1.72	1.59	1.47	1.37
Quantité d'explosif dans un trou Q_{tr} (kg/m)	278.38	278.38	278.38	278.38	278.38	278.38
Pourcentage de la fragmentation prédit						
Pourcentage maximal	20.9 %	25.6 %	30.3%	35%	39.5%	43.9%
Pourcentage en moyenne	79 %	74.3 %	69.6%	65%	60.5%	56.1%
Pourcentage minimal (fin)	0.1 %	0.1 %	0.1%	0.0%	0.0%	0.0%

Tableau IV.8 : Résultats du calcul variante N°02

Ouverture du tamis (m)		0	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,55	0,60	0,65	0,70	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95	1,00	1,05	1,10	
R=1	Pourcentage des passants %	0,0%	2,2%	8,9%	19,1%	31,7%	45,1%	58,1%	69,7%	79,1%	86,3%	91,5%	95,0%	97,2%	98,5%	99,3%	99,6%	99,8%	99,9%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%
																					%HG	=0.0			
R=1.1	Pourcentage des passants %	0,0%	1,8%	7,2%	16,1%	27,4%	40,0%	52,6%	64,3%	74,4%	82,5%	88,6%	92,9%	95,8%	97,7%	98,8%	99,4%	99,7%	99,9%	99,9%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%
																					%HG	=0.0%			
R=1.2	Pourcentage des passants %	0,0%	1,4%	6,0%	13,6%	23,7%	35,4%	47,5%	59,2%	69,7%	78,4%	85,4%	90,5%	94,1%	96,6%	98,1%	99,0%	99,5%	99,7%	99,9%	99,9%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%
																					%HG	=0.1%			
R=1.3	Pourcentage des passants %	0,0%	1,1%	4,9%	11,6%	20,6%	31,3%	42,9%	54,3%	65,0%	74,3%	81,9%	87,8%	92,2%	95,2%	97,2%	98,4%	99,2%	99,6%	99,8%	99,9%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%
																					%HG	=0.1%			
R=1.4	Pourcentage des passants %	0,0%	0,9%	4,1%	9,9%	17,9%	27,7%	38,6%	49,8%	60,5%	70,1%	78,3%	84,9%	89,9%	93,6%	96,1%	97,7%	98,7%	99,3%	99,7%	99,8%	99,9%	100,0%	100,0%	100,0%
																					%HG	=0.2%			
R=1.5	Pourcentage des passants %	0,0%	0,7%	3,4%	8,4%	15,6%	24,6%	34,8%	45,5%	56,1%	65,9%	74,6%	81,7%	87,4%	91,7%	94,8%	96,8%	98,2%	99,0%	99,5%	99,7%	99,9%	99,9%	100,0%	100,0%
																					%HG	=0.3%			

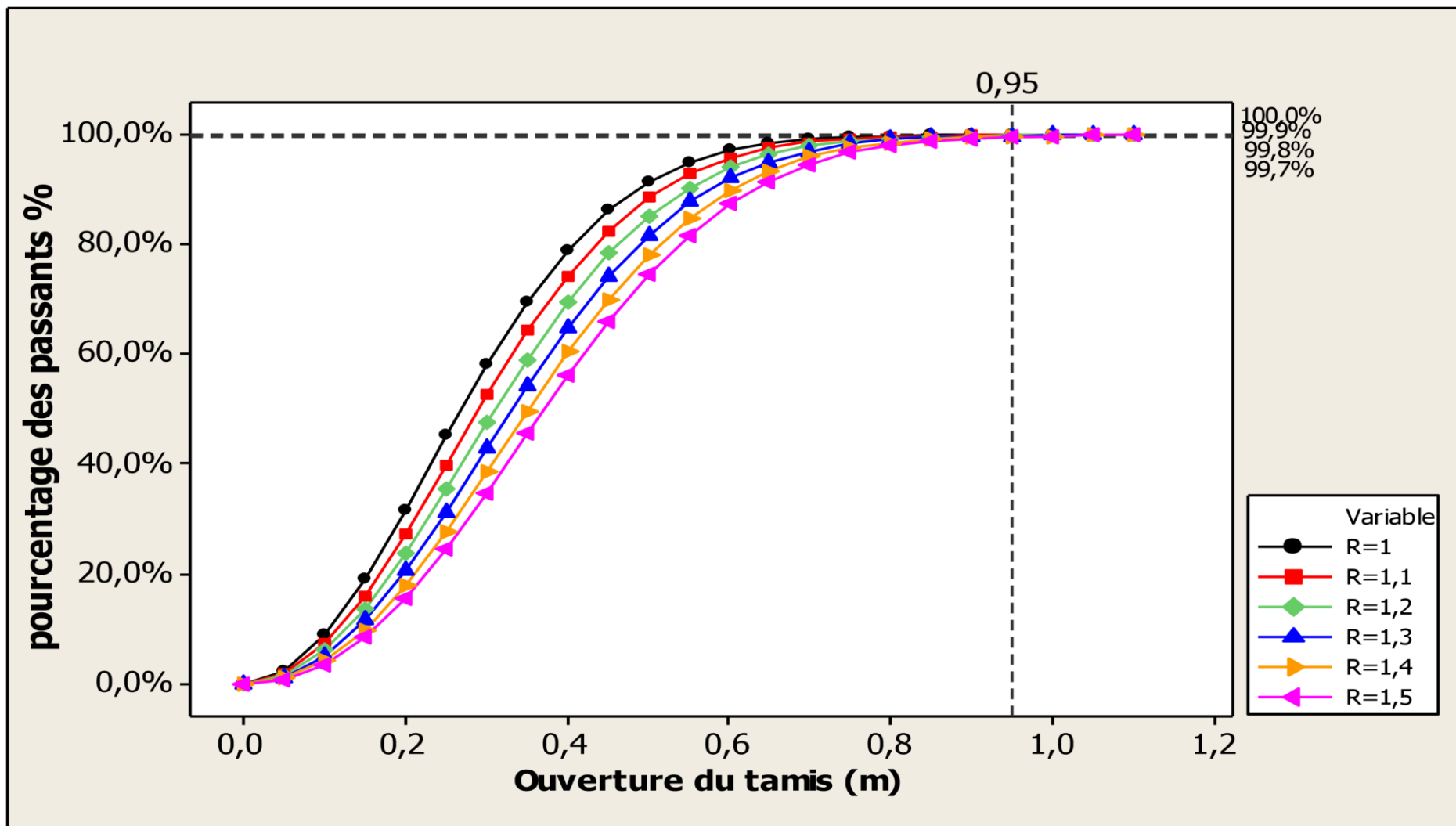


Figure IV.6 : Courbe granulométrique variante N°02

➤ **Calcul prédictif de la fragmentation des roches avec un diamètre 110 mm et une maille carrée/rectangulaire (Variante N°03)**

Tableau IV.9 : Variante N°03

Calculs pour un diamètre du trou = 110 mm et une maille carrée/rectangulaire						
Caractéristiques de la roche	Densité		2.6			
	Modules de Yong		27 GPA			
	Résistance à la compression		60 MPA			
Paramètres de discontinuité	Espacement entre les discontinuités (m)		0.8 m			
	Direction (degré)		80 °			
	Taille de bloc in-situ (m)		1.5 m			
Paramètres de l'explosif	Densité		0.92			
	RWS (degré)		78 %			
	Vitesse de détonation nominale (m/s)		3350 m/s			
	Vitesse de détonation effective (m/s)		1900 m/s			
	Résistance de l'explosif		0.25			
Rapport de maille a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b
Paramètres de plan	R=1	R=1.1	R=1.2	R=1.3	R=1.4	R=1.5
Espacement entre les trous a (m)	3	3.3	3.6	3.9	4.2	4.5
Distance entre les rangées b (m)	3	3	3	3	3	3
Inclinaison du trou (degré)	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °
Longueur de la charge L_{ch} (m)	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68
Hauteur du gradin H_{gr} (m)	15	15	15	15	15	15
Consommation spécifique de l'explosif q_p (kg/m ³)	0.37	0.33	0.30	0.28	0.26	0.24
Densité de la charge	0.95	0.86	0.79	0.73	0.68	0.63
Quantité d'explosif dans un trou Q_{tr} (kg/m)	128.35	128.35	128.35	128.35	128.35	128.35
Pourcentage de la fragmentation prédit						
Pourcentage maximal	55.3 %	59.8 %	63.7 %	67.3 %	70.5 %	73.4 %
Pourcentage en moyenne	44.6 %	40.2 %	36.2 %	32.7 %	29.5 %	26.6 %
Pourcentage minimal (fin)	0.1 %	0.1 %	0.1 %	0.0 %	0.0 %	0.0 %

Tableau IV.10 : Résultats du calcul variante N°03

Ouverture du tamis (m)		0	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,55	0,60	0,65	0,70	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95	1,00	1,05	1,10
R=1	Pourcentage des passants %	0,0%	1,6%	5,2%	10,2%	16,3%	23,0%	30,2%	37,5%	44,7%	51,6%	58,2%	64,3%	69,8%	74,7%	79,1%	82,9%	86,1%	88,8%	91,1%	93,0%	94,5%	95,8%	96,8%
																						%HG	=7%	
R=1.1	Pourcentage des passants %	0,0%	1,3%	4,3%	8,6%	13,9%	20,0%	26,6%	33,4%	40,2%	47,0%	53,5%	59,7%	65,3%	70,5%	75,2%	79,3%	82,9%	86,0%	88,7%	90,9%	92,8%	94,3%	95,6%
																						%HG	=9.1%	
R=1.2	Pourcentage des passants %	0,0%	1,0%	3,5%	7,3%	12,0%	17,4%	23,4%	29,8%	36,3%	42,8%	49,2%	55,3%	61,0%	66,4%	71,3%	75,7%	79,7%	83,1%	86,1%	88,7%	90,8%	92,7%	94,2%
																						%HG	=11.3%	
R=1.3	Pourcentage des passants %	0,0%	0,8%	3,0%	6,2%	10,3%	15,2%	20,7%	26,6%	32,7%	38,9%	45,1%	51,2%	56,9%	62,4%	67,5%	72,1%	76,3%	80,0%	83,4%	86,2%	88,7%	90,8%	92,6%
																						%HG	=13.8%	
R=1.4	Pourcentage des passants %	0,0%	0,7%	2,5%	5,3%	8,9%	13,3%	18,3%	23,7%	29,5%	35,4%	41,4%	47,3%	53,0%	58,5%	63,7%	68,5%	72,9%	76,9%	80,5%	83,7%	86,4%	88,8%	90,9%
																						%HG	=16.3%	
R=1.5	Pourcentage des passants %	0,0%	0,5%	2,1%	4,5%	7,7%	11,7%	16,2%	21,3%	26,6%	32,2%	38,0%	43,7%	49,4%	54,8%	60,1%	65,0%	69,6%	73,8%	77,6%	81,0%	84,0%	86,7%	89,0%
																						%HG	=19%	

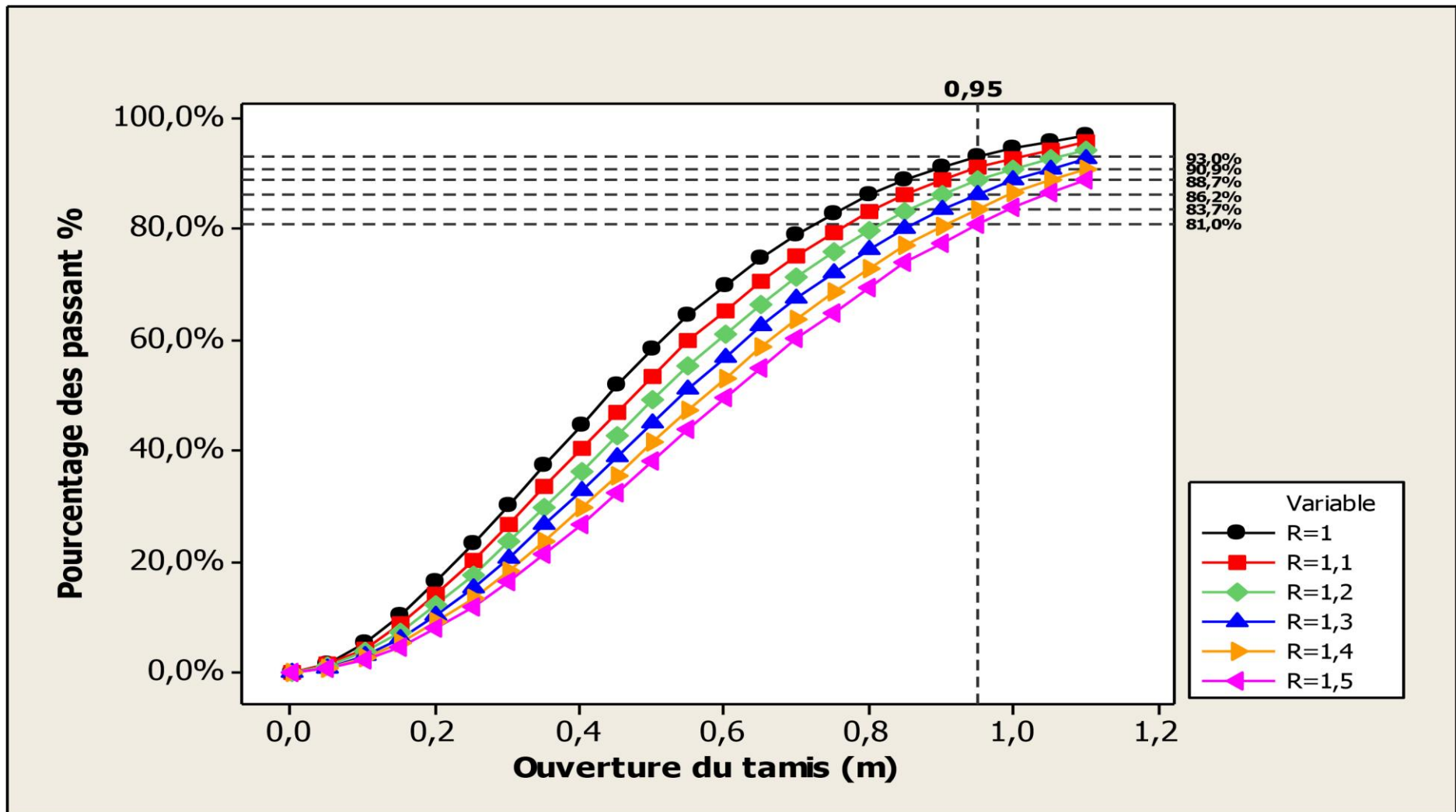


Figure IV.7 : Courbe granulométrique variante N° 03

➤ **Calcul prédictif de la fragmentation des roches avec un diamètre 162 mm et une maille carrée/rectangulaire (Variante N°4)**

Tableau IV.11 : Variante N°04

Calculs pour un diamètre du trou = 162 mm et une maille carrée/rectangulaire						
Caractéristiques de la roche	Densité					2.6
	Modules de Yong					27 GPA
	Résistance à la compression					60 MPA
Paramètres de discontinuité	Espacement entre les discontinuités (m)					0.8 m
	Direction (degré)					80 °
	Taille de bloc in-situ (m)					1.5 m
Paramètres de l'explosif	Densité					0.92
	RWS (degré)					78 %
	Vitesse de détonation nominale (m/s)					3350 m/s
	Vitesse de détonation effective (m/s)					1900 m/s
	Résistance de l'explosif					0.25
Rapport de maille a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b	R=a/b
Paramètres de plan	R=1	R=1.1	R=1.2	R=1.3	R=1.4	R=1.5
Espacement entre les trous a (m)	3	3.3	3.6	3.9	4.2	4.5
Distance entre les rangées b (m)	3	3	3	3	3	3
Inclinaison du trou (degré)	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °	80 °
Longueur de la charge L_{ch} (m)	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68	14.68
Hauteur du gradin H_{gr} (m)	15	15	15	15	15	15
Consommation spécifique de l'explosif q_p (kg/m ³)	0.79	0.72	0.66	0.61	0.56	0.53
Densité de la charge	2.06	1.87	1.72	1.59	1.47	1.37
Quantité d'explosif dans un trou Q_{tr} (kg/m)	278.38	278.38	278.38	278.38	278.38	278.38
Pourcentage de la fragmentation prédit						
Pourcentage maximal	23.4%	27.8%	32.1%	36.4%	40.5%	44.5%
Pourcentage en moyenne	76.5%	72.1%	67.8%	63.5%	59.4%	55.5%
Pourcentage minimal (fin)	0.2%	0.1%	0.1%	0.1%	0.1%	0.0%

Tableau IV.12 : Résultats du calcule variante N°04

Ouverture du tamis (m)		0	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,55	0,60	0,65	0,70	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95	1,00	1,05	1,10
R=1	Pourcentage des passants %	0,0%	3,0%	10,5%	21,0%	33,1%	45,6%	57,4%	67,9%	76,6%	83,6%	88,9%	92,7%	95,4%	97,2%	98,3%	99,1%	99,5%	99,7%	99,9%	99,9%	100,0%	100,0%	100,0%
																						%HG	=0.1%	
R=1.1	Pourcentage des passants %	0,0%	2,4%	8,8%	18,0%	29,1%	40,8%	52,4%	63,0%	72,2%	79,9%	85,9%	90,4%	93,7%	96,0%	97,5%	98,5%	99,2%	99,5%	99,7%	99,9%	99,9%	100,0%	100,0%
																						%HG	=0.1%	
R=1.2	Pourcentage des passants %	0,0%	2,0%	7,4%	15,5%	25,5%	36,6%	47,7%	58,3%	67,9%	76,0%	82,7%	87,9%	91,8%	94,6%	96,6%	97,9%	98,7%	99,3%	99,6%	99,8%	99,9%	99,9%	100,0%
																						%HG	=0.2%	
R=1.3	Pourcentage des passants %	0,0%	1,6%	6,2%	13,4%	22,5%	32,8%	43,5%	53,9%	63,6%	72,1%	79,3%	85,1%	89,6%	93,0%	95,4%	97,1%	98,2%	98,9%	99,4%	99,6%	99,8%	99,9%	99,9%
																						%HG	=0.4%	
R=1.4	Pourcentage des passants %	0,0%	1,3%	5,3%	11,6%	19,8%	29,4%	39,6%	49,8%	59,5%	68,3%	75,9%	82,2%	87,2%	91,1%	94,0%	96,1%	97,5%	98,5%	99,1%	99,5%	99,7%	99,8%	99,9%
																						%HG	=0.5%	
R=1.5	Pourcentage des passants %	0,0%	1,1%	4,5%	10,1%	17,5%	26,4%	36,0%	45,9%	55,5%	64,4%	72,4%	79,1%	84,7%	89,1%	92,5%	94,9%	96,7%	97,9%	98,7%	99,2%	99,6%	99,7%	99,9%
																						%HG	=0.8%	

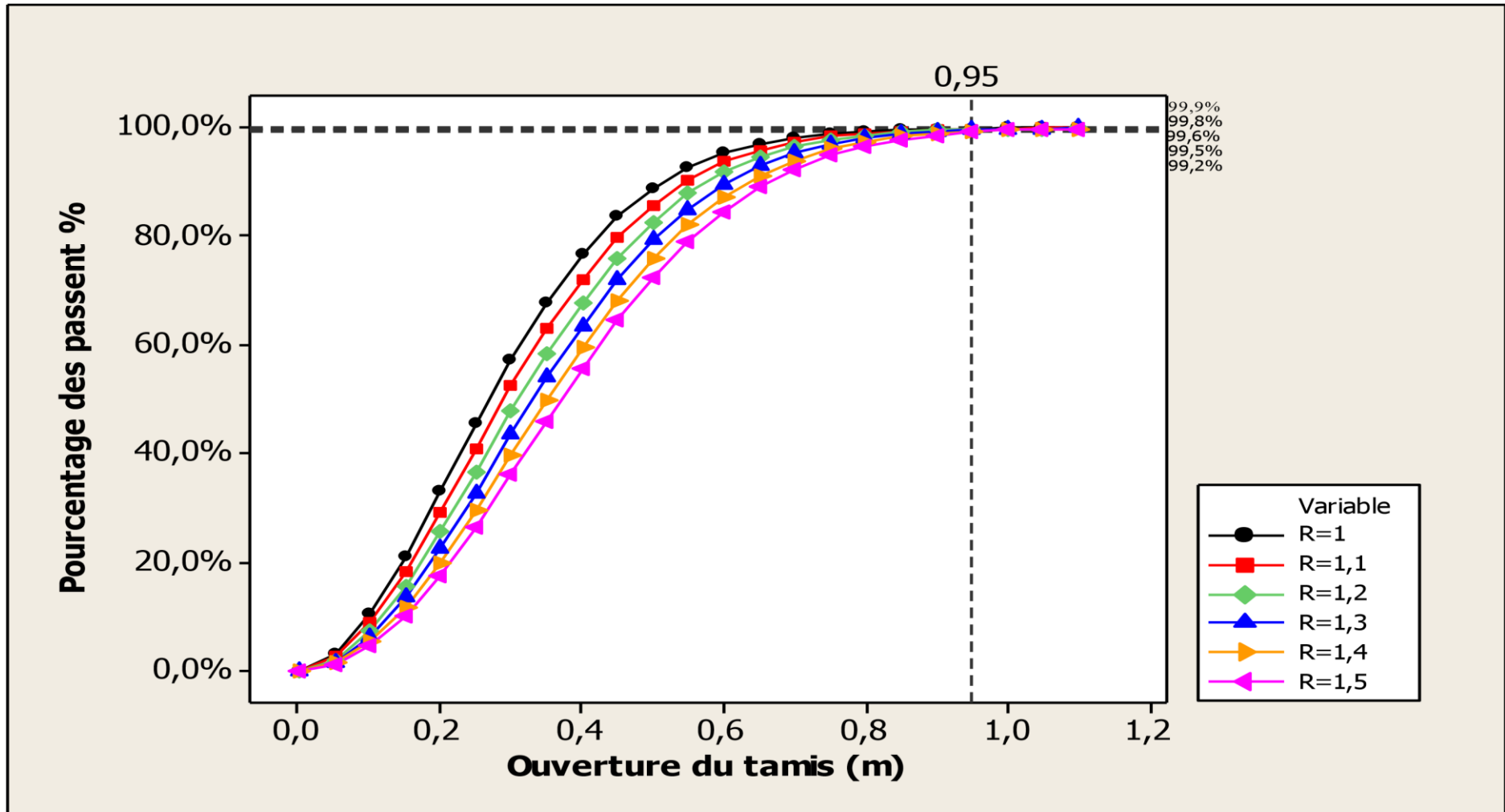


Figure IV.8 : courbe granulométrique variante N°04

IV.7. Analyse et discussions des résultats

Les résultats de calcul à partir du modèle de Kuz-Ram représentés dans les tableaux IV (5, 7, 9, 11), et illustrés dans les figures IV. (4, 5, 6,7) En introduisant les paramètres obtenus par la méthode classique, on constate que :

- ✓ le taux des hors gabarit le moins élevé est 4.8% obtenu avec un diamètre de trous de 110 mm et une maille (en quinconce) et une consommation spécifique de 0.37kg/m^3
- ✓ le taux des hors gabarit le plus élevé est 19% obtenu avec un diamètre de trous de 110 mm et une maille rectangulaire et une consommation spécifique de 0.24kg/m^3 ;
- ✓ Quant au diamètre de 162 mm est à déconseiller car la consommation spécifique est très élevé varie de $(0.53 \text{ à } 0.79) \text{ kg/m}^3$

IV.8. Comparaison entre les méthodes de conception des paramètres de tir

Tableau IV.13 : Comparaison entre les paramètres de tir utilisés dans la carrière d'Ain El Kebira et ceux calculés avec la méthode de KUZ-RAM

Les paramètres	Utilisés dans la carrière	Méthode de KUZ -RAM	
Diametre du trou D_{tr} (mm)	110	110	162
Hauteur du gradin H_{gr} (m)	15	15	15
Inclinaison du trou β (°)	80	80	80
La Banquette b (m)	4	3	3
L'Espacement a (m)	4	(3÷4.5)	(3÷4.5)
Longueur du trou L_{tr} (m)	17.14	16.88	16.88
L'excès de forage L_{ex} (m)	1.32	2.2	2.2
Longueur de la charge principale (m)	5.07	/	/
Longueur de la charge de colonne (m)	8.17	/	/
Longueur de la charge d'explosif (m)	13.24	14.68	14.68
Quantité d'explosif principale (kg)	39.52	/	/
Quantité d'explosif de colonne (kg)	61.35	/	/
Quantité d'explosif par trou (kg)	100.87	128.35	278.38
Consommation spécifique (kg / m^3)	0.35	(0.24÷0.37)	(0.53÷0.79)
Volume abattu par trou m^3	288	/	/
Longueur de bourrage (m)	3.9	2.2	2.2

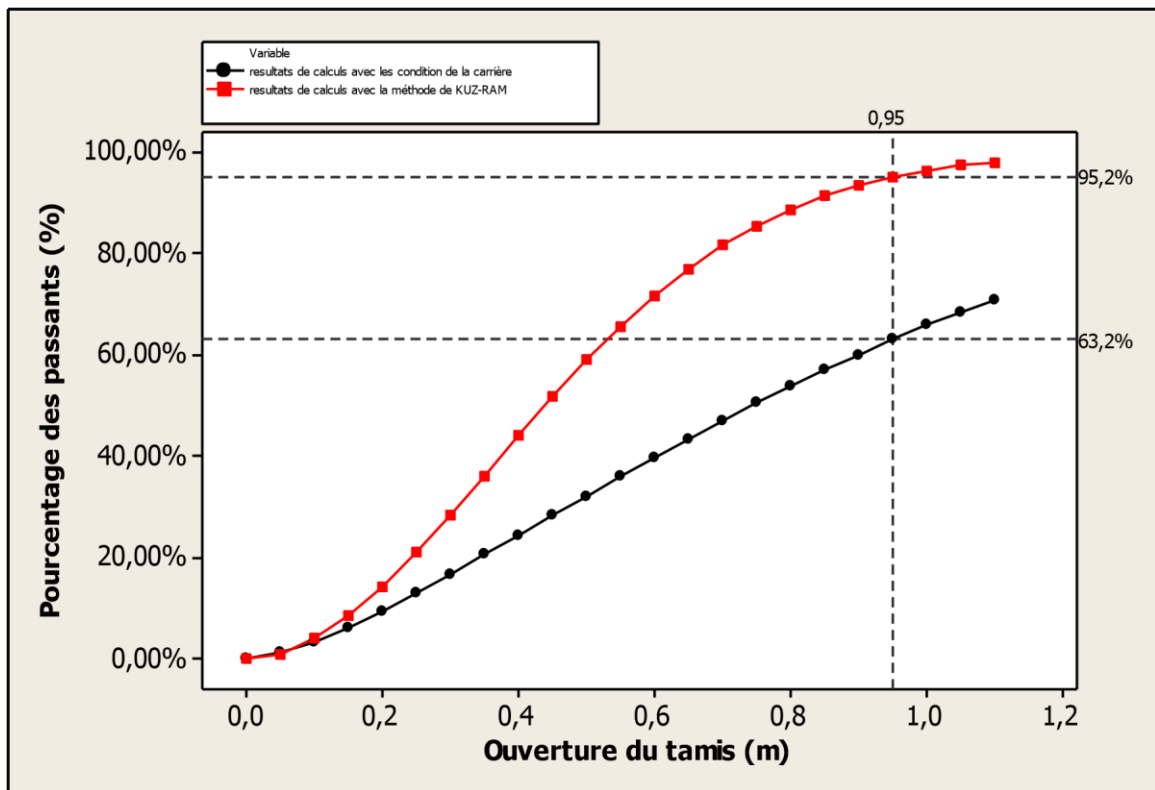


Figure IV.9 : comparaison entre les calculs avec les paramètres utilisés dans la carrière et les paramètres calculé par la méthode du KUZ-RAM

Interprétation :

D’après les résultats calculés par la méthode de KUZ-RAM, on a conclu que :

- le rapport de maille joue un rôle très important sur le résultat de la fragmentation des roches, car le taux des hors gabarit augmente à chaque fois que la maille est grande
- la géométrie de disposition des trous a une influence sur la qualité de fragmentation, la forme de maille en quinconce est beaucoup rentable que la forme carrée/rectangulaire
- le diamètre des trous le plus adéquat est 110 mm et celui de 162 mm est déconseillé à cause de l’augmentation de la consommation spécifique

❖ Proposition d’un plan de tir

D’après les calculs pour avoir une bonne fragmentation avec un taux des hors gabarit réduit, on propose les paramètres d’un plan de tir présenté dans le tableau suivant

Tableau IV.14 : modèle d'un plan de tir proposé pour une bonne fragmentation des roches

Paramètre	H _{gr}	L _{tr}	L _{ch}	a	b	q _p	D _{tr}	Q _{tr}	β	Maille
Valeur	15m	16.88m	14.68m	3m	3m	0.37kg/m ³	110mm	128.35kg	80°	P=1.1

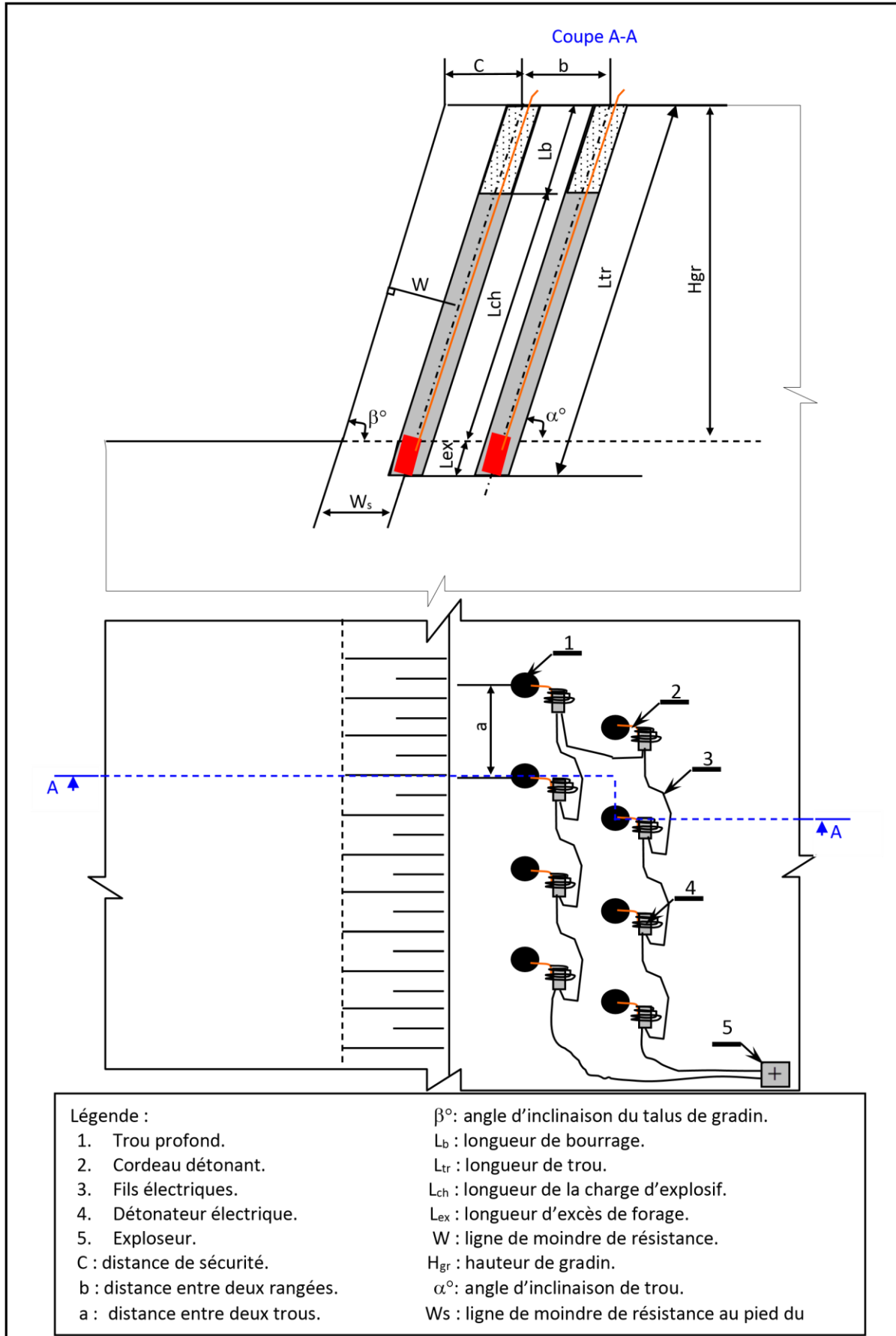


Figure IV.10. Schéma de plan de tir proposé

Conclusion

Nous avons utilisés le modèle de prédiction de KUZ-RAM classique pour prédire la fragmentation pour les différentes conceptions données ci-dessus.

En conclusion, une attention particulière doit être donnée en utilisant le modèle de KUZ-RAM ; en se rappelant des points suivants :

- L'amorçage et la synchronisation doivent être arrangés de manière à augmenter raisonnablement la fragmentation et éviter les ratés de tir ; L'explosif doit avoir une énergie proche de son Relative Weight Strength, RWS calculé.
- Les joints, les discontinuités et l'homogénéité du massif doivent subir une évaluation soigneuse. La fragmentation est souvent définie par la structure de la roche, en particulier lorsque les joints sont plus espacés que la maille de forage.

Le modèle de KUZ-RAM a été largement appliqué dans les conditions minières de l'Afrique du sud, et a donné les conceptions et les analyses qui ont été prouvé dans la réalité sur la gamme complète de diamètre de trou d'abattage et des types d'explosifs. Pour mettre à jour le modèle il faut tenir compte d'une entrée plus sophistiquée d'information sur l'effet des différents paramètres sur la fragmentation

Conclusion Générale

Conclusion générale et recommandations

La fragmentation est une notion complexe dans le contexte de l'exploitation des mines à ciel ouvert. Son amélioration constitue le principal défi du mineur face aux roches classées dures selon les différentes échelles de dureté.

Les applications des ordinateurs personnels pour la conception et l'analyse du tir sont limitées seulement par l'imagination de l'utilisateur. Le modèle de Kuz-Ram est un exemple de ce qui peut être accompli avec une bonne connaissance des ordinateurs et la conception de tir. L'utilisation des ordinateurs personnels pour la conception et l'analyse du tir peut aider à maximiser la performance de l'utilisation de l'explosif en minimisant les coûts totaux.

C'est pourquoi l'objectif du travail de recherche présenté est de développer une méthodologie prédictive de la fragmentation des tirs à l'explosif en ciel ouvert. Cet objectif est atteint avec l'application des méthodes classiques permettant de calculer les paramètres des travaux de forage et de tir et de Kuz-Ram permettant la prédiction de la fragmentation des roches pour les conditions de la carrière. Les résultats des calculs obtenus sont avérés très proches de ceux calculés par la méthode classique. Cependant la nature agissant sur les conditions géologiques et minières nécessite le suivi et le contrôle des résultats de chaque tir et porter les corrections nécessaires.

L'analyse des résultats obtenus pour les conditions de la carrière permet de faire les recommandations suivantes :

- ❖ Un diamètre de trous de 110 mm pour une consommation spécifique d'explosif de 0.37 kg/m^3 est la variante la plus optimale car elle nous limite le taux des hors gabarits de 4.8% et 1% avec une banquette de 3 m et un espacement de 3 m.
- ❖ L'utilisation de diamètre de 162 mm est déconseillé parce qu'il conduit à l'augmentation de la consommation spécifique de 0.53 à 0.79 kg/m^3 ; ce qui augmente les dépenses d'achat des explosifs.
- ❖ Cette distinction peut s'expliquer par la présence ou l'absence d'une discontinuité très remarquable qui complique la gestion de l'énergie du tir d'un côté et nécessite la correction continue des paramètres de forage et de tir.

L'approche est à la fois technique et économique :

- Technique car les paramètres proposés influent positivement sur le transfert de l'énergie explosive et sa répartition entre la charge et le massif rocheux induisant une qualité dans la fragmentation et par conséquent un meilleur produit.
- Économique par l'obtention d'une réduction des blocs hors gabarits dans le tas des roches abattues entraînant une réduction des dépenses pour l'achat d'explosifs et une rationalisation du travail par la réduction du temps consacré au débitage secondaire et au processus chargement-transport.

Références bibliographiques :

Références bibliographiques

- [1] 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).
- [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] Alain Blanchier et Anne Charline, sauvages techniques de l'ingénieur utilisation des explosifs dans le génie civil p C5420-13.
- [4] Anistratov Y. - Technologie d'exploitation des mines à ciel ouvert. Nedra, Moscou, p. 49-82, 1988.
- [5] Ash R.L. _ The mechanics of rock breakage _ Part II : Standards for blasting design. In Pit and Quarry 56(3), pages 118_122, 1963.
- [6] Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R., Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, Trans. Soc. Min. Eng. A. 1 .M.E. Vol .244, pp.427-435.
- [7] B.Said « Étude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes » thèse de doctorat, Université BADJI MOKHTAR Annaba.
- [8] Bergmann O.R., Riggle J.W. and Wu F.C. 1973._ Model rock blasting _ Effect of explosives properties and other variables on blasting results. In International J Rock Mechanics & Mining Sciences, volume 10 (6), pages 585_612, 1973.
- [9] Bhandari S. Engineering Rock Blasting Operations. A.A. Balkema, 1997.
- [10] BOUSSAID Bachir, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, UNIVERSITE ABOU BEKR BELKAÏD – TLEMCEM 2015.
- [11] C.V.B. Cunningham "The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on" African Explosives Limited, Modderfontein, South Africa.
- [12] Cappello, avril 1994, Analyse tectonique et minage appliqués à la production d'enrochement. Revue de l'Industrie Minérale « Mines et Carrières », pp 47-50.

- [13] 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.
- [14] 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.
- [15] Djoudi MERABET, Hamid KHERBACHI Université de BEJAIA (Algérie), Djamel MEHRI Université d'ANNABA (algérie) « amélioration de la qualité de fragmentation des roches fissurées lors de l'abattage à l'explosif dans les mines à ciel ouvert », revue française de géotechnique N°78, 1er trimestre 1997.
- [16] Duval W.I., Atchinson T.C. and Fogelsen D.E., Empirical Approach to Problems in Blasting Research, 8th Rock Mechanics Symposium, University of Minnesota, pp.500-23, 1967.
- [17] Florent Delille. Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert. Sciences de la Terre. Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris, 2012.
- [18] Fourny et al, Fragmentation by Blasting, the First International symposium on Rock Fragmentation August 22-26 (1983).
- [19] 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.
- [20] GHARBI Kouider, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier », mémoire de grade ingénieur, ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE, Alger 2007.
- [21] Hagan T.N. _ The influence of Controllable Blast Parameters on Fragmentation and Mining Costs. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1983.
- [22] Hagan, T.N, 1979, The control of fines through improved blast design. Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, September 1979, Austria, pp: 9-20.

- [23] Héraud H., Leblond J-J., Souchet C., Veronneau J-Y., Bellerepayre J-M., 1994, Minage. Intérêts technique et économique d'une foration de qualité en carrière. Bulletin des laboratoires des ponts et chaussées n°215, pp 33-39.
- [24] Hino K. – Theory and practice of Blasting, Nippo kayaku Co. Ltd., Japan, 1959.
- [25] Hustrulid W. A., and Fairhurst C., 1972, "A Theoretical and Experimental Study of the Percussive Drilling of Rock," International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 9, pp. 431-449.
- [26] kamel m'zoughem et walid chenafa, « étude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière d'Ain el kebira (Sétif) » mémoire de fin d'études grade ingénieur, université Ferhat Abbas, Sétif 2005/2006.
- [27] Kou S., Rustan A.1993 _ Computerized design and result prediction of bench blasting. In Proceedings of the 4th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting.
- [28] Kuznetsov V.M, 1973 _ the mean diameter of fragments formed by blasting rock. In Soviet Mining Science, volume 9 (2), pages 144_148, 1973.
- [29] Lilly P. 1986_ an empirical method of assessing rock mass blastability. In Proc. Large Open Pit Mining Conference (AusIMM), pages 89_92, 1986.
- [30] Livre: "TIRS", tome I (theories ET technologies), les technique de l'industrie minérale N° 13/mars 2002-ISSN 1296-9281.
- [31] Mouloud NEFIS, « modèle d'un plan de tir », mémoire de MAGISTER, Université Badji Mokhtar, ANNABA 2010.
- [32] Nabil ZIDANI et Aghiles SANAT, « Etude de stabilité des talus de la carrière d'Ain El Kebira (Wilaya de Sétif) vis -à-vis un glissement circulaire », mémoire fin d'études Master, Université Abderrahmane Mira, BEJAIA 2014-2015.
- [33] ONEX : « guide technique d'utilisation des explosifs et les accessoires de tir » .
- [34] 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.

- [35] Ouchterlony F. 2002_ Influence of blasting on the size distribution and properties of muckpile fragments, a state-of-the-art review. Technical report, Swedish Blasting Research Centre (SWEBREC) - Luleå University of Technology, December 2002. MinFo Project P2000-10: Energiptimering vid netbrytning / Energy optimization in comminution.
- [36] Ouchterlony F. and Moser P, 2006_ Likenesses and differences in the fragmentation of fullscale and model-scale blasts. In Proceedings of the 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 207_220.
- [37] 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.
- [38] Persson P.-A.,Holmberg R. and Lee J. _ Rock Blasting and Explosives Engineering, chapter 6. Principles of Charge Calculation for Surface Blasting, pages 184_185. CRC Press, 1994.
- [39] Plan d'exploitation 2014 de la carrière d'Ain El Kebira.
- [40] Q zeng,P Navidi,J Zarka, Fragmentation by blasting,mohanty 1996.
- [41] Rosin P., Rammler E. 1933._ the laws governing _ness of powdered coal. In J. Inst. Fuel, volume 7 (31), pages 29_36, 1933.
- [42] Rosin Rammler, 1979, “the laws governing the fineness of powdered coal”, J.Inst.Fuel, Fuel, 7, 2936.
- [43] Rustan A, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, 3rd Int Sympo on Rock Fragmentation by Blasting, Brisbane, pp 303-310, 1990.
- [44] Scott A. _ Effective Blast Engineering. In Proceedings of the Explo '99 Conference, (pages 57_63), 1999.
- [45] U.S. Bureau of Reclamation. Engineering Geology Field Manual. 2001.
- [46] V.RJEVESKI, Processus des travaux miniers à ciel ouvert. NEDRA, Moscou 1978.
- [47] Vincent van Overbeke, Integrating Blast Management in to Loading, Hauling and Crushing Cicle, Cimescaut (Belgica)

Annexes :

Annexe 1 : les gradins en exploitation dans la carrière d'Ain el kebira**Annexe 2** : les réserves restantes dans la carrière d'Ain El Kebira

N° du bloc	Volume du bloc actualisé en 2012 (m ³)	Volume extrait du gradin (m ³)	Volume restant en 2014 (m ³)	Poids volumique (t/m ³)	Quantité (tonnes)
BLOC-1	7552337.99	213630.00	7338707.99	2.60	19080640.77
BLOC-2	2579515.21	163724.00	2415791.21	2.60	6281057.15
BLOC-3	3736430.54	465166.00	3271264.54	2.60	8505287.80
BLOC-4	11522659.82	61776.00	11460883.82	2.60	29798297.93
BLOC-5	5018316.24	4303.00	5014013.24	2.60	13036434.42
BLOC-6	7070932.47		7070932.47	2.60	18384424.42
Total	37480192.27	908599.00	36571593.27	2.60	95086142.50

Annexe 3 : programme en Excel pour calculer les paramètres de plan de tir par la méthode classique

paramètres	symbole	lois	unité	résultat
indice de forabilité	Df	$Df=0.007(\sigma_c+\tau)+0.7\gamma$		8,337
résistance a la compression	σ_c	$\sigma_c=f\times 100$	Kgf/cm2	700
résistance au cisaillement	τ	$\tau=0.33\times\sigma_c$	Kgf/cm2	231
résistance a latraction	σ_{tr}	$\sigma_{tr}=0.12\times\sigma_c$	Kgf/cm2	84
la densité	γ		t/m3	2,6
tirabilité	qet	$0,02(\sigma_c+\sigma_{tr}+\tau)+2\gamma$	g/m3	25,5
consommation spécifique	qp	$qp=(qet+Kex+Kf+Kd+Kc+Kv+Ksd)/1000$	Kg/m3	0,260712
	Kex	$Kex=Aet/Aut$		1,125
	Kf	$Kf=1,2*Im+0,2$		2
	Kd	$0,5/dm$		0,71
	Kc			0,8
	Kv	$(15/Hgr)^{(1/3)}$		1
	Ksd			8
diamètre du trou	Dtr		m	0,11
hauteur du gradin	Hgr		m	15
inclinaijn du trou	β		°	80
inclinaijn du talus	α		°	80
distance de sécurité	c		m	3,8
longueur d'excès	lex	$ls=15Dtr$	m	1,65
longueur du trou	Ltr	$Ltr=(Hgr/\sin\beta)+ls$	m	16,88139918
capacité metrique du trou	P	$P=((\pi*Dtr^2)/4)*\Delta moy$	kg/m	8,726746875
	Δmoy	$(\Delta anfo*81\%+\Delta mIII*14\%)/100\%$	kg/m3	918,75
	% explosif		kg/m3	100
	%anfo		900 Kg/m3	62,5
	%mIII		950 Kg/m3	37,5
ligne de moindre résistance	w	$w=((p^2+4*m*qp*hgr*Ltr*p)^{(1/2)}-p)/2*m*qp*hgr$	m	5,122513712
verification de la sécurité de travail	w≥ws	$ws=hgr(ATAN(\alpha)-ATAN(\beta))+c$	m	3,8
distance entre deux trous	a	$a=m*w$	m	5,122513712
distance entre deux rangée	b	$b=a*w$	m	5,122513712
rapport de maille	r	$r=a/b$	m	1
quantité d'explosif dans un trou	Qtr	$Qtr=q*a*b*Hgr$	kg/trou	102,616817
longueur de bourrage	Lb	$Lb=(20-30)Dtr$	m	2,2
longueur de la charge d'explosif	Lch	$Lch=Ltr-Lb$	m	14,68139918
longueur de la charge d'Amorçage	L-am	$L-am=(Lch*37,5\%)/100\%$	m	5,505524692
longueur de la charge principale	L-pr	$L-pr=(Lch*62,5\%)/100\%$	m	9,175874486
volume du bloc	Vbl	$Vbl=Pan/(Nts*Ns)$	m3	5698,96
surface du bloc	Sbl	$Sbl=Vbl/Hgr$	m2	379,9306667
longueur du bloc	Lbl	$Lbl=Sbl/A$	m	37,08439724
largeur d'enlevure	A	$A=w+(n-1)*b$	m	10,24502742
volume de roches abattu par un trou	Vtr	$Vtr=a*w*Hgr$	m3/trou	393,6022009
nombre de trous	Ntr	$Ntr=(A*Lbl)/(a*b)$	trous	14,47898408

Annexe 4 : Classes de porosité de la matrice rocheuse

Classes	Valeur de porosité	Termes descriptif de porosité
P1	$0\% < n < 1\%$	Porosité très faible
P2	$1\% < n < 5\%$	Porosité faible
P3	$5\% < n < 15\%$	Porosité moyenne
P4	$15\% < n < 30\%$	Porosité forte
P5	$n > 30\%$	Porosité très forte

Annexe 5 : Classes de perméabilité du massif

classes	Perméabilité du massif K_m (m/s)	Terme descriptif de la perméabilité du massif
K1	$K_m < 10^{-8}$	Perméabilité faible
K2	$10^{-8} < K_m < 10^{-6}$	Perméabilité moyenne
K3	$10^{-6} < K_m < 10^{-4}$	Perméabilité forte
K4	$K_m > 10^{-4}$	Perméabilité très forte
K5	Pratiquement infinie	De type karstique

Annexe 6 : Classes de continuité de la matrice rocheuse

classes	Valeur de l'indice de continuité IC	Terme descriptif de continuité
IC 1	$IC > 90\%$	Continuité très élevée
IC 2	$75\% < IC < 90\%$	Continuité élevée
IC 3	$50\% < IC < 75\%$	Continuité moyenne
IC 4	$25\% < IC < 50\%$	Continuité faible
IC 5	$IC < 25\%$	Continuité très faible

Annexe 7 : Echelle d'abrasivité des roches dans les conditions de l'abrasimètre LCPC

ABR (g/t)	0	500	1000	1500	2000
abrasivité	Très faible	faible	Moyenne	forte	Très forte
Exemple : Principales familles de roches	calcaires	basaltes	Grés Roches granitique	quartzites	

Annexe 8 : Classes d'abrasivité de la matrice rocheuse suivant les résultats de l'essai LCPC

Classes d'abrasivité	Abrasivité A_{BR}	Termes descriptifs d'abrasivité de la roche
$A_{BR} 1$	$A_{BR} > 2000$	Abrasivité très forte
$A_{BR} 2$	$1500 < A_{BR} < 2000$	Abrasivité forte
$A_{BR} 3$	$1000 < A_{BR} < 1500$	Abrasivité moyenne
$A_{BR} 4$	$500 < A_{BR} < 1000$	Abrasivité faible
$A_{BR} 5$	$0 < A_{BR} < 500$	Abrasivité très faible

Annexe 9 : classes de résistances en compression uniaxiales

Classes	Valeur de σ_c	Termes descriptif de résistance
RC 1	$\sigma_c > 200$ MPa	Résistance extrêmement élevée
RC 2	100 MPa $< \sigma_c < 200$ MPa	Résistance très élevée
RC 3	50 MPa $< \sigma_c < 100$ MPa	Résistance élevée
RC 4	25 MPa $< \sigma_c < 100$ MPa	Résistance moyenne
RC 5	5 MPa $< \sigma_c < 25$ MPa	Résistance faible
RC 6	1MPa $< \sigma_c < 5$ MPa	Résistance très faible
RC 7	$\sigma_c < 1$ MPa	Résistance extrêmement faible

Annexe 10 : Classes de déformabilités de la matrice rocheuse

Classes	Valeurs du module de YOUNG	Termes descriptif de déformabilités
DE 1	$E > 50$ GPa	Matrice extrêmement raide
DE 2	20 GPa $< E < 50$ GPa	Matrice très raide
DE 3	5 GPa $< E < 20$ GPa	Matrice raide
DE 4	1GPa $< E < 5$ GPa	Matrice moyennement raide
DE 5	0.1 GPa $< E < 1$ GPa	Matrice peu raide
DE 6	$E < 0.1$ GPa	Matrice très peu raide

Annexe 11 : Classes de fragilité de la matrice rocheuse

Classes	Valeur de FR	Termes descriptif de fragilité
F1	$FR > 25$	Très fragile
F2	$15 < FR < 25$	Fragile
F3	$10 < FR < 15$	Moyennement fragile
F4	$FR < 10$	Peu fragile

Annexe 12 : niveaux d'exploitation touchés par l'extraction année 2016

gradin	niveau	Surface (m ²)	H moyen (m)	Volume (m ³)	Tannage (t)	%
Gradin 1	+1200 m	2608	14	36486	94864	6%
Gradin 2	+1185 m	9289	9.8	90818	236127	15%
Gradin 3	+1170 m	8191	10.2	83593	217342	14%
Gradin 4	+1155 m	10922	8.5	92981	241751	16%
Gradin 5	+1140 m	3548	10.0	35653	92698	6%
Gradin 6	+1130 m	19319	13.3	256857	667828	43%
TOTAL				596388	1550609	101%

Annexe 13 : camion de type ‘‘Caterpillar 773G’’ utilisés à la carrière d’Ain el kebira



Annexe 14 : fissuration arrière dû après le tir (effet arrière)



Annexe 15 : sondeuse de type ‘FURUKAWA DCR 20’

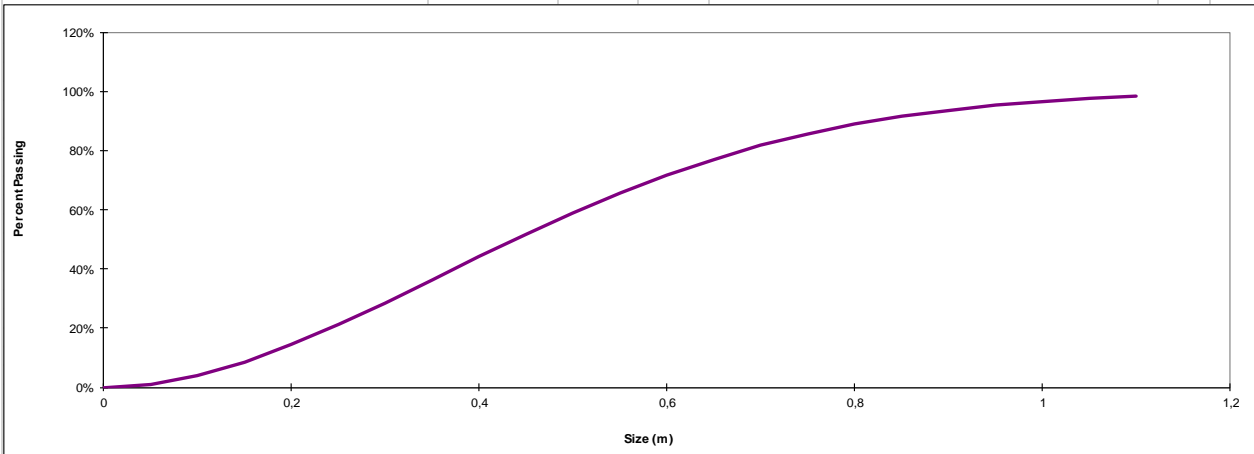


Annexe 16 : chargeuse de type ‘Komatsu WA 700’ utilisé à la carrière d’Ain el kebira



Annexe 17 : programme en Excel de KUZ-RAM pour les calculs de la prédiction de la fragmentation des roches

KUZ-RAM FRAGMENTATION ANALYSIS			
Project:	Red Chris Project		
Rock Type	Calcaire		
Intact Rock Properties			
Rock Factor (Facteur de la roche)			
Rock Type (Type de la roche)	Calcaire		
Rock Specific Gravity	2,6	SG	
Elastic Modulus (Module d'young)	27	GPa	
UCS	60	MPa	
Jointing (Discontinuité)			
Spacing (Espace)	0,8	m	
Dip	80	deg	
Dip Direction	0	deg	
In-situ block	1,5	m	
Explosives			
Density (Densité)	0,92	SG	
RWS	78%	(% ANFO)	
Nominal VOD (Vitesse de détonation nominale)	3350	m/s	
Effective VOD (Vitesse de détonation effective)	1900	m/s	
Explosive Strength (Résistance de l'explosif)	0,250906661		
Pattern Design			
Staggered or square(Coefficient de la disposition du plan de tir)	1,1		
Hole Diameter (Diametre de trou)	110	mm	
Charge Length (Longueur de la charge)	14,68	m	
Burden (Banquette)	3	m	
Spacing (Distance entre les trous)	3	m	
Drill Accuracy SD (precision de forage)	0,1	m	
Bench Height (Hauteur de gradin)	15	m	
Face Dip Direction	0	deg	
Powder Factor (consommation spécifique)	0,37	kg/m ³	
Charge Density (Densité de la charge)	0,95	kg/m ³	
Charge Weight per hole (Quantité d'explosif par trous)	128,35	kg/hole	
Fragmentation Target Parameters			
Oversize (Diamètre maximal)	0,4	m	
Optimum (Diamètre moyenne)	0,3	m	
Undersize (Diamètre minimal)	0,01	m	
Predicted Fragmentation			
Percent Oversize(Pourcentage maximal)	55,8%		
Percent In Range(Pourcentage en moyenne)	44,1%		
Percent Undersize(Pourcentage minimal (fin))	0,1%		
Blastability Index (Indice de tirabilité)			
Blastability Index (Indice de tirabilité)	7,14		
Average Size of Material (Dimension moyenne des morceaux)	44 cm		
Uniformity Exponent (Exposant d'uniformité)	1,91		
Characteristic Size (Dimension caractérisée)	0,53 m		
Notes			
coefficient de la disposition du plan de tir:			
maille carrée/rectangulaire = 1,			
maille en quinconce = 1.1			
Percent Passing			
	Size (m)		
	0,0%	0	
	1,1%	0,05	
	4,0%	0,10	
	8,6%	0,15	
	14,4%	0,20	
	21,1%	0,25	
	28,6%	0,30	
	36,3%	0,35	
	44,2%	0,40	
	51,8%	0,45	
	59,0%	0,50	
	65,7%	0,55	
	71,8%	0,60	
	77,1%	0,65	
	81,7%	0,70	
	85,6%	0,75	
	88,8%	0,80	
	91,5%	0,85	
	93,6%	0,90	
	95,2%	0,95	
	96,5%	1,00	
	97,5%	1,05	
	98,2%	1,10	



Résumé

L'abattage des roches avec emploi de matières explosives a toujours posé problème aux experts dans le domaine minier. Leurs emplois exigent l'étude de beaucoup de facteurs, tant miniers que techniques et géologiques. Les opérations d'abattage de roche devraient être conduites de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, concassage et broyage).

Dans cette étude, on donne également l'importance préalablement aux principaux facteurs qui aideront à avoir une bonne fragmentation, puis à la compréhension détaillée du mécanisme de rupture, où l'on considère que le processus de fragmentation est une extension naturelle de celui de la rupture.

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, X_{50} , 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. Les modèles prévoient seulement la taille des passants et ne considère pas la forme des particules ou l'affaiblissement du matériel, dû aux microfissures venues du taux de chargement élevé de tir. Le modèle de KUZ-RAM a été introduit par Cunningham (1983) et (1987)

Par la suite, le dépouillement de l'ensemble des résultats par l'analyse en paramètres prépondérants nous a permis d'effectuer une étude globale pour faire sortir les paramètres les plus influents sur les résultats des tirs et leurs liaisons entre eux. Sur la base de ces paramètres, et en utilisant la méthode de l'analyse discriminante. Nous avons pu construire un outil permettant de prévoir les résultats des tirs

Mots clé : l'abattage des roches, explosifs, plan de tir, fragmentation, distribution granulométrique, modèles de prédiction, paramètre de roche.