

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

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
Filière : Génie Minier
Option : Exploitation des Mines

Présenté par :

1/-*BOUTALEB Yanis*

2 /*KHEMIS Ziyed*

Thème

**AMELIORATION DE LA QUALITE DE FRAGMENTATION DES
RCHES DANS LES CARRIERES ALGERIENES : CAS DE LA
CARRIERE DE LA CIMENTERIE DE AIN ELKEBIRA, W. SETIF.**

Soutenu le **14/07/2022** à **9h00** devant le jury composé de :

Président	Mr. MAZA. M	Pr	U.A.M.Bejaia
Encadrant	Mr. SAADOUN. A/R	MCB	U.A.M.Bejaia
Examineur	Mr. FREDJ. M	MCA	U.A.M.Bejaia

Promotion: 2021-2022

Remerciements.

« Au nom d'allah le tout miséricordieux, le très miséricordieux »

Qu'il nous soit autorisé de manifester notre gratitude, et notre reconnaissance à toutes personnes morales ou physiques qui a contribué de loin ou de près à la réalisation de ce mémoire de fin de cycle, dans de bonnes conditions. Il s'agit notamment de :

- ✓ Le **Seigneur Dieu** tout puissant, pour nous avoir accordé vie, santé et paix de l'esprit sans quoi nous n'aurons pu achever ce travail ;
- ✓ Notre encadreur **Mr. SAADOUN Abderrazek** : Votre compétence, votre encadrement a toujours suscité notre profond respect. Nous vous remercions pour votre accueil et vos conseils.
- ✓ Membres de jury pour l'honneur qu'ils nous ont fait en acceptant de siéger à notre soutenance, tout particulièrement : **Mr. MAZA** pour nous avoir fait l'honneur de présider le jury de ce mémoire. Nous souhaitons exprimer notre gratitude à **Mr. FREDJ** pour avoir fait de lecteur notre mémoire, aller l'examiner et il peut évaluer ce mémoire.
- ✓ Toute notre gratitude va à monsieur **YAHIAOUI Younes** doctorant à l'école nationale supérieure des mines et métallurgie Annaba, Leurs précieux Conseils et encouragements ont permis d'amener à bien cette recherche, pour son aide efficace et amicale durant cette période.
- ✓ L'ensemble du personnel et les professeurs du département Mines et Géologie, qui nous ont enseignés ainsi que ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre université, et en particulier ceux qui nous ont aidé pour ce projet de fin d'études ;
- ✓ Nos maîtres de stage **M^r. MEZOUAR et ADEL**, qui nous ont aiguillé et conseillé tout le long du stage et avec qui nous avons beaucoup appris ;
- ✓ la direction et personnel de l'entreprise nationale groupe industriel des ciments d'Algérie GICA pour nous avoir fait confiance et nous avoir permis de venir faire ce stage.
- ✓ Aux étudiants, collègues, camarades de promotion pour leur sincère collaboration, sentiments d'amitié et profonde gratitude ;

MERCI



DEDECACE.

✿ Je dédie ce travail à ... ✍

➤ *A mon Père : en vous, je voie un père dévoué à sa famille. Ta présence en toute circonstance m'a maintes fois rappelé le sens de la responsabilité.*

➤ *A ma Mère : en vous, je voie la maman parfaite, toujours prête à se sacrifier pour le bonheur de ses enfants. Merci pour tout.*

➤ *A mon épouse HAMMA Lynda: 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.*

➤ *A mes sœurs et mes frères et leurs maries et enfants : Qui je le sais ma réussite est très importante pour vous. Que Dieu vous paye pour tous vos bienfaits.*

➤ *A tous mes amis, Mes collègues : A tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail.*

KHEMIS ZIYED

Dédicace

Je dédie ce modeste travail :

A mes chers parents, qui mérite une grande estime, qu'ils trouvent ici l'accomplissement à tous les vœux et l'expression de ma profonde gratitude ainsi que le témoignage de mon affection et de ma tendresse.

A mon cher frère et mes chères sœurs qui m'ont beaucoup aider et pousser à arriver à ce que je le suis maintenant.

A la famille BOUTALEB

A tous mes amis ceux que j'ai partagés avec eux les meilleurs moments de ma vie.

A tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin.

A tous ceux qui m'aiment pour de vrai.

Liste des figures

Chapitre I : Généralités sur les travaux de forage et de tir.

Figure I.1 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.....	6
Figure I.2 : Choix du type d'équipement.....	8
Figure I.3 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	10
Figure I.4 : Conséquences de déviation des forages.....	10
Figure I.5 : Sens d'initiation d'une charge explosive.....	14
Figure I.6 : Schéma de plan de tir.....	15
Figure I.7 : échappement de gaz à travers un joint marneux.....	15
Figure I.8 : anomalie de tir dû à la présence d'un karst.....	16
Figure I.9 : fissuration causée suite à un tir de mine.....	17

Chapitre II : Description de site d'étude de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Figure II.1 : image satellite du périmètre de permis d'exploitation de carrières du calcaire...	18
Figure II.2 : Localisation Topographique Du Site De Calcaire.....	21
Figure II.3 : Situation du Djebel Medjounes.....	23
Figure II.4 : les gradins en exploitation de gisement du Djebel Medjounes.....	30
Figure II.5 : hauteur du gradin de gisement du Djebel Medjounes.....	31
Figure II.6 : Schéma de la plate-forme de travail.....	33
Figure II.7 : la sondeuse Furukawa FRD DCR-20 et ses éléments	36
Figure II.8 : la chargeuse Caterpillar 990k utilisée.....	39
Figure II.9 : Types des dumpers utilisés Hitachi EH1000 et Caterpillar 773 G.....	40
Figure II.10 : image montre marteau d'un concasseur.....	41
Figure II.11 : image d'un concasseur.....	41
Figure II.12 : Exemple de l'opération de chargement avec mesures de sécurité.....	42
Figure II.13: Exemple des hors gabarit après le tir.....	44
Figure II.14: la fissuration du massif rocheux.....	45
Figure II.15 : débitage secondaire assuré avec une pelle hydraulique.....	47

Chapitre III : Optimisation qualité de fragmentation au niveau de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Figure III.1 : Marmanit III en cartouche et l'Anfomil en vrac dans les sacs de 25 Kg.....	53
Figure III.2: Les accessoires de tir (cordant détonant, les détonteurs, le fil de tir)	54
Figure III.3: schéma de chargement de trou par d'explosifs.	60
Figure III.4 : Exemple de plan de tir existant au niveau de la carrière Ain El Kébira.....	65
Figure III.5 : Schéma de tir.....	68
Figure III.6 : Forme et dimensions du tas abattu.....	69
Figure III.7 : Courbe granulométrique des résultats de tir par plan de tir existe	73
Figure III.8 : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode proposé.....	74
Figure III.9 : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode proposé.....	75

Liste des tableaux

Chapitre I : Généralités sur les travaux de forage et de tir.

Tableau I.1. Les différents types d'explosifs fabriqués par l'ONEX.....	6
--------------------------------------------------------------------------------	---

Chapitre II : Description de site d'étude de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Tableau II.1 : Les coordonnées en UTM de gisement Ain El Kebira.....	22
Tableau II.2 : Tableau de calcul des réserves géologiques.....	28
Tableau II.3: largeur du prisme d'éboulement en fonction de dureté.....	32
Tableau II.4: les différents types de sondeuse utilisés dans la carrière.....	35
Tableau II.5 : Rendement des engins de chargement.	38
Tableau II.6 : les différents matériels de chargement utilisé dans la carrière.....	38
Tableau II.7 : Rendement des engins de transport.....	39
Tableau II.8: les engins de transports disponibles au niveau de la carrière.....	40
Tableau II.9: différentes causes de provenance des blocs hors-gabarits.	44
Tableau II.10 : Résultats de l'étude de la fissuration du massif de calcaire d'Ain -El-Kébira...	45
Tableau II.11 : Catégorie de fissuration des roches.....	46

Chapitre III : Optimisation qualité de fragmentation au niveau de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Tableau.III.1 Classification de la roche selon l'indice de forabilité.....	50
Tableau.III.2 : Classification de la roche selon l'indice de tirabilité.....	51
Tableau.III.3 : Définition du mode de forage en fonction de l'indice de forabilité.....	52
Tableau III.4 : Caractéristiques technique des explosifs.....	53
Tableau III.5 : Les valeurs de k_c en fonction de tirabilité et diamètre de trou.....	56
Tableau III.6 : Les valeurs de K_{sd} en fonction de surfaces dégagées.....	56
Tableau III.7. Les valeurs de K en fonction de dureté.....	63
Tableau III.8 : Les valeurs de coefficient qui tient compte de l'intervalle des retards.....	64
Tableau III.9 : Résistance au tir en fonction de la dureté.....	64
Tableau III.10 : Paramètres des travaux de forage et de tir.....	66
Tableau III.11 Les paramètres de plan de tir de gisement calcaire de djebel Medjounes mois de mai 2022.....	67
Tableau III.12 Les quantité d'explosif et les accessoires de tir utilisés.....	69
Tableau III.13. Facteur de la masse rocheuse en fonction de la dureté.....	70
Tableau III.14: : la répartition des roches abattu par le plan de tir existé dans la carrière.....	73
Tableau III. 15 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode calculer.....	74
Tableau III. 16 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode calculer.....	75

Sommaire

Remerciements

Dédicace

Liste des figures.....I

Liste des tableaux.....II

Introduction générale.....1

Chapitre I : Généralités sur les travaux de forage et de tir.

Introduction	2
I.1.Travaux de l'abattage	2
I.1.2. Travaux de forage.....	2
I.1.3 L'explosif.....	3
I.3.1.1. Caractéristiques pratiques d'un explosif.....	3
I.4. Les critères de choix d'un explosif.....	4
I.5. Les accessoires de tir.....	5
I.6. Les explosifs fabriqués en Algérie.....	6
I.7.La foration	7
I.7.1. Généralités	7
I.7.2. Choix du matériel de foration	7
I.7.3. Choix de la méthode de foration	7
I.7.4. Paramètres caractérisant l'engin de foration.....	7
I.7.5. Techniques de foration.....	8
I.8. Paramètre d'un plan de tir	9
I.8.1. Paramètres liés aux trous	9
I.8.2. Paramètres liés au Bourrage	12
I.8.3. Paramètres liés au plan.....	13
I.9. Les anomalies de tir.....	14
I.9.1. Les joints.....	14
I.9.2. Les karsts.....	15
I.9.3. Les fracturations	16
I.9.4. Les Failles	16
I.9.5. Fissuration arrière (effet arrière)	16
I.9.6. Gradin en surplomb	17
Conclusion.....	17

Chapitre II : Description de site d'étude de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Introduction	18
II.1. Généralités sur la région d'étude.....	18
II.1.1. Situation géographique et administrative.....	18
II.1.2. Géomorphologie et climat.....	19

II.1.3. Particularités économiques.....	19
II.2. Géologie régionale.....	19
II.2.1. Introduction.....	19
II.2.2. Stratigraphie et paléogéographie.....	20
II.2.3. Tectonique.....	20
II.3. Etude géologique du gisement.....	20
II.3.1. Localisation.....	20
II.3.2 Stratigraphie.....	23
II.3.3. Tectonique du gisement.....	26
II.3.4. Méthode d'étude.....	26
II.4. Géomorphologie.....	27
II.4.1. Hydrologie	27
II.4.2. Hydrogéologique de gisement.....	28
II.5. Les Réserves Géologique.....	29
II.6. Ouverture du gisement d'Ain El Kebira.....	29
II.7. Méthode d'exploitation.....	29
II.7.1. Système d'exploitation.....	29
II.7.2. Les paramètres de la méthode d'exploitation.....	30
II.8. Travaux de forage et de tir dans la carrière.....	34
II.8.1. Les travaux de forage et de tir.....	34
II.9. Travaux de chargement et transport.....	37
II.9.1. Chargement.....	37
II.9.2. Transport.....	39
II.9.3. Concassage du calcaire.....	40
II.10. Sécurité de travail.....	42
II.11. Etude des causes de provenance des hors-gabarits.....	43
II.12. Influence de la formation structurale géologique des massifs et les discontinué sur la qualité de fragmentation	44
II.13 Débitage secondaire au niveau de la carrière.....	46
Conclusion.....	47

Chapitre III : Optimisation qualité de fragmentation au niveau de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Introduction	48
III.1. Mode de forage utilisé.....	48
III.1.1. Choix du mode de forage.....	48
III.1.2 Procédure de choix de la machine de forage.....	48
III.2. Détermination des propriétés physiques et mécaniques des roches d'AIN EL KEBIRA...	49
III.2.1. La dureté.....	49
III.2.2 La résistance à la traction.....	49
III.2.3 La résistance au déplacement.....	49
III.2.4 Détermination de l'indice de forabilité du calcaire.....	50

III.2.5 Détermination de la tirabilité du calcaire ($q_{\text{étalon}}$)	50
III.2.6 Le forage.....	51
III.3 Les explosifs utilisés.....	52
III.3.1 Anfomil.....	52
III.3.2 Marmanit III.....	52
III.3.3 Les caractéristiques techniques d'explosif.....	52
III.3.4 Les accessoires de tir utilisés dans la carrière.....	53
III.4 La consommation spécifique d'explosif du projet.....	54
III.4.1 Aptitude au travail de l'explosif.....	54
III.4.2 La consommation spécifique de projet.....	55
III.5. Les paramètres de forage et de tir avec calcul.....	57
III.5.1. Paramètre de forage.....	57
III.5.2 Paramètres du bloc à tirer.....	61
III.6 Plan de tir utilisé dans la carrière Ain El Kébira.....	67
III.6.1 Schéma de tir en (m)	68
III.6.2 Consommation d'explosif par trou et par volée.....	68
III.6.3 Accessoires de tir.....	68
III.6.4 Forme et dimensions du tas abattu.....	69
III.7. Modélisation de la fragmentation du tir.....	69
III.7.1 Définition de modèle KUZ-RAM.....	69
III.7.2 Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram.....	70
III.7.3 La taille moyenne des fragments.....	70
III.7.4 Indice d'uniformité.....	71
III.7.5. Méthodes de calcul.....	72
III.7.6 Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant.....	73
III.7.7 Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres calculer	74
III.7.8 Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec changement la longueur de la charge.....	74
Conclusion.....	76
Conclusion générale	77
Références bibliographiques.....	III
Annexe.....	IV
Résumé	

Introduction générale

L'importance du secteur de l'industrie minérale est primordiale pour le développement de l'économie nationale, cela constitue l'amont de toutes les industries dérivant des ressources naturelles, donc l'industrie minière à se développer afin de faire face aux besoins sans cesse croissant des différentes industries, parmi elles l'industrie des matériaux de construction (production des agrégats). 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.

Tout en amont, les travaux de forage et de tir constitue un élément clé de la chaîne de production. Ces travaux jouent donc un rôle important dans une carrière des agrégats, la maîtrise de cette opération va permettre de garantir la sécurité lors de l'opération, de limiter les coûts engendrés par elle-même et enfin d'obtenir une granulométrie adaptée aux installations et à ce que l'on veut faire du produit.

L'actualité de notre thème va se poser sur l'amélioration de la qualité de fragmentation, car en l'état actuel des roches, ils n'assurent pas une qualité de fragmentation des roches adéquates vu le taux élevé de blocs hors gabarit obtenu dans la masse rocheuse abattue. C'est dans ce contexte que nous allons mener notre investigation pour étudier le début de la formation des hors gabarits lors de l'initiation de l'explosion au niveau de la carrière de Ain El Kebira et étudier les paramètres du plan de tir afin d'éviter la formation des roches hors gabarits par l'analyse en basant sur les méthodes empiriques.

Notre travail repose sur trois chapitres (03). Premièrement, nous avons présenté les paramètres, de tir et de forage. Deuxièmement, nous avons parlé sur la description de site étudié de la carrière de cimenterie. Troisièmement, nous avons mené une optimisation de la qualité de fragmentation de la carrière c'est que nous permet d'aller à poser la problématique suivante : 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 est basé sur l'optimisation :

- 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).

Cette optimisation 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.

Et on a finalisé notre travail par une conclusion générale

Chapitre I : Généralités sur les travaux de forage et de tir.

INTRODUCTION.

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

La coupe des roches est le premier maillon du processus d'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il s'agit de modifier l'état naturel des roches pour améliorer leur processus d'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, des quantités d'explosifs et la planification de tir. [1]

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, [2] qui est notre étude dans ce chapitre.

I.1. Travaux d'abattage.

L'abattage de roches est l'une des principales opérations de la chaîne technologique minière. Elle consiste à casser des roches au niveau de la parcelle et à les obtenir sous forme de blocs d'abattage de différentes tailles et volumes. Dans la pratique minière. Il existe différentes méthodes de minage, à savoir :

- Récolte mécanisée ;
- Exploitation mécanique hydraulique ;
- L'abattage à l'explosif, etc...

L'utilisation de la méthode de tir ne donnera pas un bloc surdimensionné de 0%, car la roche se fracturera et dissipera le projectile à haute énergie dans l'atmosphère.

I.2. Travaux de forage

Le développement et le suivi d'une bonne ingénierie de forage et de tir déterminent le succès d'un programme minier, car il est nécessaire de mettre l'accent sur les programmes de tir opérationnel aux niveaux technique, économique et ponctuel et caractéristique.

Après l'installation et la réalisation d'un ensemble de trous constituant un sautage standard, les charges sont mises en œuvre selon le plan de tir choisi. L'équipement de forage doit être proportionné au rendement recherché.

Les trous de perçage doivent être percés à partir du bon emplacement, de la bonne direction de la bonne longueur et du bon diamètre.

I.3. L'explosif :

Les explosifs sont des matériaux industriels inertes qui se transforment en de grandes quantités de gaz à haute température en très peu de temps sous l'action d'un choc, d'un incendie ou d'une combinaison des deux.

Une substance explosive est définie comme tout agent chimique ou mélange de composants chimiques capable de libérer du gaz à des températures, des pressions et des vitesses très élevées par réaction chimique et sous l'influence d'un amorçage approprié, pouvant, par exemple, entraîner des dommages aux personnes ou aux biens.

Ces matériaux sont généralement constitués d'un mélange intime de corps combustibles ne contenant pas suffisamment d'oxygène pour une combustion complète et de corps oxydants pour fournir cet oxygène nécessaire.

Explosifs utilisés dans les mines en Algérie : La puissance de l'explosif est proportionnelle à la vitesse de l'explosion, au cours de laquelle se produit cette décomposition. Elle détermine le régime normal de la décomposition de l'explosif, ce qui permet de classer les explosifs en deux catégories :

- Explosifs déflagrants, appelés aussi « poudres », se décomposant à une vitesse inférieure à 1000 m/s.
- Les explosifs détonants conventionnellement appelés « explosifs », dont la vitesse de décomposition est supérieure à 1000 m/s. Ce sont les dynamites, les explosifs nitrates... etc.

I.3.1. 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.[3]

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 roches tendres.

B) Le diamètre critique de détonation :

C'est, par définition, le plus petit diamètre d'une charge explosive au-dessous duquel la détonation est impossible à l'air libre, car l'onde explosive ne peut s'y entretenir. Bien que l'utilisation dans un trou de mine puisse, du fait du confinement, abaisser la valeur du diamètre critique de détonation de l'explosif, il est évidemment souhaitable que le diamètre du trou soit supérieur au diamètre critique de détonation mesuré à l'air libre.

C) La sensibilité à l'amorce :

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

Dans la pratique, on distingue :

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

D) La vitesse de détonation :

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

E) L'énergie

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

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

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

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.

F) L'aptitude à transmettre la détonation

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

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

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

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

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

I.4. Les critères de choix d'un explosif

Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de la résistance de la roche, si le massif est fracturé ou consolidé, cela nous met à choisir un explosif qui exerce un effet de poussée bien adéquat.

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).

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.

I.5. 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.

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 chauffent d'autres particules.

Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde.

Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc.

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

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 ». [4]

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.

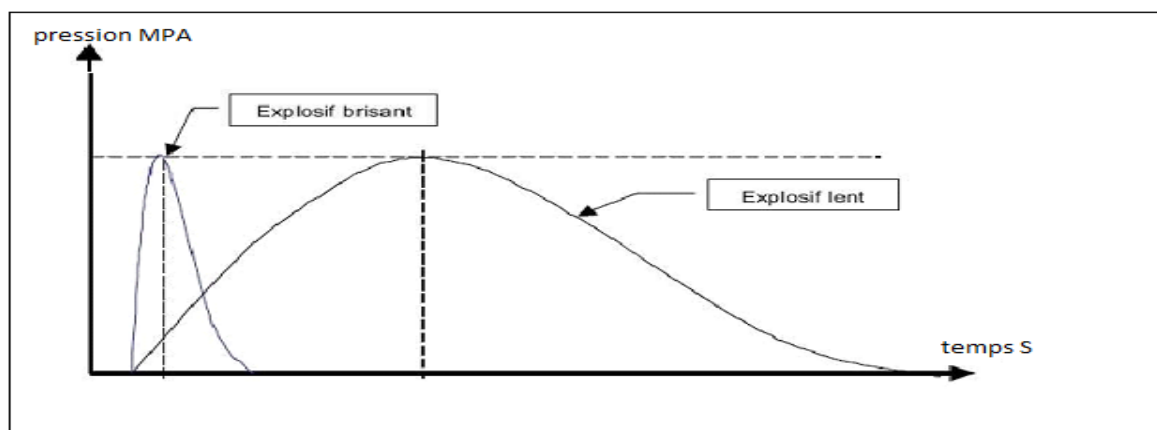


Figure I.1 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.[5]

I.6. Les explosifs fabriqués en Algérie.

L'Office National des substances Explosives (ONEX) est une entreprise militaire à caractère industriel et commercial, ses missions principales consistent en la production et la commercialisation des produits explosifs, accessoires de tir et cartouches de chasse pour satisfaire les besoins du marché.

Tableau I.1. Les différents types d'explosifs fabriqués par l'ONEX. [6]

Désignation Commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de Détonation (m/s)	Puissance C.U.P	Utilisation
Géonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	Roches dures
Gélanit I	Bonne	1.40	6300	1.33	Roches dures
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	Abattage souterrains
Garrinit	Médiocre	1.00	4500	1.27	Dureté moyenne
Marmanit I	Médiocre	0.96	4000	1.28	Dureté moyenne
Marmanit I	Médiocre	1.05	4100	1.27	Dureté moyenne
Marmanit III	Médiocre	1.00	3800	1.18	Roches tendres
N.18 Bis	Médiocre	0.95	2500	1.16	Roches tendres
Anfomil	Médiocre	0.85	3000	1.15	Roches tendres

I.7. La foration.

I.7.1. 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. [7]

I.7.2. 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. [7]

I.7.3. 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. [8]

❖ 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). [9]

I.7.4. Paramètres caractérisant l'engin de foration.

Le matériel de forage utilisé peut avoir les caractéristiques suivantes :

- Diamètre du trou de forage : dans les opérations d'extraction à l'explosif, le diamètre du trou de forage allant de 45 à 162 mm ;
- Profondeur de perçage : elle détermine la plage de diamètres disponibles et peut, dans certains cas, des techniques de forage sont utilisées. Par exemple, les machines légères Le forage n'est autorisé qu'à de faibles profondeurs et à des diamètres réduits. autre un exemple peut être donné en mettant en œuvre la technique du marteau perforateur Profondeur de fond importante ;
- Quantité de matière à découper : elle est directement liée à la vitesse de production, et définissez les exigences de forage en mètres en fonction de la taille de la grille.

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. [7]

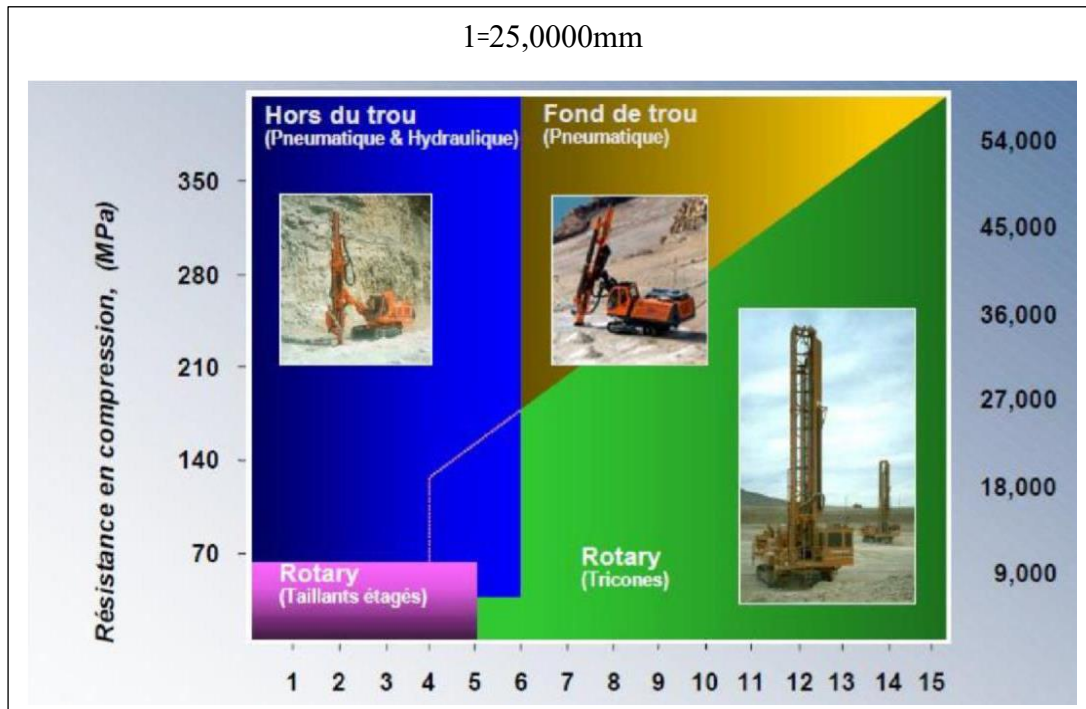


Figure I.2 : Choix du type d'équipement [10].

I.7.5. Techniques de foration.

Toutes les technologies de forage existantes utilisent actuellement :

- Mouvement de rotation ;
- Propulsion avec ou sans percussion ;
- Air comprimé conçu pour soulever les déblais de forage (Dans certains cas, l'air comprimé peut être ou mousse) ;

Le mouvement de rotation et de descente et le soufflage d'air sont provoqués par un Tige ou chapelet de tuyaux reliés à des outils situés en bas (cutter, pyramide, outil de coupe) 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). [7]

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 percutante 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. [7]

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. [7]

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. [7]

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. [7]

I.8. Paramètre d'un plan de tir.

I.8.1. Paramètres liés aux trous.

I.8.1.1. Qualité de la foration :

Pour une part importante, le résultat de l'extraction dépend de la qualité du trou et donc de l'exécution, de la géométrie et caractéristiques du forage à charger.

L'énergie explosive, en revanche, est plus efficace car elle est limitée. L'intérieur du trou donne un trou foré de qualité recherchée. Enfin, les conséquences les plus évidentes de la qualité du forage se situent au niveau de la paroi prédécoupée, où de bons résultats sont nécessairement liés au parallélisme et à la planéité du forage.

Résultats de forage de mauvaise qualité, le plus souvent déviés visible, il y a ceci ; dans le cas du découpage. Ou non directement visible, s'il est abattage, mais parfois avec des conséquences considérables : prédictions, production de blocs, Voir les coups manqués dans des situations extrêmes et plus encore.

Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves. [11]

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 de graves irrégularités sont présentes dans le front de taille comme le montre la Figure I.3, un profil assez précis doit être établi. En effet, une mesure d'approximation avec une corrélation claire avec le haut de la marche conduirait à surestimer le banc dans le cas de la gauche et à le sous-estimer dans le cas de la droite.

Dans le premier cas il y a un risque de projection verticale importante, dans le second il y a un risque de projection horizontale.

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. [11]

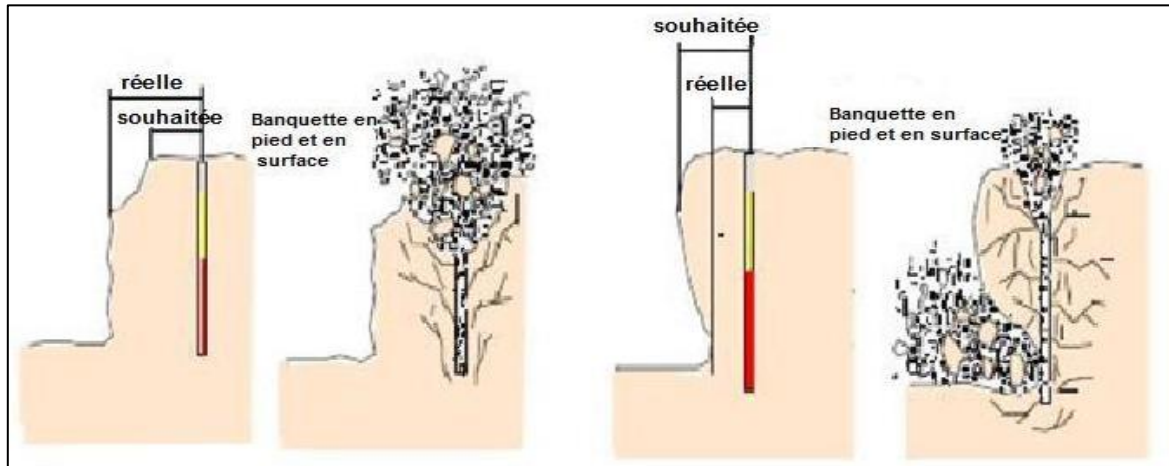


Figure I.3 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage [11]

B) Les déviations de forages :

Il est souvent considéré comme une structure, une hétérogénéité ou des vides dans une parcelle conduire à une déviation de forage. Le type de machine utilisée pour le perçage et le sens d'inclinaison ont un effet sur la déviation. On voit que selon l'angle d'incidence du tranchant par rapport à la table, il existe un risque de déviation dans le sens oblique ou dans le sens perpendiculaire à la table.

Généralement, il est admis que l'écart de forage doit être inférieur à 3 % ($10 \text{ m} = 30 \text{ cm}$). Cependant, les écarts observés sur le terrain bien au-dessus de ces valeurs ne font pas exception. Les écarts de perçage dans un plan perpendiculaire à la surface de travail entraîneront une surestimation ou une sous-estimation de la table de coupe en fonction du sens de l'écart. Le risque est le même qu'en cas d'échec implantaire (Figure I.4).

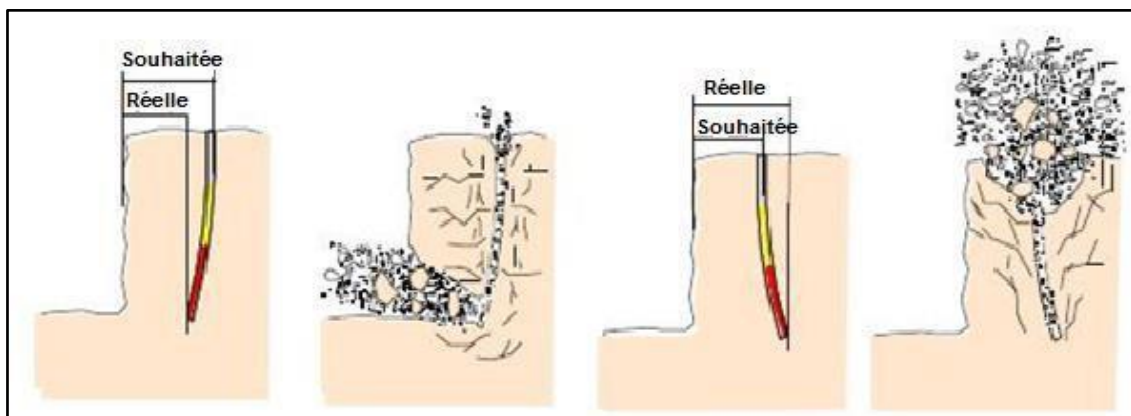


Figure I.4 : Conséquences de déviation des forages [11]

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. [11]

Il existe plusieurs types d'équipements de mesure sur le marché aujourd'hui 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.

I.8.1.2. Le diamètre du trou :

Les résultats des travaux de certains chercheurs ont montré qu'avec Diamètre de forage, le degré de fragmentation est réduit.

Baron L, Dimidiuk T et Juanov V pensent qu'en utilisant de petits diamètres, il est possible d'avoir une bonne régularité dans la distribution des explosifs et d'augmenter le nombre de blocs trouvés dans la zone de tir.

De même, une diminution de la perte d'énergie de charge et une augmentation du travail explosif ont été signalées. Le diamètre du trou doit être choisi en fonction de la cible de tir et des conditions de mise à mort.

Cela facilite une meilleure production d'énergie et aide au morcellement de la parcelle. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. Aussi, dans le cas où la parcelle est suffisamment fragmentée, la grande grille ne pourra pas effectuer la fragmentation requise en raison du plus grand diamètre.

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-dessus permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre. [11]

I.8.1.3. 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. [11]

I.8.1.4. 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. [11]

I.8.1.5. Longueur du trou

Il dépend 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. [11]

I.8.2. Paramètres liés au Bourrage.

I.8.2.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous :

Le but de la charge est de réduire les éclaboussures et d'améliorer l'effet de gaz. de la dynamite, ça doit suffire pour éviter le travail "cratère" de la dernière charge. Généralement, cela dépend de la banquette. Dans les trous profonds, il doit être de la même longueur que le banc, dans les trous courts jusqu'à (0,5 du banc).

Dans la plupart des cas, dans les mines à ciel ouvert et les carrières, le bourrage est organisé à le rôle des fissures, l'inhomogénéité des marches et l'utilisation de grandes ouvertures.

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. [11]

I.8.2.2. Qualité du matériau de bourrage :

D'une manière générale, les débris de foration sont utilisés comme matériau de bourrage, mais l'expérience montre que dans ces cas il y a toujours éclaboussé et se décolle visiblement lors du tir.

Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive. [11]

I.8.3. Paramètres liés au plan.

I.8.3.1. 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. [11]

Les facteurs affectant la sélection du banc sont : le diamètre, la hauteur de la marche, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fracturation prévue.

I.8.3.2. L'espaceur :

On entend par Espaceur, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espaceur égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espaceur entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique. [11]

I.8.3.3. Rapport de maille :

Le rapport de maille est égal à la valeur d'espaceur sur la table.

- Pour une bonne rupture de la roche, ce rapport doit être aussi élevé que Probablement, entre (1,1 et 1,5).
- Pour un bon contour du front, ou par commodité, il est généralement proche de un (1).
- Production concentrée, il est recommandé de la réduire à une valeur Moins que un (1).

I.8.3.4. 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. [12]

Hino, Duvall et Atchison ont même proposé que ce mécanisme soit le facteur principal de la fragmentation de la roche. [13], [14].

I.8.3.5. Type d'amorçage et séquence d'initiation :

Pour que les molécules explosives se décomposent, une quantité minimale d'énergie doit être fournie. Appelée énergie d'activation. Il y a plusieurs façons d'apporter cette énergie le volume. Ils conduisent tous deux à des phénomènes de transfert de chaleur rapide et ont pour les chocs, les frottements, les étincelles, la chaleur, l'inflammation, Compression, ondes de choc, etc.

La chaîne de déclenchement pyrotechnique comprend :

- Générateurs de chaleur (fusible lent ou billes de détonateur électrique)
- Explosifs primaires ;
- Explosifs secondaires.

La détonation de la charge d'amorçage est généralement réalisée par plusieurs systèmes d'amorçage Tels que : détonateurs électriques et détonateurs non électriques (mèches et cordons détonants). Prochain La charge détonante a provoqué la détonation de la charge détonante (Figure I.5).

On peut aussi dire qu'il existe deux types de startup :

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

Dans les charges d'allongement (charges de trous), il est très important de mettre l'accent sur les modes Commencez. En effet, si un détonateur électrique peut faire exploser la charge allongée par le bas ou le haut, ce n'est pas le cas des cordons détonants. En d'autres termes, si l'explosif est tiré par le détonateur, l'impulsion est toujours Sens 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 la charge détonante qui fait exploser la charge principale, la solution est si l'indice détonant est inséré dans le tube isolant, comme indiqué sur la figure ci-dessous. Dans ce cas, la charge principale ne touche pas direct.

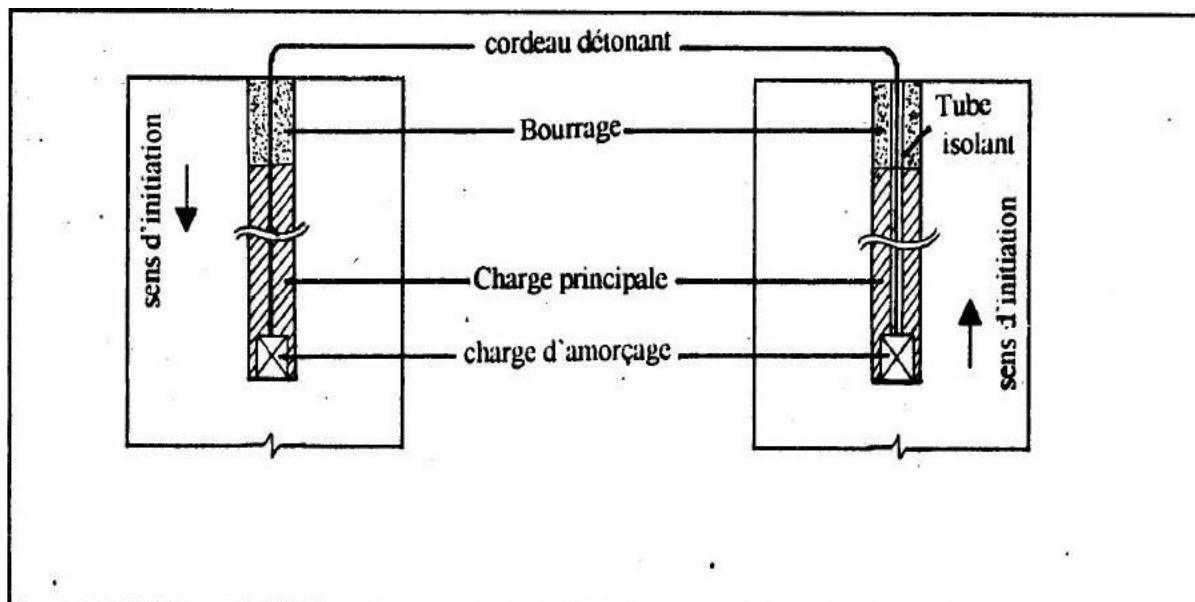


Figure I.5 : Sens d'initiation d'une charge explosive [12]

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. [12]

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. [12]

I.9. Les anomalies de tir.

I.9.1. Les joints :

Les joints situant entre deux couches de calcaire sont remplis d'un matériau de moindre résistance (marnes) constituent des échappatoires privilégiées pour les fumées de détonation à hautes 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). [16]

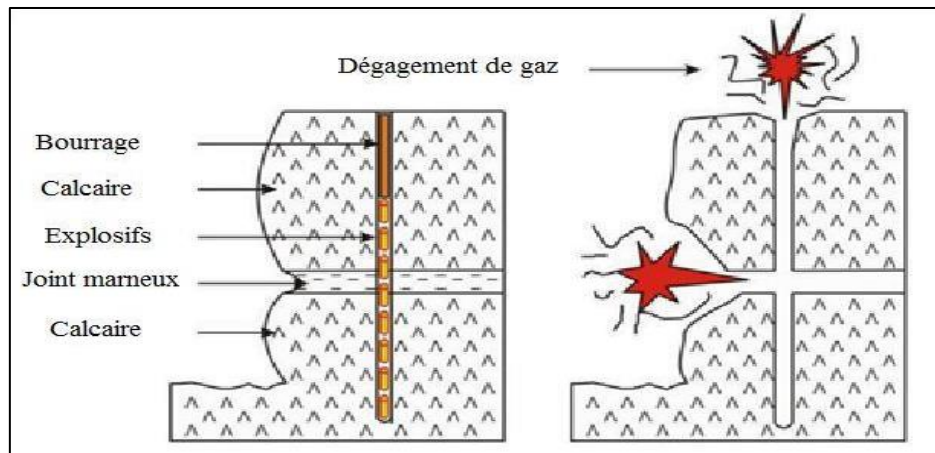


Figure I.6: échappement de gaz à travers un joint marneux. [16]

I.9.2. 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. [16]

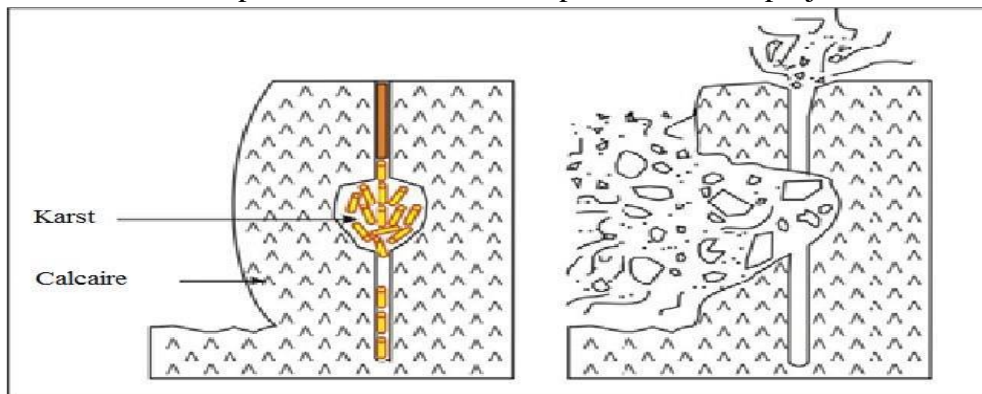


Figure I.7 : anomalie de tir dû à la présence d'un karst. [16]

I.9.3. Les fracturations :

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. [16]

I.9.4. 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. [16]

I.9.5. 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, 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/m³. [16]

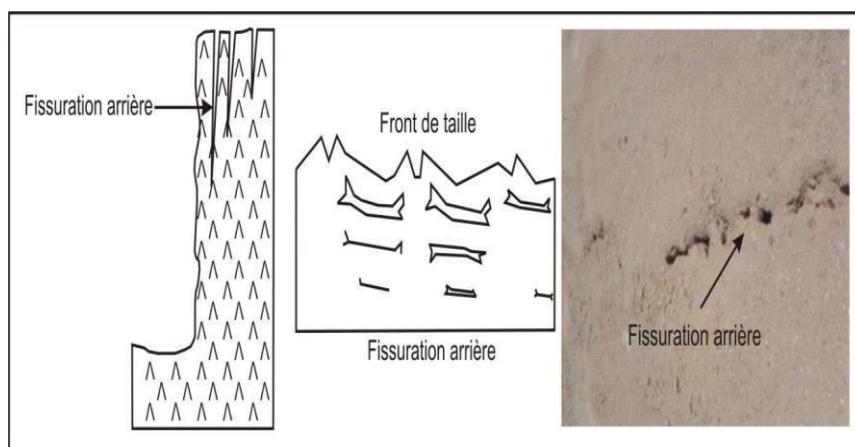


Figure I.8 : fissuration causée suite à un tir de mine. [16]

I.9.6. Gradin en surplomb :

Cette anomalie signifie que le haut du front de taille présente un surplomb (figure I.9). 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, [16]

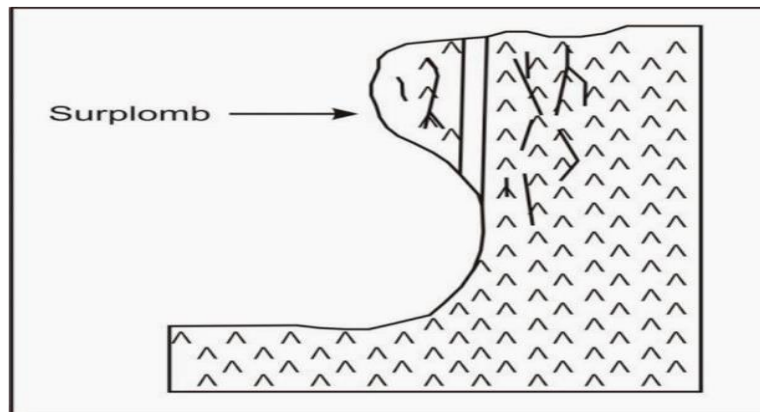


Figure I.9 : exemples d'un gradin en surplomb. [16]

Conclusion.

La préparation des roches à l'extraction par explosif équivaut à la destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour la rentabilité de tous les engins miniers afin d'obtenir une bonne granulométrie de tir et la plus adaptée aux installations de réduction des dimensions et de traitement.

Ce chapitre nous présente les phénomènes et difficultés liés au résultat du tir avec des explosifs. Pouvoir le faire est déjà important identifier les paramètres qui peuvent affecter le fonctionnement et indiquer dans une certaine mesure.

Par conséquent, dans le chapitre suivant, nous étudierons les conditions géologiques de la carrière d'Ain El Kebira.

Chapitre II. Description de site d'étude de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Introduction.

L'exploitation de tout gisement nécessite des investissements importants. Cela nécessite une étude très spécifique de l'opération de dérochement, car c'est le premier maillon de toute la chaîne technologique, et le succès de l'opération minière en dépend largement.

A propos de nos mines et carrières, extraction optimale des réserves Les minéraux prennent en compte leurs préoccupations, faisant réfléchir les gens sur l'ingénierie à réaliser et le processus de forage en son sein, qui est un facteur majeur dans le développement l'exploitation.

Vu que la cimenterie Ain El-Kebira en traine d'exploitation de gisement de calcaire Djebel Medjounes, ce dernier rencontré quelques problèmes surtout la fissuration des roches qui provoqué des hors gabarit

Dans ce chapitre, nous allons mener une étude pour faciliter l'amélioration des travaux d'exploitation dans les conditions de la carrière d'Ain El Kebira, notamment pour améliorer l'indice des travaux de taille de roche.

II.1. Généralités sur la région d'étude.

II.1.1. Situation géographique et administrative :

La ville de Sétif, chef - lieu de wilaya, se trouve à 300km à l'Est d'Alger : elle est délimitée par les wilayas de Bejaia au Nord, Batna et M'Silla au Sud, Mila à l'Est et Bordj Bou Arreridj à l'Ouest.(figure.II.1)

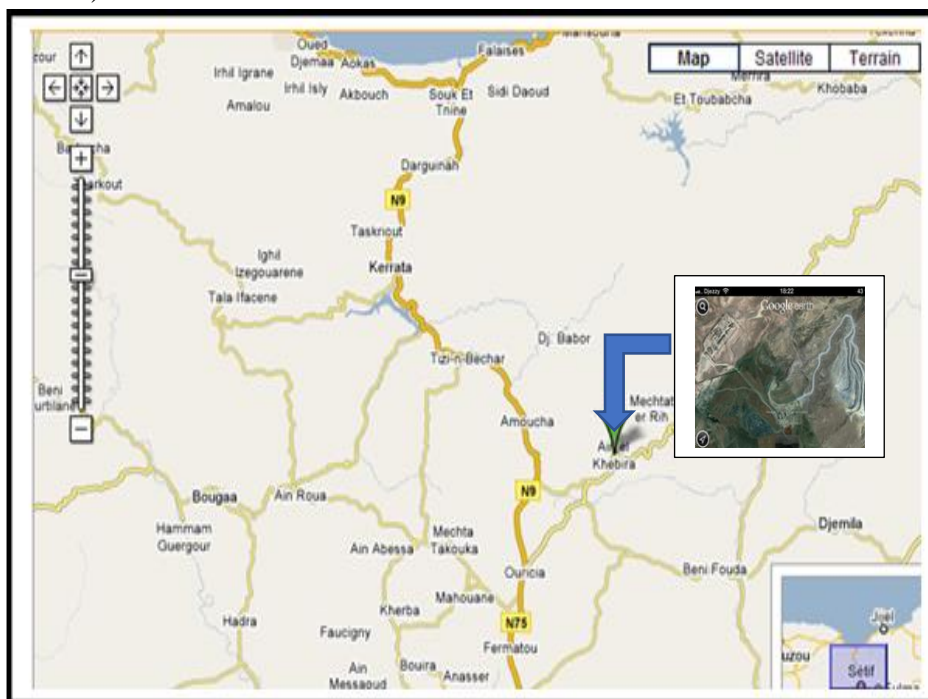


Figure II.1 : Situation du Djebel Medjounes.

II.1.1.2. Géomorphologie et climat :

Le territoire de la wilaya de Sétif se divise en trois (03) zones morphologiques principales qui sont comme suit, du Nord au Sud :

- L'Atlas Tellien (Tell Sétifien).
- Les Hautes plaines Sétifiennes.
- Les monts du Hodna.

Le gisement étudié se situe au Djebel Medjounes lequel est rattaché à l'extrémité Sud de l'Atlas Tellien.

Le réseau hydrographique est constitué essentiellement par l'oued Rhummel à l'Est, les oueds Boussellam et Soummam à l'Ouest.

Le climat de la région est rude, avec des hivers rigoureux (neige, gel) et des étés très chauds et secs. La pluviométrie annuelle moyenne est de 382mm.

II.1.1.3. Particularités économiques.

La vocation principale de la région est agricole et industrielle. Les principales cultures sont les céréales. La région dispose de nombreuses unités industrielles réparties à travers le territoire de la wilaya.

L'essentiel de l'activité industrielle est représenté par la production des plastiques, des produits électrochimiques, des boulons et robinets, des matériaux de construction, des produits agroalimentaires et des appareils de mesure et de contrôle.

Les ressources hydrauliques sont constituées par des retenues colinéaires et des barrages qui assurent la totalité des besoins en eau.

Sur le plan touristique, la wilaya compte plusieurs sites et monuments dont les vestiges des civilisations romaines (Djemila) et islamiques (Beni Aziz), ainsi que des stations thermales dont Hammam Guergour, Soukhna et autres. Le réseau routier est bien développé. La route nationale RN.05 constitue l'axe essentiel de communication entre la ville de Sétif et les autres villes.

La voie ferrée Alger - Annaba qui constitue une infrastructure de base pour le développement de la région traverse le territoire de la Wilaya de l'Ouest à l'Est.

II.2. Géologie régionale.

II.2.1. Introduction :

Le bassin de Sétif et ses encadrements se composent presque exclusivement des roches sédimentaires qui rentrent dans l'ère secondaire, du tertiaire et du quaternaire. Dans toute l'ère secondaire, dans l'Eocène et dans le Miocène, les roches sont d'origine marine et lagunaire. Des sédiments continentaux se trouvent dans l'Oligocène, dans le pliocène et dans le quaternaire.

La litho stratigraphie de la région se présente comme suit :

- Quaternaire : Alluvions, éboulis.
- Pliocène : Conglomérats, poudingues, argiles gypseuses, amas de galets et argiles.
- Miocène : Marnes bleues et grises très fossilifères.
- Eocène : Marnes noires, brunes ou grises, calcaires massifs et marnes schisteuses noires.
- Crétacé : Calcaires, marnes sombres et grises, argiles et gypses.

- Trias : Mélange de gypse et d'argile.

II.2.2. Stratigraphie et paléogéographie.

La région d'étude se caractérise par deux nappes nettement prononcées, constituées des roches du crétacé et du paléogène. Ainsi du Nord au Sud on peut distinguer :

- L'unité tellienne.
- La nappe de Djemila.

L'unité tellienne à matériau éocène, est peu développée en surface. On y retrouve les signes caractéristiques tels que la schistosité et la semelle du trias gypseux.

La nappe de Djemila couvre une grande étendue. Y sont observés des plis couchés de la barre calcaire faisant aboutir à la vaste structure anticlinale du Djebel Medjounes.

La région a connu de forts mouvements et d'importants chevauchements des structures telliennes qui se sont produits vers le sud au miocène.

La période du trias au lutétien a connu l'existence du bassin marin qui a donné naissance à de puissantes assises avec prédominance de roches de composition carbonato - argileuse.

L'éocène et l'oligocène correspondent à la période de régression marine générale. Au burdigalien, la transgression marine a envahi une étroite bande dans la région de Beni Aziz, par la suite la mer s'est définitivement retirée.

II.2.3. Tectonique.

La position des roches ainsi que leur répartition régionale sont déterminées par une tectonique complexe. Le bassin constitue dans son ensemble une partie d'un vaste synclinorium à direction W - E. et renferme de nombreuses failles directionnelles ou diagonales ainsi que des effondrements, des soulèvements et des chevauchements. Les roches plus anciennes, jusqu'à la base du Miocène, ont subi un plissement intense. Le diversement dominant est en direction Sud.

Les axes principaux de plissement prennent approximativement la direction E - W. Ils sont souvent superposés d'un plissement transversal prononcé dont l'orientation est diagonale aux axes principaux comme on peut voir très nettement au djebel Medjounes où les axes de plis transversaux se dirigent en sens N - S et en sens SW - NE.

II.3. Etude géologique du gisement.

II.3.1. Localisation.

Le gisement de calcaire étudié à Djebel Medjounes « **120 PXC** » se situe à 2km au Sud - Est de la ville d'Aïn El Kebira et à 15km au Nord - Ouest de Beni Fouda.

Administrativement il relève de la commune de Béni Fouda, de la daïra de Djemila et de la wilaya de Sétif.

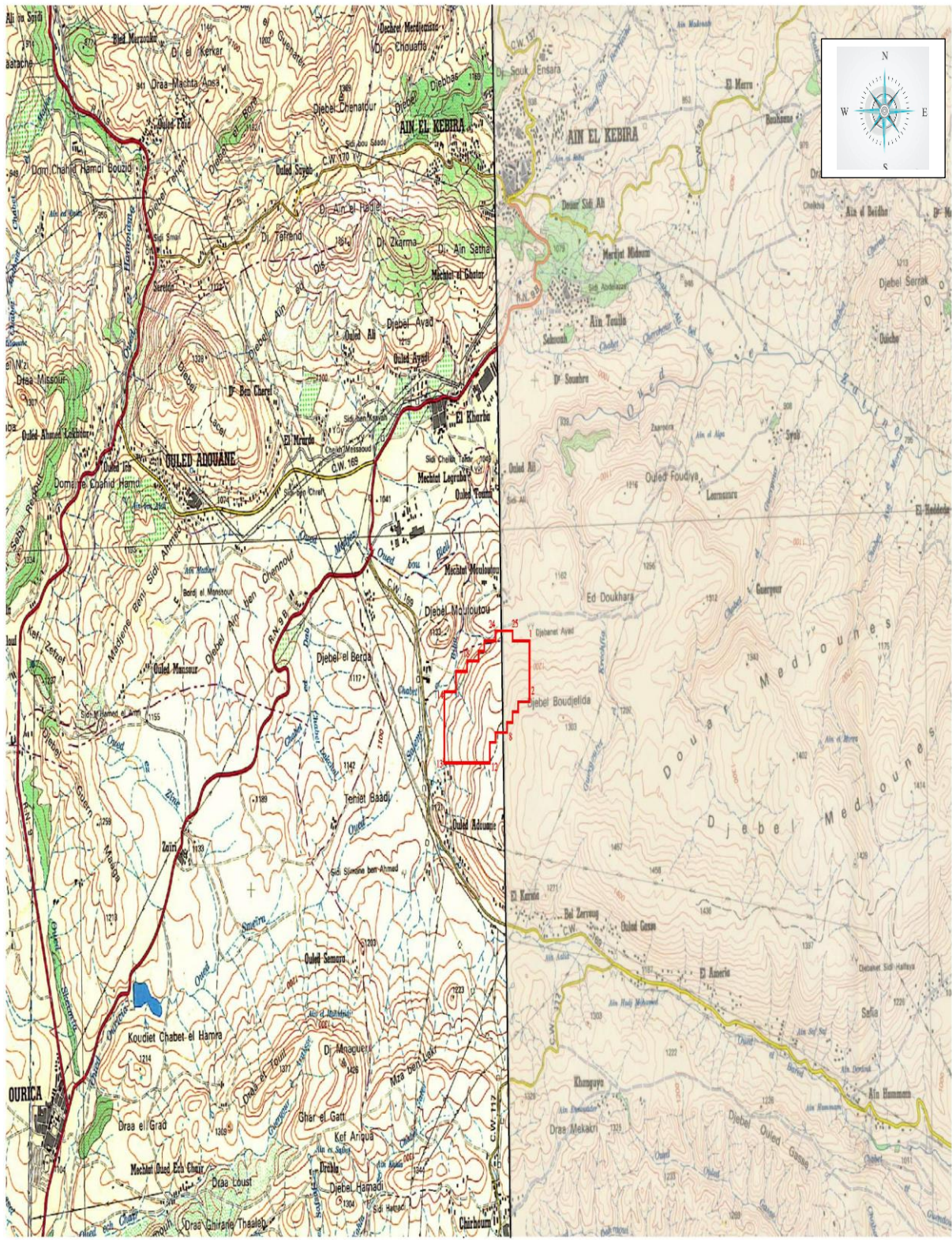


Figure II.2 : Localisation Topographique Du Site De Calcaire « dj. Medjounes – code 120 pxc » (w. Sétif) (extrait d'assemblages entre deux cartes topographiques).

Au total, le périmètre est délimité par vingt - six (26) points. Les coordonnées en UTM Nord Sahara fuseau 31 de ses points -limites sont consignées dans le tableau n ° 01.

Tableau II.1 : Les coordonnées en UTM de gisement Ain El Kebira

Points	Coordonnée	[UTM]	Points	Coordonnée	[UTM]
	X	Y		X	Y
1	724 900	4 022 400	14	723 400	4 021 900
2	724 900	4 021 800	15	723 600	4 021 900
3	724 700	4 021 800	16	723 600	4 022 100
4	724 700	4 021 700	17	723 800	4 022 100
5	724 600	4 021 700	18	723 800	4 022 200
6	724 600	4 021 600	19	724 000	4 022 200
7	724 500	4 021 600	20	724 000	4 022 300
8	724 500	4 021 500	21	724 100	4 022 300
9	724 300	4 021 500	22	724 100	4 022 400
10	724 300	4 021 400	23	724 300	4 022 400
11	724 200	4 021 400	24	724 300	4 022 500
12	724 200	4 021 200	25	724 600	4 022 500
13	724 400	4 021 200	26	724 600	4 022 400



Figure II.3 : image satellite du périmètre de permis d'exploitation de carrières du calcaire « DJEBEL MEDJOUNES » - CODE 120 PXC.

II.3.2 Stratigraphie.

Le gisement de calcaire étudié se situe sur le bord Ouest du Djebel Medjounes qui s'étend sur une longueur de 13km et une largeur de 07km. Il constitue l'avant-pays de ce grand massif et est limité à son pied Ouest par un oued nommé Chabet Rebiba.

Sa limite Nord est formée par une dépression large d'environ 150m et celle Est consisté en une gorge dite celle de Ben Djedda.

Quant à sa limite Est, celle-ci se trouve non loin d'une vallée qui descend vers le Nord en se serpentant en forme de S.

A l'origine, la dénivelée entre les points les plus haut et plus bas du gisement est de l'ordre de 206m.

Lors de son étude, le gisement constituant un avant-bute dite de Krefdj El Kerma ou Djebel Medjounes a été subdivisé en deux panneaux dits A et B.

La stratigraphie du gisement a été subdivisée selon plusieurs couches numérotées de bas en haut et consistant en ce qui suit :

- **Couche n°1 ou Succession sous-jacente de calcaires et de roches marneuses sans subdivision :**

Cette couche affleure uniquement au fond du vallon situé au versant Est du Krefdj El Kerma. Elle consiste en un ensemble de couches qui se caractérisent par une alternance de roches calcaires-marneuses et de roches marneuses fortement calcaires.

La teneur en marne des roches alternantes varie horizontalement et verticalement, donnant ainsi lieu à de fortes variations dans les proportions des constituants principaux.

L'emplacement stratigraphique de ces couches correspond au Savornin (presque sénonien) et leur puissance est supérieure à 65m.

➤ **Couche n°2 ou Unité principale de roche marneuse :**

Cette unité affleure à l'intérieur du gisement seulement, dans le même vallon que la couche n°1. Elle se compose en premier lieu des roches marneuses ocellées et fortement calcaires, en alternance avec des couches subordonnées de calcaires fortement marneux et des roches marneuses faiblement calcaires.

Cette même unité devrait se placer stratigraphiquement parmi les "marnes à Ostréa Renoui" du Savornin. Elle est très nettement lenticulaire et soumise à un changement de faciès bien prononcé. Sa puissance est de 18m dans l'affleurement est de 10-16.5m dans les sondages A1 et B2. Dans les sondages A2, A5 et A7, l'unité se termine complètement en biseau et seul le sondage A4 montre une épaisseur encore plus réduite, de 1.9m.

➤ **Couches n° 3 à 7 ou Unité principale du gisement :**

Cet ensemble de couches représente le calcaire principal du gisement et se subdivise très nettement dans le panneau A et dans de larges parties du panneau B en membres suivants :

• **Couche n°3 ou Calcaire principal inférieur :**

A l'intérieur du panneau A du gisement, la puissance de ce complexe ne varie que faiblement entre 20.2 et 24.4m, alors qu'elle est plus grande dans certaines parties du panneau B (environ 32m).

Ici les roches calcaires sont très uniformes, pour la plupart gris noir à gris moyen ; aux cristaux fins à très fins et de texture souvent compacte ou ocellée.

Dans certains affleurements, les membres inférieurs de ce complexe présentent une stratification particulièrement épaisse avec des puissances de bancs allant jusqu'à 1.5m, alors que la puissance de ces mêmes bancs diminue jusqu'à quelques décimètres vers le toit.

Dans certaines parties du gisement, par exemple dans les zones des sondages A4 et A5, le profil stratigraphique très monotone est interrompu par des intercalations de calcarénites qui sont en partie nettement granuleux, à structure souvent massive mais où on observe assez fréquemment une forte stratification oblique.

Les lits puissants et moins puissants du calcaire principal inférieur se décomposent au cours de l'altération en blocs et morceaux plus ou moins gros.

• **Couche n°4 ou Roche marneuse intercalée :**

Ce complexe intercalé dans l'unité calcaire principale constitue un excellent niveau-repère stratigraphique avec une puissance de 2.1 à 4m.

Les roches marneuses et les calcaires fortement marneux se distinguent très nettement des calcaires sus-jacents et sous-jacents par le fait qu'ils sont friables et s'altèrent en petits morceaux jusqu'à une profondeur de 1 à 3m.

Les éléments constructifs de ce complexe de couches sont des marnes calcaires très dures, en alternance très serrée avec des calcaires fortement marneux. La texture est microcristalline à dense et ocellée.

La puissance de la couche varie selon les régions avec tendance ascendante vers le Nord et le Nord-Ouest.

- **Couche n°5 ou Calcaire principal moyen :**

Les roches formant ce complexe de couches ont beaucoup de ressemblance avec celles du Calcaire principal inférieur. La puissance de ce niveau est cependant plus faible avec des valeurs comprises entre 80.9 et 10.6m dans le panneau A.

La puissance dans le panneau B semble être légèrement plus grande (environ 15m). La couleur normale des roches varie entre gris foncé, gris moyen et gris brunâtre. Les lits atteignent assez souvent des puissances supérieures à 0.5m.

L'existence de pyrite visible à l'œil nu, en forme de couches diffuses et de nodules atteignant la grosseur d'œufs de poule, semble être une caractéristique de cette couche.

- **Couche n°6 ou Roche marneuse intercalée supérieure :**

Cet ensemble de couches ressemble beaucoup, dans la composition de ses roches, aux "marnes intercalées intérieures". Fraîchement exposée, la roche présente une alternance étroite très variée de structures ocellée et de nodules roulés de calcaire fortement marneux et de roche marneuse calcaire. Par contre, des calcaires marneux à faiblement marneux s'observent assez rarement.

La teinte de la roche est généralement gris-brunâtre, similaire à celle de la marne intermédiaire inférieure.

La puissance du complexe de couches semble être très uniforme, entre 6.3 et 6.5m.

Semblable aux marnes intercalées inférieures, les marnes intercalées supérieures constituent un niveau-repère excellent. Mais au Krefdj El Kerma, il y a quelques parties où elles forment une cuesta.

- **Couche n°7 ou Calcaire principal supérieur :**

Cette couche constitue le membre le plus récent du calcaire principal du gisement. Ses roches ressemblent largement à celles du calcaire principal inférieur et moyen et se composent surtout de calcaire faiblement marneux à très faiblement marneux. On y observe de fréquentes intercalations de calcarénites de faible puissance.

Ces mêmes roches se distinguent des complexes plus anciens du calcaire principal par un certain recul de la matière finement cristalline en faveur d'une texture dense. La couleur est également un peu différenciée avec prépondérance des teintes brunâtres.

Sur certains plans de stratification, on observe des nodules de pyrite très dispersés, de la grosseur d'œufs de poule au maximum.

Dû à l'érosion récente, le calcaire principal supérieur ne subsiste que dans certaines parties du gisement, mais il y occupe de larges aires. Sa puissance est d'environ 07m en moyenne.

- **Couche n° 11 ou Unité de roche marneuse sus - jacente :**

Le calcaire principal du gisement est superposé par une unité de roche marneuse à alternance très prononcée. Entre des groupes de lits de roche marneuse calcaire de 2.5 à 0.4m de puissance, une succession répétée de lits compacts de calcaire marneux à faiblement marneux se trouve intercalée. Alors que les marnes ocellées gris - brunâtres sont presque toujours profondément érodées, les bancs de calcaires décimétriques (0.8m) sont durs et opposent de la résistance à l'érosion.

Les calcaires présentent en partie une texture finement cristalline à dense, avec absence de stratification dans de larges parties. La puissance moyenne des marnes sus - jacentes est de plusieurs dizaines de mètres. Mais dans le domaine du gisement, il ne subsiste que quelques membres à la base dont l'épaisseur est légèrement supérieure à 15m.

II.3.3. Tectonique du gisement.

En ce qui concerne la tectonique à l'échelle régionale, il est à noter que le Djebel Medjounes se caractérise dans son ensemble par le fait que les formes de ses éléments structuraux sont largement identiques à celles des formes de plissements observées par ailleurs dans la région. De telle sorte que les flancs des montagnes coïncident avec les flancs des couches, plissées et hachées de failles dans de larges domaines.

Quant à la tectonique caractérisant précisément le gisement du Djebel Medjounes proprement dit, il est à signaler quand ce qui concerne sa première structure plissée, la superposition à celle -ci par un deuxième système de plis est particulièrement frappante dans le panneau A du gisement.

Le sens de la direction des couches, entre le Sud -Est et le Sud, au voisinage des sondages B2 et B3, change assez doucement vers le bord Nord du panneau A jusqu'à atteindre enfin une direction Est-Ouest.

Le pendage des couches change également assez doucement. Il diminue en général de 30° à 10° depuis le pied Ouest du Krefdj El Kerma vers la cime. Seul le bord Nord du panneau accuse un changement de direction et un redressement notable des couches au bord Sud du synclinal.

Par opposition à la partie Nord du gisement, les formes de plissement du panneau B sont plus simples. A part quelques flexures locales, on y observe cependant une tectonique cassante intense.

Pour ce qui est des failles, leur nombre est considérable mais les rejets notables ne sont obsédés que dans des cas isolés.

La faille la plus importante a provoqué un effondrement qui s'étend en forme de S, en direction Ouest-Est et qui a été choisi comme limite entre les panneaux A et B. Le rejet de cette faille est le plus faible au bord Est du gisement et augmente sensiblement en direction Ouest pour atteindre 25-30m.

Outre ces failles à rejets plus ou moins importants, des chevauchements caractérisent également le panneau A du gisement.

La majorité des failles et des chevauchements peuvent être réunis par groupes selon les sens de leurs directions qui épousent généralement ceux des diaclases observées, très nombreux sur le gisement.

II.3.4. Méthode d'étude.

En 1973-74, une première étude des recherches de matières premières à ciments a été entamée dans la région de Sétif la firme allemande Klôckner Industrie-Anlagen GmbH. Au départ, les travaux ont été menés sur la base d'une carte géologique et photos aériennes à l'échelle 1/50 000^e, ainsi qu'une carte topographique de même échelle.

Des cartes topographique et géologique ont ensuite été établies à l'échelle 1/2500^e pour l'ensemble du gisement, elles ont servi à une première prospection qui a consisté en un échantillonnage de surface pour déterminer la teneur en magnésie et le phosphate dans les formations rencontrées.

Une seconde exploration plus approfondie a ensuite été réalisée par un échantillonnage des roches de surface selon des profils longitudinaux pour la détermination du CaO, MgO et S03.

Le gisement de sur-dosé retenu pour la cimenterie de Aïn-El-Kébira est le calcaire du Djebel Medjounes qui présente les meilleures caractéristiques qualitatives de la matière première ainsi que les conditions infrastructurelles les plus favorables.

Une campagne de 19 sondages a finalement été réalisée et des analyses chimiques plus complètes à dix et treize éléments ont été effectuées. Mais malheureusement la plupart de ces données (logs de sondages et résultats de laboratoires) ont été égarées.

Toutefois, le volume des réserves de calcaire calculées s'élève à 149 millions de tonnes.

Plus tard en 1981, l'ex-ENDMC/UREG a procédé sur le site même du gisement de calcaire du Djebel Medjounes à la réalisation de 31 sondages mécaniques carottés supplémentaires lors de la campagne de recherche détaillée.

Les ouvrages, implantés pour la plupart sur les mêmes profils d'étude que ceux tracés en 1973- 74 avaient divers buts notamment : de resserrer la maille de prospection, l'analyse chimique complète de tous les ouvrages réalisés, délimitation géochimique de l'assise utile et enfin effectuer un calcul des réserves plus précis.

Un échantillonnage a été effectué sur tous ces sondages et un plan topographique plus précis, à l'échelle 1/2000⁶, a été établi pour tous les terrains du gisement.

En 1985, un rapport géologique final a été élaboré, tenant compte de tous les travaux réalisés sur le gisement y compris ceux de la phase préliminaire réalisés en 1973-74.

En fonction des nouvelles données géologiques (maille de prospection plus serrée, analyses chimiques plus complètes), les réserves de calcaire revalorisées n'atteignent plus que 123,6 millions de tonnes.

Malheureusement, encore une fois ici ce document demeure introuvable et toutes les données (logs de sondages et analyses chimiques) sont perdues.

II.4. Géomorphologie.

II.4.1. Hydrologie.

Conséquence des données climatiques et des précipitations, les cours d'eau ont des écoulements irréguliers ; les lits sont secs en été et parcourus par des crues violentes et abondantes pendant la période hivernale. L'oued de Boussellam maintient des écoulements en été et traverse plusieurs Daïras pour rejoindre l'Oued Soummam dans la Wilaya de Bejaia.

Le barrage d'Ain Zada, construit sur cet Oued, permet d'alimenter les villes de Sétif, BBA et El Eulma en eau potable, de même qu'il donne une nouvelle impulsion à l'agriculture dans la région.

Les chotts de la lisière Sud et Sud - est sont alimentés par les eaux ruisselantes sur les versants durant la saison des pluies.

II.4.2. Hydrogéologique de gisement.

Le contexte hydrogéologique du gisement favoriserait l'exploitation. Des accumulations d'eau provisoires apparaissant pendant ou bien juste après les pluies ne devraient pas empêcher les travaux miniers. Les eaux s'évacueront facilement par gravitation hors de la carrière.

II.5. Les Réserves Géologique.

Les réserves ont été calculées par la méthode des coupes géologiques verticales. A cet effet, sept (07) coupes ont été établies le long des profils d'orientation Nord-ouest, Sud-est, sur la base d'un plan topographique actualisé en **Mai 2020** à l'échelle **1/2 000e**.

On distingue six (06) blocs de réserves géologiques.

- La masse volumique pris sur le calcul des réserves est de **2.6 t/m³**.
- La quantité des réserves de chaque bloc a été obtenue d'après la formule : **Q = V * γ**
 - Q = quantité des réserves **en tonnes**.
 - V = volume en m³.
 - γ = masse volumique en t/m³.
- Restant dans les limites géologiques précédentes des réserves (actualisation 2012 et 2014), le présent calcul des réserves est comme suit :

Tableau II.2 : Tableau de calcul des réserves géologiques

N° du Bloc	N° des Coupes	Superficie Des Coupes (m ²)	Distance Entre Coupes (m)	Volume (m ³)	Masse Volumique (t/m ³)	Quantité (tonnes)
Bloc-1	I-I'	21 175.61	303.05	8 133 572,08	2.60	21 147 287,41
	II-II'	31 321.43				
Bloc-2	II-II'	31 321.43	91.9	2 184 111,74	2.60	5 678 690,52
	III-III'	16 944.57				
Bloc-3	III-III'	16 944.57	232.4	3 334 779,08	2.60	8 670 425,61
	IV-IV'	11 519.00				
Bloc-4	IV-IV'	11 519.00	394.10	8 664 187,32	2.60	22 526 887,03
	V-V'	31 753.00				
Bloc-5	V-V'	31 753.00	121.60	4 697 797,58	2.60	12 214 273,71
	VI-VI'	45 512.00				
Bloc-6	VI-VI'	45 512.00	274.10	6 733 046,23	2.60	17 505 920,20
	VII-VII'	7 249.00				
Total				33 747 494,03	2.60	87 743 484,48

Les réserves géologiques actualisées sont évaluées à **87 743 484 de tonnes** en calcaire.

II.6. Ouverture du gisement d'Ain El Kebira.

L'ouverture du gisement à ciel ouvert a pour but de donner accès au site minier de la surface de la Terre. Dans la pratique minière, ce qui suit peut-être fait :

- À travers les tranchées.
- Pas de tranchées.
- Par l'exploitation minière spéciale.

Dans le cas de la carrière d'Ain El Kebira, les gisements de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux. Ensuite, pour le premier front de taille, il faut creuser des tranchées selon le nombre de marches, la somme de leurs hauteurs étant égale à la profondeur finale de la carrière. (Voir l'annexe 1).

L'ouverture du dépôt dépend des facteurs suivants :

- Réserves de dépôt et taille de la carrière.
- Le soulagement.
- Propriétés physiques et mécaniques de la roche à exploiter. - Le mode de fonctionnement prévu.
- La production annuelle prévue de la carrière.
- Utiliser des machines

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). [17]

II.7. 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 [17] :

- s. 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.7.1. Système d'exploitation.

Actuellement, le gisement du Djebel Medjounes occupe une superficie de 133 m². Huit (8) gradins sont en exploitation, la hauteur de chaque gradin est de 15 m. (Figure II.3). 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).



Figure II.4 : les gradins en exploitation de gisement du Djebel Medjounes.

II.7.2. Les paramètres de la méthode d'exploitation.

II.7.2.1 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)

$$H_g \leq 1.5 \times H_{cr \max} \quad ; (m) \quad \text{II.1}$$



Figure II.5: hauteur du gradin de gisement du Djebel Medjounes.

II.7.2.2. 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.

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

Où :

- W : ligne de moindre résistance ; m.
- n : Nombre de rangée de trou; n= 2.
- b : distance entre deux rangées de trous.

II.7.2.3. 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 :

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

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

Le tableau II.2 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

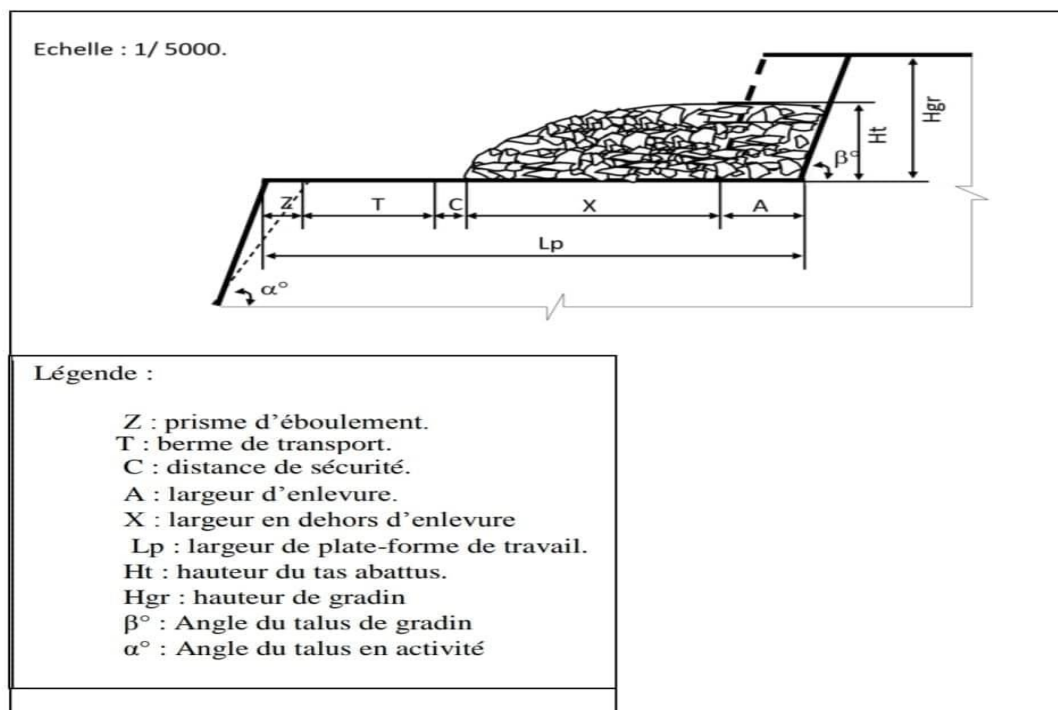




Figure II.6 : Schéma de la plate-forme de travail

$$Z = H (\cot \alpha - \cot \beta) ; (m) \quad \text{II.4}$$

- α = angle du talus en activité.
- β = angle du talus de gradin.
- ❖ T : largeur de la berme de transport (chaussée).

$$T = 2a + BC + 2b \quad ; (m) \quad \text{II.5}$$

- 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.

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

- 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.7.2.4. 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'enlèvement : 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 :

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

Où :

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

II.7.2.5. Vitesse de déplacement du chantier.

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

Où :

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

II.7.2.6. Temps d'extraction d'un bloc.

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

- L_b : longueur du bloc, (m)

II.7.2.7. Avancement annuel du front de travail de la carrière.

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

- P_{an} : production annuelle de la carrière ; (m^3 /an)
- L_{ft} : longueur totale du front de la carrière ; (m)
- H_f : profondeur de la carrière ; (m)

II.8. Travaux de forage et de tir dans la carrière.

II.8.1. Les travaux de forage et de tir.

Un bon développement et traçage de travaux de forage et de tir détermine à priori la réussite du plan d'exploitation d'autant sur le plan technique économique et de point et caractéristique mettant en évidence un plan de tir opérationnel est nécessaire.

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 à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

II.8.1.1. Foration des trous de mine

- Les travaux de foration et de tir doivent être programmés à l'avance afin de fournir continuellement le calcaire abattu au concasseur.

- La foration des trous de mines se fera par deux machines de forage dotées d'un taillant de diamètre (\varnothing 110 mm).
- Dans les conditions des calcaires de « **Djebel Medjounes** », 5 Sondeuses (DM25, DM30, CM348 et Roc F6 dcr 20) avec le diamètre indiqué précédemment sont jugées suffisantes vue la cadence et le rendement de foration prévue par la SCAEK. (Tableau II.4)
- La volée d'abattage, lieu d'implantation des trous de mine, doit faire l'objet de préparation et de nivellement par Bulldozer pour permettre l'aisance de déplacement des machines de forage.

Dans notre gisement la foration des trous de mine se fait à l'aide des sondeuses de types FURUKAWA DCR 20. Dont les caractéristiques sont groupées dans la figure II.7.

Tableau II.4: les différents types de sondeuse utilisés dans la carrière [18]

Type de sondeuse	Nombre	Diamètre du trou (mm)
Furukawa dcr 20	01	110
Atlas Copco roc f 6	02	110
Ingersoll rand DM 30	01	110
Ingersoll rand DM 25	01	162
CM 348	01	110

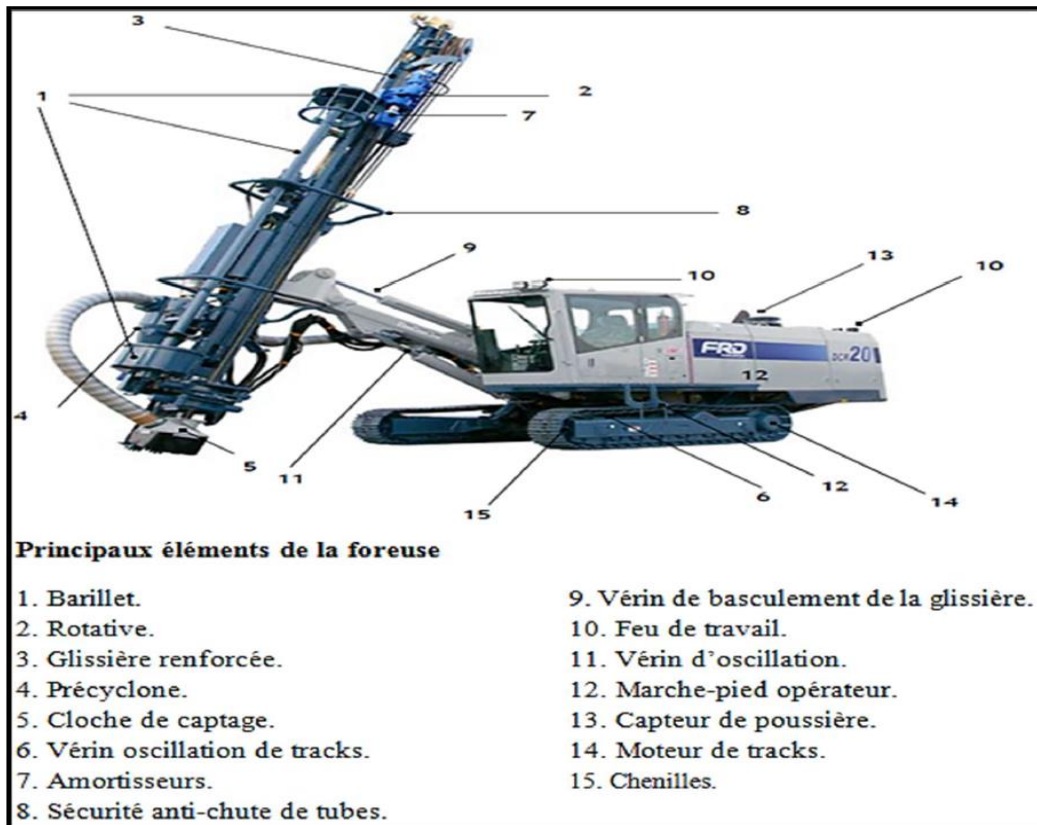


Figure II.7 : la sondeuse Furukawa FRD DCR-20 et ses éléments.

II.8.1.2. Hypothèse de tir.

- Le tir proposé sera réalisé sur des hauteurs de gradin de 15 mètres.
- Le calcaire en question fait appel à des énergies considérables pour sa dislocation du massif.
- Le plan de tir prévoit l'utilisation des explosifs brisants qui provoquent un effet de choc ainsi que l'utilisation de l'Anfomil qui dégage une grande énergie de gaz.
- Les paramètres de plan de tir donnés ci-dessous assurent l'extraction d'un volume du calcaire de l'ordre de **9 500 m³** en place par tir)
- Nombre de tir par mois : **7 tirs/mois**.

II.8.1.3. Chargement des trous.

- Charge de pied : Marmanit III en cartouche de diamètre 80 mm
- Charge de colonne : Anfomil en vrac.
Bourrage : stérile de foration.
- Amorçage des trous de mine : Amorçage latéral par cordeau détonant de 20 g/ml.
- Initiation des trous de mine par détonateur micro retard (DMR).
- Mise à feu : électrique par explodeur.

II.9. Travaux de chargement et transport.

Le but de ce processus est d'assurer le flux de minerais vers l'usine de traitement. Au début des travaux, placez la pelle dans le gisement afin d'excaver les matériaux du front. Ensuite, videz chaque seau dans un camion.

Une fois le camion chargé, il se déplacera sur des pistes roulantes pour atteindre le point de basculement et déverser sa charge avant de retourner à la pelle de chargement. Au cours d'un quart de travail, le comportement du camion est ainsi cyclique entre les pelles placées à des endroits fixes et les lieux de déversement préalablement fixés.

Plusieurs efforts de recherche ont proposé des outils pour optimiser ce processus compliqué. Le but principal de ce travail est de construire le système informatisé pour répartir efficacement les camions dans les mines à ciel ouvert.

Ces Les outils doivent distribuer des camions et des pelles pour déplacer le plus rapidement possible la roche et les minéraux meubles du front de taille au site de décharge.

II.9.1. Chargement.

En considérant la variante d'organisation su-motionnée et compte tenu du niveau de production par poste (**3 419 m³ foisonnée/poste**), les chargeuses disponibles au nombre de quatre de 8 m³ de godet couplée aux Dumpers de 60 tonnes de charge utile répond bien aux conditions techniques.

Le calcul des rendements des engins de chargement sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau II.5 : Rendement des engins de chargement.

Paramètres	Valeur	Unité
01.Durée d'un poste de travail	600	mn
02.Rendement Horaire	80,00	%
03.Temps efficace de travail par poste	480	mn
04.Capacité du Godet	8,00	m^3
05.Taux de remplissage du Godet	85	%
06.Volume chargé par Godet	6,80	m^3
07.Capacité du camion en tonne	60	t
08.Densité foisonné de la matière	1,62	t/m^3
09.Capacité du camion en m^3	37,07	m^3
10.Nombre de cycles pour charger un camion	5,45	Cycle
11.Temps de chargement d'un camion	5,30	mn
12.Nombre de camion à charger	91	Camions
13.Rendement de la chargeuse-Prd instantanée (volume foisonné)	3357	m^3
14.Production industrielle (Prd-inst*Taux de dispo 80%)	2686	m^3
15.Production journalière (volume foisonné)	3419	m^3
16.Nombre de chargeuse	2	Chargeuses

Pour un poste de 10 h de travail et une production journalière de **3 419 m³** foisonné deux (02) chargeuses de **8 m³** sont suffisantes pour assurées l'opération de chargement.

Les caractéristiques du matériel de chargement disponible dans la carrière Ain El Kebira sont données dans le tableau suivant :

Tableau II.6 : les différents matériels de chargement utilisé dans la carrière.

Type de chargeuse	Nombre	Capacité du godet (m^3)
Caterpillar 990k	02	8
Komatsu WA 700	03	7 à 8
Komatsu WA 600	01	7 à 8



Figure II.8 : la chargeuse Caterpillar 990k utilisée.

II.9.2. Transport.

L'opération de transport est assurée par une flotte de dumper de 60 tonnes de charge utile. Une quantité de **166 667 tonnes** par mois sera déplacée au cours des mois de l'exercice 2022 à partir des fronts de taille d'abattage jusqu'au concasseur primaire.

La distance de transport change avec l'avancement de l'exploitation, la distance moyenne prise pour le calcul du rendement des engins est de **3 km**.

Les calculs des rendements des engins de transport sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau II.7 : Rendement des engins de transport.

Paramètres	Valeur	Unité
Capacité d'un dumper	60	tonne
Distance de parcours (Aller-Retour)	12,362	Km
Temps de parcours (camion vide)	15	mn
Temps de parcours (camion chargé)	17	mn
Temps de chargement	5,30	mn
Temps de déchargement	1	mn
Durée d'un cycle	38,3	mn
Temps efficace de travail par poste	497.9	mn
Nombre maximum de cycle par poste	13	Cycle
Capacité du camion en m^3	37,07	m^3
Rendement du dumper	465	m^3
Rendement effectif du dumper-disponibilité 89%	413	/
Volume foisonné à transporter par poste ou rendement de la carrière	3 419	m^3
Nombre du dumper	8,27	Dumpers

Pour un poste de 10 h de travail et pour une production journalière de **3 419 m³** foisonnée, neuf **(09) dumper** de 60 tonnes pourront assurée cette opération.

La cimenterie de Ain-El-Kebira a affecté pour la carrière de Djebel Medjounes – Code 120PXC, une flotte de transport de 10 dumpers de 60 tonnes.

Les caractéristiques des moyens de transport disponibles en carrière sont données dans le tableau ci-dessous. Cette catégorie d'engins peut franchir des pentes plus fortes.

Tableau II.8: les engins de transports disponibles au niveau de la carrière.

Type	Nombre	Capacité charge (t)
Dumper HITACHI EH1000	08	60
Dumper KOMATSU HD465	02	60
Dumper Caterpillar 773 G	05	60



Figure II.9: Types des dumpers utilisés Hitachi EH1000 et Caterpillar 773 G.

II.9.3 . Concassage du calcaire

- **1er stade de concassage.**

Les roches fragmentées arrivant à la trémie de réception tombent tangentiellement sur le rotor qui tourne à une vitesse déterminée, ces concasseurs à percussion peuvent réduire les morceaux des roches de granulométrie 1200 mm (l'ouverture de trémie du concasseur) jusqu'à une dimension de 30 cm de diamètre et avec une production de 1000 t/h.

Dans ce type de concasseur au niveau de la cimenterie (concasseur à cône), le concassage des roches s'effectue sur la base de la vitesse de rotation du rotor, d'ailleurs ce qui entraine une usure considérable ; mais en parallèle son avantage est qu'il réalise une grande production avec un degré de réduction importante.



Figure II.10 : image montre marteau d'un concasseur

- **2ème stade de concassage.**

Après avoir obtenue une granulométrie désirée dans les stades de concassage, les morceaux de 300 mm de ces roches passent par l'intermédiaire d'une bande transporteuse vers les deux (02) cribles vibrants la granulométrie allant de 25 à 300 mm passe directement vers le concasseur secondaire, et les morceaux inférieurs à 25 mm passent à travers le crible.

Dans le concasseur secondaire, l'opération de concassage s'effectue de la même manière que dans les stades de concassage j'jusqu'à atteindre une granulométrie de 0 à 25 mm et l'évacuée à l'aide d'une bande transporteuse vers le hall de stockage.

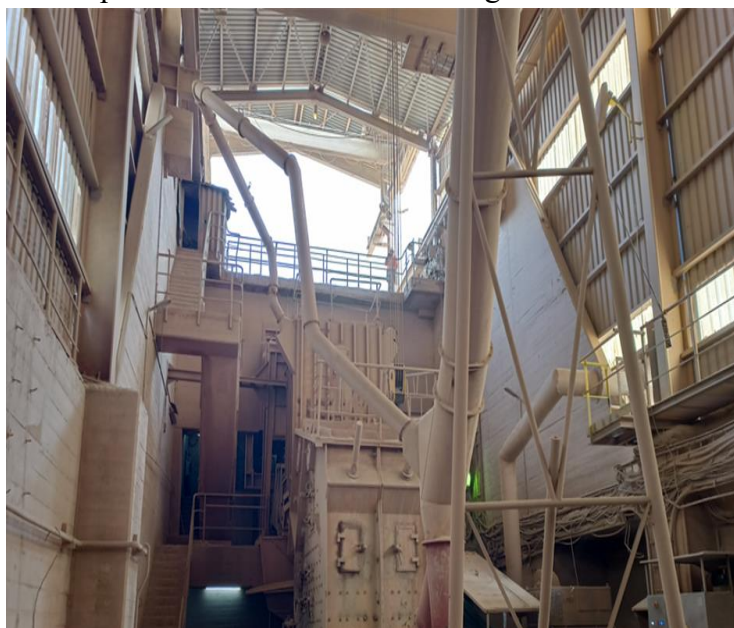


Figure II.11 : image d'un concasseur

II.10. Sécurité de travail.

Les travaux miniers à la carrière doivent se dérouler en conformité avec les consignes de sécurité à savoir :

A) Sécurité à l'extraction :

- La hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.
- Le transport des explosifs se fera par camions spéciaux muni de dispositifs de sécurité, plancher en bois, tuyau d'échappement avec détecteur d'étincelles.
- Il est formellement interdit au personnel de fumer, de faire le feu hors du stockage de la manutention et l'utilisation de l'explosif.

B) Sécurité de chargement :

- Il importe d'organiser une plateforme horizontale pour l'évolution de l'engin.
- Les blocs hors gabarit doivent être stockés séparément pour le second débitage.



Figure II.12 : Exemple de l'opération de chargement avec mesures de sécurité.

C) Sécurité au transport :

- L'excès de vitesse est interdit ;
- Le sens de la circulation sera conforme au règlement interne de la carrière (plan de circulation interne) ;
- En temps de pluie, la vitesse sera réduite afin d'éviter les dérapages et les patinages (basculement dans le vide).

D) Sécurité (Opération de tir) :

L'utilisation des explosifs dans les carrières à ciel ouvert peut générer des dangers et des nuisances (sonores & vibratoires) sur les populations limitrophes, la raison pour les quelles une attention particulière lors de cette opération de minage.

Les accidents associés aux tirs de mines doivent être évités en respectant les conditions d'exécution et de préparation, les consignes de sécurité relatives dont :

- Il faudra veiller aux consignes de sécurité lors des opérations de tir à l'explosif, particulièrement la délimitation d'un périmètre de sécurité à l'intérieur duquel, seuls le personnel et l'équipement mobile nécessaires à ces opérations seront admis. Tout déplacement d'équipement mobile nécessaire dans ce périmètre doit faire l'objet d'une surveillance accrue.
- Faire des signalisations sonores avant le tir de mines sur trois fois consécutives d'un écart de 5mn.
- Faire Respecter les paramètres géométriques des tirs (profondeur des trous, hauteur de bourrage des trous, inclinaison des trous, maillage...etc.), afin de réduire les vibrations et les projections de blocs
- Faire respecter les paramètres techniques des tirs (poids de chargement du trou, type d'explosif, charge instantanée, consommation spécifique, ...etc.).

II.11. Etude des causes de provenance des hors-gabarits

Au cours de notre stage pratique, on a constaté que le tir au niveau de la carrière d'Aïn - El-Kébira provoque :

- Une mauvaise fragmentation.
- Un pied de gradin (ou une portion du pied non réduite).
- Une déformation du talus du gradin et une fissuration du massif due à l'effet arrière du tir (on constate des fissures et des soulèvements en marche d'escalier).

Cette situation présente une conséquence inadéquate pour la bonne conduite des différents processus miniers. (Annexe 2)

- Un tas de roche non souhaité et non réglé à cause du taux élevé des hors-gabarits.

De même on constate le faible coefficient d'utilisation des engins chargement et de transport à cause d'un temps mort dû à une longue attente devant le poste de concassage pour dégager les hors-gabarits qui bloquent l'ouverture du concasseur. L'efficacité du chargement, du transport et des ateliers de concassage dépend du pourcentage et des dimensions des morceaux des blocs hors-gabarits. Parmi les principales causes qui provoquent le taux élevé des hors-gabarits, on peut citer :

- La fissuration du massif qui peut être naturelle ou engendrée par le tir
- La consommation spécifique insuffisante d'explosif.
- Mauvais choix de l'inclinaison et de diamètre des trous.
- Mauvaise construction de la charge.
- Mauvais mode d'initiation de la charge.
- Dimensions de la maille
- Mauvais choix des paramètres de forage et de tir.

Le taux de participation de provenance des blocs hors-gabarits est représenté dans le tableau suivant :

Tableau II.9: différentes causes de provenance des blocs hors-gabarits.

Causes	Taux de cotisation
Fissuration naturelle	50%
Construction de charge à l'intérieur des trous	30%
Type de l'explosif	10%
Dimension de la maille	10%
Total	100%

Les images suivantes montrent les blocs abattus hors gabarit existants dans la carrière de Ain El-Kbira.



Figure II.13: Exemple des hors gabarit après le tir.

II.12. Influence de la formation structurale géologique des massifs et les Discontinuités sur la qualité de fragmentation

La méthode de mesure de la fissuration du massif est donnée par la formule suivante :

$$d = \frac{L}{n} ; m \quad 11.1$$

Où :

- L : longueur ; m
- n : nombre de fissure
- d : Distance moyenne entre les fissures ; m
- L : Longueur de la partie mesurée du massif ; m
- n : Nombre de fissures situées sur la longueur mesurées.



Figure II.14: la fissuration du massif rocheux.

D'après des expériences réalisées pour l'étude de la fissuration de massif de calcaire d'Aïn -El-Kébira, les résultats obtenus sont mentionnés dans le tableau suivant :

Tableau II.10 : Résultats de l'étude de la fissuration du massif de calcaire d'Aïn -El-Kébira.

Nbr exp	Gradin	Longueur mesurée (m)	Nombre de fissuration	Distance moyenne entre les fissures (m)
	1	18	38	0,473
	2	10	24	0,416
Niv 1193	3	25	51	0,490
	4	43	92	0,467
	5	57	126	0,452
	1	21	64	0,328
	2	15	41	0,365
Niv1178	3	33	67	0,492
	4	27	56	0,482
	5	45	94	0,478

En analysant ces résultats d'investigation relative à la fissuration du massif et leur composition selon la classification du massif suivant la fissure notée dans le tableau ci-dessous, on peut conclure que la fissuration est de **catégorie II** c'est-à-dire que les roches calcaires d'Aïn -El-Kébira sont grandes fissurées.

Tableau II.11 : Catégorie de fissuration des roches.

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif	Distance moyenne entre les fissures (m)
I	Roches exclusivement fissurée (en petits blocs)	Jusqu' à 0,1
II	Roches de grandes fissurés (en gros blocs)	0,1 à 0,5
III	Roches de moyen fissuré (en très gros blocs)	0,5 à 1,0
IV	Roches faiblement fissuré (en très gros blocs)	1,0 à 1,5
V	Roches pratiquement monolithiques (exclusivement en gros blocs)	>1,5

L'efficacité de la destruction des roches fissurées se détermine non seulement par les paramètres d'abattage mais aussi par la relation entre ces paramètres et les dimensions des différents blocs sur lesquels le massif est coupé par les fissures.

Lors du tir dans un bloc fissuré, les discontinuités limitent la propagation ultérieure des ondes élastiques avec des fréquences élevées grâce à une absorption d'énergie. Donc la fissuration influe directement sur la qualité ou le degré de la fragmentation du fait la présence de grandes fissures tectoniques mène à de considérables pertes d'énergie du tir dégradant ainsi la fragmentation. Pour cette raison, il est souhaitable de rapprocher le réseau des trous de la maille dans les roches fissurées.

II.13 Débitage secondaire au niveau de la carrière

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 recouru au débitage secondaire qui se fait par usaged'explosif. Le débitage peut se faire à l'aide d'une ou plusieurs cartouches placées sur le bloc (charge superficiel), ou à intérieure des trous forés à cet effet. Ou soit par brise roches destiné spécialement pour ces taches avec frais supplémentaire de chargeuses et camion (Figure II.15)



Figure II.15 : débitage secondaire assuré avec une pelle hydraulique

Conclusion.

Les recherches menées dans ce chapitre nous permettent d'analyser les données en général la zone, 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.

Après les analyses et observations effectuées à la carrière, on a constaté un dysfonctionnement dans les processus de forage et tir à savoir ; une mauvaise fragmentation des roches et une formation de pieds de gradins.

Donc, dans le prochain chapitre, nous allons étudier en détail les paramètres et facteurs qui influent sur les travaux de forage et de tir.

Chapitre III : Optimisation de la qualité de fragmentation au niveau de la carrière de la cimenterie Ain EL Kebira, W. Sétif

Introduction.

Des travaux de forage et de tir bien développés et suivis déterminent le succès d'un programme d'extraction sur le plan technique. Les caractéristiques qui doivent être mises en évidence pour la planification des tirs.

A cet effet, nous allons faire dans ce chapitre une étude sur les paramètres de tir afin de proposer un plan de tir adéquate et optimale pour diminuer les taux des hors gabarit et améliorer la qualité des roches fragmentés.

III.1. Mode de forage utilisé.

III.1.1. Choix du mode de forage.

Le choix de mode de forage dépend de quelques facteurs qui sont comme suite :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches ;
- Profondeur de forage à réaliser ;
- Diamètre du trou à réaliser.

Il existe plusieurs modes de forage comme :

- Forage rotatif ;
- Forage percutant ;
- Forage roto percutant ;
- Forage thermique.

Pour choisir un mode de forage il faut calculer l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien RJEVSKY qui se base sur la dureté et la densité de la roche.

III.1.2 Procédure de choix de la machine de forage.

Le choix d'une machine particulière pour la production de forage dans une mine à ciel ouvert est le genre le plus critique d'évaluation de forage que l'ingénieur de mine est invité pour faire. C'est un véritable problème de conception de technologie, exigeant des jugements de valeur. Généralement, le procédé suit ces étapes. [19]

- Déterminer et spécifier les conditions dans lesquelles la machine sera utilisée, comme les facteurs du travail (travail, emplacement, temps, etc.), avec la sûreté la considération finale.
- Enoncer les objectifs pour les phases de rupture de roche du cycle de production des opérations considérant des restrictions d'excavation et de transport, de la stabilité de pente de mine, écrasant la capacité, la géométrie de mine en termes de tonnage, la fragmentation, les vibrations, etc.
- Basé sur des conditions de soufflage, concevoir le modèle de trou de forage (taille et profondeur de trou, inclinaison, fardeau, espacement, etc.).
- Déterminer les facteurs de forabilité, pour le genre de roche prévu, et identifier les candidats méthode de forage qui semblent faisables (les fabricants peuvent

réaliser des essais de forabilité de roche et recommander les exercices et l'outil de forage).

- Spécifier les variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage, et les facteurs de fluide de circulation.

NB/ : Donc voir le chapitre II (Travaux de forage et de tir dans la carrière Ain El Kébira).

III.2. Détermination des propriétés physiques et mécaniques des roches d'AIN EL KEBIRA.

Sur la base des données reçues lors de notre stage effectué au sein de la carrière d'Ain EL Kebira on a prélevé certaines propriétés de roches nécessaires à l'élaboration de notre mémoire de fin d'étude à savoir :

III.2.1. La dureté.

Selon le professeur PROTODIAKONOV, le coefficient de dureté se détermine par la formule suivante :

$$f = \frac{\sigma_{comp}}{100} \dots \dots \dots \text{III.1}$$

Où :

- σ_{comp} : Résistance de compression mono axiale kgf / cm², Pour les roches carbonatées d'AIN EL KEBIRA : $\sigma_{comp} = 700 \text{ kgf/cm}^2$

Donc : le coefficient de dureté : **f=7**

III.2.2 La résistance à la traction.

Elle se détermine par la formule empirique suivante :

$$\sigma_t = (0.08 \div 0.12) * \sigma_{comp} ; \text{kgf / cm}^2 \dots \dots \dots \text{III.2}$$

Dans notre cas, on prend :

$$\sigma_t = 0.10 * 700 \text{ kgf / cm}^2$$

Et par conséquent la valeur de la résistance de traction est :

$$\sigma_t = 70 \text{kgf / cm}^2$$

III.2.3 La résistance au déplacement.

Elle se détermine par la formule suivante :

$$\sigma_{dép} = (0.13 \div 0.33) * \sigma_{comp} ; \text{kgf / cm}^2 \dots \dots \dots \text{III.3}$$

On prend :

$$\sigma_{dép} = 0.30 * 700 ; \text{kgf / cm}^2$$

Alors la valeur de la résistance de déplacement est :

$$\sigma_{dép} = 210 \text{ kgf / cm}^2$$

III.2.4 Détermination de l'indice de forabilité du calcaire.

L'indice de forabilité du calcaire se détermine par la formule suivante :

$$I_f = 0.007 * (\sigma_{comp} + \sigma_{dép}) + 0.7\gamma \dots\dots\dots\text{III.4}$$

Où :

- γ : Masse volumique de la roche ; $\gamma = 2.6 \text{ kg/dm}^3$.
- σ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; $\text{k}_\text{gf}/\text{cm}^2$.
- $\sigma_{dép}$: Résistance des roches au déplacement ; $\text{k}_\text{gf}/\text{cm}^2$.

Donc :

$$I_f = 0.007 *(700 + 210) + 0.7 * 2.6$$

Alors :

$$I_f = 8.19$$

Classification de la roche selon le tableau suivant :

Tableau.III.1 Classification de la roche selon l'indice de forabilité.

Degré de forabilité	I_f	Classes	Catégories
Forabilité très facile	1÷5	I	1, 2, 3, 4, 5
Forabilité facile	5.1÷10	II	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10.1÷15	III	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15.1÷20	IV	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20.1÷20.1	V	21, 22, 23, 24, 25

Donc on déduit que, Il s'agit d'un gisement à forabilité facile **classe II, catégories 6.**

III.2.5 Détermination de la tirabilité du calcaire ($q_{étalon}$).

La résistance des roches au tir est caractérisée par la consommation spécifique étalon d'explosif. Elle se détermine par la formule suivante :

$$q_{ét} = 0.02 (\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{tra}) + 2\gamma; \text{g/m}^3 \dots\dots\dots\text{III.5}$$

Où :

- σ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; $\text{k}_\text{gf}/\text{cm}^2$.
- $\sigma_{dép}$: Résistance des roches au déplacement ; $\text{k}_\text{gf}/\text{cm}^2$.
- σ_{tra} : Résistance des roches à la traction ; $\text{k}_\text{gf}/\text{cm}^2$.

Donc :

$$q_{ét} = 0.02 (700 + 210 + 70) + 2 (2.6)$$

$$q_{ét} = 24.80 \text{ g/m}^3$$

La classification des roches en fonction de la tirabilité est représentée dans le tableau suivant :

Tableau.III.2 : Classification de la roche selon l'indice de tirabilité.

Degré de tirabilité des roches	$q_{ét}$	Classes	Catégories
Tirabilité très facile	≤ 10	I	1, 2,3 ,4 ,5
Tirabilité moyenne	10.1÷20	II	6, 7, 8, 9,10
Tirabilité difficile	20.1÷30	III	11, 12, 13, 14,15
Tirabilité très difficile	30.1÷40	IV	16, 17, 18, 19,20
Tirabilité exclusivement difficile	40.1÷50	V	21, 22, 23, 24,25

➤ **Remarque :** Il s'agit d'un gisement à tirabilité difficile **classes III, catégorie 11.**

III.2.6 Le forage.

Le type de sondeuse adopté dépend de plusieurs facteurs à savoir :

- Propriétés physico-mécaniques des roches (forabilité).
- Le mode de forage.
- Le diamètre du trou.

On distingue les modes de forage suivants :

- Forage rotatif.
- Forage percutant.
- Forage roto percutant.
- Forage thermique.

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

Tableau.III.3 : Définition du mode de forage en fonction de l'indice de forabilité.

Type de sondeuses	Diamètre du trou [m]	I _f
Sondeuses à molette	160	5-10
	190-243	7-12
	243-262	8-14
Sondeuses à avis (rotatives)	125	1-3
	160	1-6
Sondeuses roto percutant	105-125	6-15
	185	10-25
	200	10-25
Sondeuses thermique	180-400	12-25

➤ **Remarque** : pour notre cas ; on choisit le mode de forage roto percutant.

III.3 Les explosifs utilisés.

Le choix de l'explosif dépend généralement des propriétés physiques et mécaniques des roches, et principalement de la tirabilité. Chaque explosif est caractérisé par sa densité, sa sensibilité, sa brisance, sa vitesse de détonation et sa capacité de travail. Dans la carrière d'Ain El Kebira les explosifs utilisés pour la fragmentation des roches sont les suivants :

- Charge principale **Anfomil** (NH₄NO₃) en vrac.
- Charge d'amorçage **Marmanit III** en cartouches.

III.3.1 Anfomil.

Est un explosif nitraté de couleur blanche-rose, d'aspect fluide, contenant comme combustible du fuel oil domestique. Il est amorcé au moyen de cordons détonant ou un autre explosif brisant. (Annexe 3)

III.3.2 Marmanit III.

Est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT. Ce type d'explosif est caractérisé par une densité d'encartouchage moyenne. Elle est utilisée pour l'abattage des roches semi dures. (Annexe 4)

III.3.3 Les caractéristiques techniques d'explosif.

Ces différents choix sont inhérents aux propriétés physiques et mécaniques de la roche calcaire de la carrière géante d'Ain El Kebira leurs caractéristiques techniques sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau III.4 : Caractéristiques technique des explosifs.

Type	Anfomil	Marmanit III	Unités
Densité normale	0.85	1.00	g/cm^3
Diamètre d'une cartouche	/	80	(m)
Vitesse de détonation m/s	2600	4 200	(m/s)
Poids de l'explosif	25	2.5	(kg)
Longueur de la cartouche	/	75	(cm)
Résistance à l'eau	Faible	Moyenne	/
Aptitude de travail	300	360	$(cm^3/10g)$



Figure III.1 : Marmanit III en cartouche et l'Anfomil en vrac dans les sacs de 25 Kg.

III.3.4 Les accessoires de tir utilisés dans la carrière.

A) Cordeau détonant.

Est un cordeau flexible composé d'une âme en penthrite, explosif très brisant, entourée de plusieurs enveloppes de fils tressés recouverts d'une matière plastique. (Annexe 5)

B) Détonateurs.

L'ONEX produit une gamme variée de détonateurs couvrant tous les usages courants. En fonction du dispositif de mise à feu employé les détonateurs sont classés en deux catégories : (Annexe 6)

- Détonateur pyrotechnique : dont le dispositif de mise à feu est la mèche lente (pour détonateur pyrotechnique ou N°8).
- Détonateurs électriques : dont le dispositif de mise à feu est un système électrique.

Type de détonateurs électriques :

- Détonateur électrique instantané (**DEI**).
- Détonateur électrique sismique (**DES**).
- Détonateur électrique à retard demi-seconde (**DER**).
- Détonateur électrique à micro-retard (**DMR**).



Figure III.2: Les accessoires de tir (cordant détonant, les détonateurs, le fil de tir).

III.4 La consommation spécifique d'explosif du projet.

La formule empirique qui permet de calculer la consommation spécifique d'explosif de projet est la suivante :

$$q_p = q_{et} \cdot k_{ex} \cdot k_{fis} \cdot k_d \cdot k_V \cdot k_c \cdot k_{sd} \quad \text{g/m}^3 \dots\dots\dots(7)$$

q_{et} : Consommation spécifique étalon q_{et} Elle servira de base après avoir l'indice de tirabilité des roches, g/m^3

K_{ex} : coefficient de conversion qui tient compte de l'explosif utilisé par rapport à l'explosif étalon.

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

A_{et} : aptitude (capacité) de travail de l'explosif étalon ($A_{et} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$) ;

A_{ut} : aptitude de travail de l'explosif utilisé ($A_{ut} ,\text{cm}^3/10\text{g}$).

III.4.1 Aptitude au travail de l'explosif.

Des expériences ont montré que lors de l'abattage par l'explosif, la longueur de la charge d'explosif doit contenir **62.5%** de la charge principale (Anfomil) et **37.5%** de la charge d'amorçage (Marmanit III).

L'aptitude au travail de l'explosif se détermine comme suit :

$$A_{ut} = \frac{A_{anf} \times 62.5 + A_{mar} \times 37.5}{100} ; \text{cm}^3/10\text{g cm}^3 \dots \dots \dots \text{III.6}$$

Où :

- A_{anf} : Aptitude au travail de l'explosif principale (anfomil) $A_{anf} = 300 \text{ cm}^3/10\text{gcm}^3$.
- A_{mar} : Aptitude au travail de l'explosif d'amorçage (Marmanit III)
 $A_{mar} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g cm}^3$.

Donc :

$$A_{ut} = \frac{300 \times 62.5 + 360 \times 37.5}{100}$$

$$A_{ut} = 322 \text{ cm}^3/10\text{g cm}^3$$

III.4.2 La consommation spécifique de projet.

Dans notre projet de diplôme, on essaie de déterminer la consommation spécifique de l'explosif dans les conditions minières d'Ain El Kebira donné par la formule suivante :

$$q_p = q_{ét} * k_{exp} * k_f * k_{df} * k_c * k_v * k_{sd} ; \text{g/m}^3 \dots \dots \dots \text{III.7}$$

$q_{ét}$: Consommation spécifique étalon q_{et} Elle servira de base après avoir l'indice de tirabilité des roches, g/m^3 , dans notre cas $q_{ét} = 24.80 \text{ g/m}^3$ (voir titre III.2.5)

- k_{ex} : Coefficient qui tient compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la carrière tel que ,calculé par la formule:

$$k_{ex} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} ;$$

- $A_{ét}$: aptitude au travail de l'explosif étalon, $A_{ét} = 360. \text{ cm}^3/10\text{g}$
- A_{ut} : aptitude au travail de l'explosif utilisé, $A_{ut} = 322. \text{ cm}^3/10\text{g}$

$$k_{ex} = \frac{360}{322} = 1.11$$

- k_f : Coefficient de fissuration des roches, tel que :

$$k_f = 1.2 * l_m + 0.2$$

L_m : dimension moyenne du bloc du massif ($L_m = 0.5\text{m}$). Introduit à Kuz Ram

$$k_f = 0.8$$

- k_d : Coefficient du degré de la fragmentation demandée tel que :

$$k_d = \frac{0.5}{d_m}$$

- d_m : dimension moyenne des fragments :

$$d_m \leq 0.8 * B \quad ; B= 1.2$$

$$d_m = 0.96$$

E: volume de godet ($8m^3$)

$$d_m = 0.96 \text{ m.}$$

Où :

$$k_d = 0.5/0.96$$

$$k_d = 0.52$$

- k_c : Coefficient du degré de concentration de la charge d'explosif, Vu que le diamètre de trou est égal à 110 mm et en fonction de la tirabilité de notre roche, on peut déterminer d'après le présent tableau la valeur de $k_c = 0.8$

Tableau III.5 : Les valeurs de k_c en fonction de tirabilité et diamètre de trou.[20]

Tirabilité	D = 100 mm	D = 200 mm	D = 300 mm
Facile	0,95 ÷ 1,0	1	1,05 ÷ 1,1
Moyenne	0,85 ÷ 0,9	1	1,2 ÷ 1,25
Difficile	0,7 ÷ 0,8	1	1,35 ÷ 1,4

- K_v : Coefficient de l'influence de la hauteur du gradin.

- Si $H_{gr} \leq 15 \text{ m}$: $K_v = (15 / H_{gr})^{3/2}$.

- Si $H_{gr} \geq 15 \text{ m}$: $K_v = (H_{gr} / 15)^{3/2}$.

Dans notre cas on a $H_{gr} = 15 \text{ m}$, donc $k_v = 1$

- K_{sd} : Coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées.

Dans notre cas le nombre de surface est de deux (02) donc $k_{sd} = 8$.

Tableau III.6 : Les valeurs de K_{sd} en fonction de surfaces dégagées.[20]

Nombre de surfaces	K_{sd}
06	01
05	02
04	04
03	06
02	08
01	10

Où :

$$q = 24.80 * (1.11) * (0.8) * (0.5) * (0.8) * (1) * (8)$$

$$q = 72.630 \text{ gr/m}^3$$

$$q = 0.07263 \text{ kg/m}^3$$

Au niveau de la carrière de Ain El Kebira la consommation spécifique du projet calculé est de : $q = 0.07263 \text{ kg/m}^3$

III.5. Les paramètres de forage et de tir avec calcul.

III.5.1. Paramètre de forage.

III.5.1.1 longueurs d'excès (sous-forage) " l_{ex} ".

On la détermine par la formule suivante :

$$l_{ex} = (5 \div 15) * D_{tr} \text{ (m)}$$

[5 tirabilité très facile, moyen -----10 tirabilité difficile-----15 tirabilité très difficile]

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

$$l_{ex} = 10 * 0.110 = 1.1 \text{ m}$$

III.5.1.2 La longueur du bourrage.

On la détermine par la formule suivante :

$$L_b = (20 \text{ à } 30) * D_{tr} \text{ (m)}$$

$$L_b = 25 * 0.110 = 2.75 \text{ m}$$

[20 roches pas fissure----- 25 roches fissuré-----30 roches exclusivement fissuré]

III.5.1.3 La longueur totale du trou.

On la détermine par la formule suivante :

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

Où :

- β : Angle d'inclinaison du trou **70°**

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin 70} + 1.1 = 16.34 \text{ m}$$

III.5.1.4 Longueur de la charge d'explosif.

On la détermine par la formule suivante :

$$L_{ch} = L_{tr} - L_b \text{ (m)}$$

$$L_{ch} = 16.34 - 2.75 = 13.59 \text{ m}$$

III.5.1.5 Capacité métrique du trou.

$$P = \frac{\pi * D_{tr}^2 * \Delta}{4} \quad (m)$$

Où :

- Δ : Densité moyenne de la charge, kg/m³.

Dans la carrière d'Ain El Kebira on utilise 37.5% du Marmanit III et 62.5% d'Anfomil dans chaque trou. (valeur donne en pratique).

Avec :

- $\Delta_{anfo} = 0.85 \text{ g/cm}^3 = 850 \text{ kg/m}^3$ (Densité d'explosif Anfomil).
- $\Delta_{mar} = 1.00 \text{ g/cm}^3 = 1000 \text{ kg/m}^3$ (Densité d'explosif Marmanit III).

$$\Delta_{moy} = \frac{\Delta_{anfo} * 62.5\% + \Delta_{mar} * 37.5\%}{100\%} \quad (m)$$

Donc :

$$\Delta_{moy} = \frac{850 * 62.5\% + 1000 * 37.5\%}{100} = 906.25 \text{ kg/m}^3$$

Alors :

$$P = \frac{\pi * (0.110)^2 * 906.25}{4} = 8.61 \text{ kg/m}$$

III.5.1.6 Ligne de résistance au pied du gradin.

On la détermine par la formule suivante :

- Pour $\beta = 80^\circ$ trous inclinés :

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4m \times q \times p \times Hgr \times L_{tr}} - p}{2 \times q \times m \times Hgr} \quad (m)$$

Où :

- m : Coefficient de rapprochement des trous $m=(0.8\div 1.2)$.

(f=dureté des roches)

$$m = [1,66 - 0,066] * f$$

$m=[0,8: \text{pour les roches très dures}] >12$

$m=[1,0:\text{pour les roches dures}] 6 < f < 12 ; f=7$

$m=[1,2:\text{pour les roches assez dures}] f \leq 6$

Nos roches étant à tirabilité difficile on prend $m=1$ m.

- L_{tr} : Longueur du trou $L_{tr}=16.34$ m.
- H_{gr} : Hauteur du gradin $H_{gr} = 15$ m.
- P : La charge métrique du trou $P = 8.61$ kg/m.
- q : Consommation spécifique d'explosif $q = 0.072$ kg/m³.

Donc :

$$W = \frac{\sqrt{8.61^2 + (4 \times 1) \times 0,072 \times 8.61 \times 15 \times 16.34} - 8.61}{2 \times 1 \times 0.072 \times 15}$$

$$W = 8.10m$$

- **Remarque :** D'après le résultat de dessous, nous remarquons que La condition de sécurité est vérifiée ($W_s \leq W$), alors l'application de la méthode de forage des trous inclinés est la plus convenable.

$$W_s = H_{gr} \times (\tan^{-1} \alpha - \tan^{-1} \beta) + c \quad (m)$$

- α : Angle du talus du gradin, $\alpha = 70^\circ$.
- β : Angle d'inclinaison du trou, $\beta = 70^\circ$.
- H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 15$ m.
- C : Distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arête supérieure du gradin, $C=3.8$ m. (mesuré au carrière)

Donc :

$$W_s = 15 \times (\tan^{-1} 80 - \tan^{-1} 80) + 3.8$$

$$W_s = 3.8 m.$$

- **Remarque :** D'après le résultat, nous remarquons que La condition de sécurité est vérifiée ($W_s \leq W$), $3.8 < 5$.

III.5.1.7 Distance entre deux trous d'une même rangée :

La distance entre les trous de même rangé se détermine par la formule suivante :

$$a = m \times W \quad (m)$$

$$a = 1 \times 8.10$$

$$a = 8.10 m.$$

III.5.1.8 Distance entre deux rangées :

Le tir se fait par des détonateurs à micro-retard, donc :

$$b = W \quad (m)$$

$$b = 8.10 m.$$

III.5.1.9 Quantité d'explosif par trou :

- Un seul rangé

$$Q_{ex} = q \times H_g \times W \times a \text{ kg/tr}$$

- Plusieurs rangé

$$Q_{ex} = q \times H_g \times W \times b \text{ kg/tr}$$

$$Q_{ex} = 0,072 \times 15 \times 8.10 \times 8.10$$

$$Q_{ex} = 70.85 \text{ Kg/trou}$$

A. Pour Marmanit III :

$$Q_{mar} = 37.5\% \times 100$$

$$Q_{mar} = 37.50 \text{ kg/tr.}$$

B. Pour l'Anfomil :

$$Q_{anf} = 62.5\% \times 100$$

$$Q_{anf} = 62.50 \text{ kg/tr.}$$

Remarque : En pratique, au niveau de la carrière le chargement des trous se fait par la méthode suivante : On met quinze (15) cartouches de Marmanit c'est-à-dire 37.50 Kg et un sac de l'Anfomil qui pèse 62.50 Kg, d'où la quantité d'explosif nécessaire par trou (100 Kg).

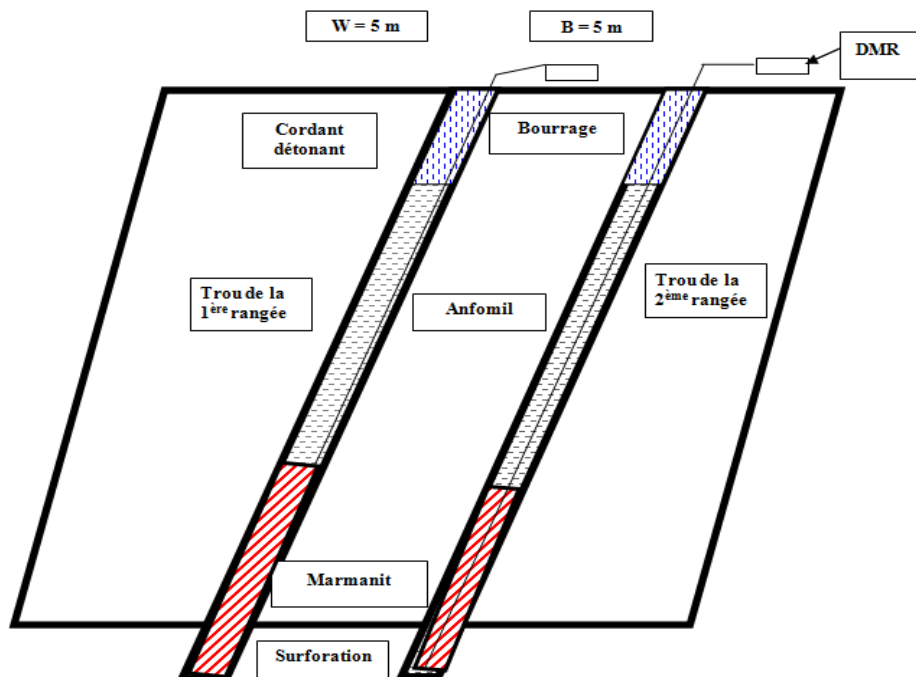


Figure III.3: schéma de chargement de trou par d'explosifs.

III.5.1.10 Quantité d'explosif par volée :

C'est la quantité d'explosif pour abattre un bloc de trous connus. Elle se détermine comme suit :

$$Q_{\text{tot}} = Q_{\text{ex}} \times N_{\text{tr}} \quad \text{kg/volée}$$

$$Q_{\text{tot}} = 70.85 \times 40$$

$$Q_{\text{tot}} = \mathbf{2834 \text{ kg/volée.}}$$

III.5.1.11 Quantité de chaque type d'explosif :

Connaissant le pourcentage de chaque type d'explosif dans un trou nous pouvons déduire leur quantité :

B. Pour la Marmanit III :

$$Q_{\text{totmar}} = 37.5\% \times Q_{\text{tot}} \quad (\text{Kg})$$

$$Q_{\text{totmar}} = 37.5\% \times 2834$$

$$Q_{\text{totmar}} = \mathbf{1062.75 \text{ kg.}}$$

A. Pour l'Anfomil :

$$Q_{\text{totanfo}} = 62.5\% \times Q_{\text{tot}} \quad (\text{Kg})$$

$$Q_{\text{totanfo}} = 62.5\% \times 2834$$

$$Q_{\text{totanfo}} = \mathbf{1771.25 \text{ Kg.}}$$

III.5.2 Paramètres du bloc à tirer.

III.5.2.1 Longueur de bloc :

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en blocs que l'on exploite par des moyens d'abattage et de chargement indépendants. La longueur de bloc est de 200 à 400 m lors du transport par wagons et locomotives, et de 100 à 250 m lorsque le transport se fait par camions.

Dans notre cas, le transport est assuré par camions (dumpers), donc la longueur de bloc est généralement égale à 200 m.

III.5.2.2 Volume du minerai à abattre par un trou :

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

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

$$V_{\text{tr}} = 8.10 \times 8.10 \times 15$$

$$V_{\text{tr}} = \mathbf{984 \text{ m}^3/\text{trou.}}$$

III.5.2.3 Volume du bloc à tirer :

Le volume total du bloc à tirer est calculé par la formule suivante :

$$V_{bl} = L_b \times H_{gr} \times A \quad (\text{m}^3)$$

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

b : distance entre deux rangé

w : ligne de résistance au pied du gradine

L_b : longueur du bloc est généralement 200 m

$$A = 8.10 + (2 - 1) 8.10$$

$$A = 16.2$$

$$V_{bl} = 200 \times 15 \times 16.2$$

$$V_{bl} = 48600 \text{ m}^3.$$

III.5.2.4 Calcul le nombre de trous par volée :

Le nombre des trous dans un bloc peut déterminer par l'expression suivante :

$$N_{tr} = \frac{V_{bl}}{V_{tr}} \quad (\text{trous})$$

$$N_{tr} = \frac{48600}{984}$$

$$N_{tr} = 49 \text{ trous.}$$

III.5.2.5 Calcul du nombre de blocs à abattre par an :

Le nombre de bloc se détermine par la formule suivante :

$$N_{bl} = \frac{P_{an}}{V_{bl} \times \gamma} \quad (\text{Blocs/an})$$

Où :

➤ P_{an} : Production annuelle de la carrière $P_{an} = 2\,000\,000 \text{ t/an}$

$$N_{bl} = \frac{2\,000\,000}{48600 \times 2.6}$$

$$N_{bl} = 15.82 \approx 16 \text{ blocs/an}$$

III.5.2.6 Longueur de forage par bloc :

La longueur de forage par bloc est calculée par la formule suivante :

$$L_f^{bl} = N_{tr} \times L_{tr} \quad (\text{m/bloc})$$

$$L_f^{bl} = 4 \times 16.34$$

$$L_f^{bl} = 800 \text{ m/bloc.}$$

III.5.2.7 Longueur de forage par an :

La longueur de forage peut réaliser par an est déterminée par l'expression suivante :

$$L_f^{an} = N_{bl} \times L_f^{bl} \quad \left(\frac{m}{an}\right)$$

$$L_f^{an} = 16 \times 800$$

$$L_f^{an} = 12800 \text{ m/an.}$$

III.5.2.8 Taux de micro retard :

L'intervalle du retard de détonateur est déterminé par l'expression suivante :

$$\tau = K \times W \quad (\text{m. sec})$$

Où :

- **K** : Coefficient qui tient compte des propriétés de la roche.

Tableau III.7. Les valeurs de K en fonction de dureté.[20]

Dureté, f	K
≤ 6	5-6
6 ÷ 12	3-4
>12	1.5-2.5

Dans notre cas on a $f = 7$ et d'après le tableau au-dessus, **K = 4**.

$$\tau = 4 \times 8.10$$

$$\tau = 32 \text{ m. sec}$$

III.5.2.9 Calcul des paramètres du tas des roches abattues :

Les paramètres du tas des roches abattues sont caractérisés par :

- Largeur du tas.
- Hauteur du tas.

a) Largeur du tas :

La largeur du tas des roches abattus est calculée par la formule suivante :

$$B_{tp} = K_{\tau} \times B_{ts} + (n - 1) \times b \quad (\text{m})$$

Où :

- **K_τ** : Coefficient qui tient Compte de l'intervalle du retard. Ces valeurs sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau III.8 : Les valeurs de coefficient qui tient compte de l'intervalle des retards.[20]

τ (m. sec)	K_τ
0	1
10	0,95
25 ÷ 35	0,9
50	0,85
75 et plus	0,8

On a un taux de micro retard qui est égale à 15, donc on peut prendre $K_\tau = 0.9$.

➤ B_{ts} : Largeur du tas des roches à une seule rangée :

$$B_{ts} = K_r \times K_\beta \times H_{gr} \times \sqrt{q} \quad (m)$$

- K_r : Coefficient qui dépend de la résistance des roches au tir, selon le tableau de dessous en prendre $K_r = 2.5$.

Tableau III.9 : Résistance au tir en fonction de la dureté.[20]

Dureté, f	K_r
≤ 6	3 ÷ 3,5
6 ÷ 12	2,5 ÷ 3
>12	2 ÷ 2,5

- K_β : Coefficient tenant compte de l'angle d'inclinaison du trou :

$$K_\beta = 1 + \frac{1}{2} \sin 2 \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right)$$

Vu que l'angle d'inclinaison des trous (β) est égal à 70° donc :

$$K_\beta = 1 + \frac{1}{2} \sin 2(90 - 70)$$

$$K_\beta = 1.34.$$

- H_{gr} : Hauteur de gradin, $H_{gr} = 15$ m.
- q : Consommation spécifique d'explosif, $q = 0,072$ Kg/m³

Alors, la valeur de B_{ts} est égale à :

$$B_{ts} = 2.5 \times 1.34 \times 15 \times \sqrt{0,072}$$

$$B_{ts} = 13.48 \approx 14 \text{ m.}$$

- b : Distance entre les rangés, $b = 8.10$ m.

- **n** : Nombre des rangés, $n = 2$.

Donc, on peut déduire la valeur de la largeur de tas :

$$B_{tp} = 0,9 \times 14 + (2 - 1) \times 8.10$$

$$B_{tp} = 20.7 \approx 21 \text{ m.}$$

b) Hauteur du tas :

La hauteur du tas des roches abattus trous se détermine par la formule suivante :

$$H_t = (0,5 \div 0,9) \times H_{gr} \quad (\text{m})$$

Pour les calcaires $H_t = 0,9 H_{gr}$.

$$H_t = 0,9 \times 15$$

$$H_t = 13.5 \text{ m.}$$

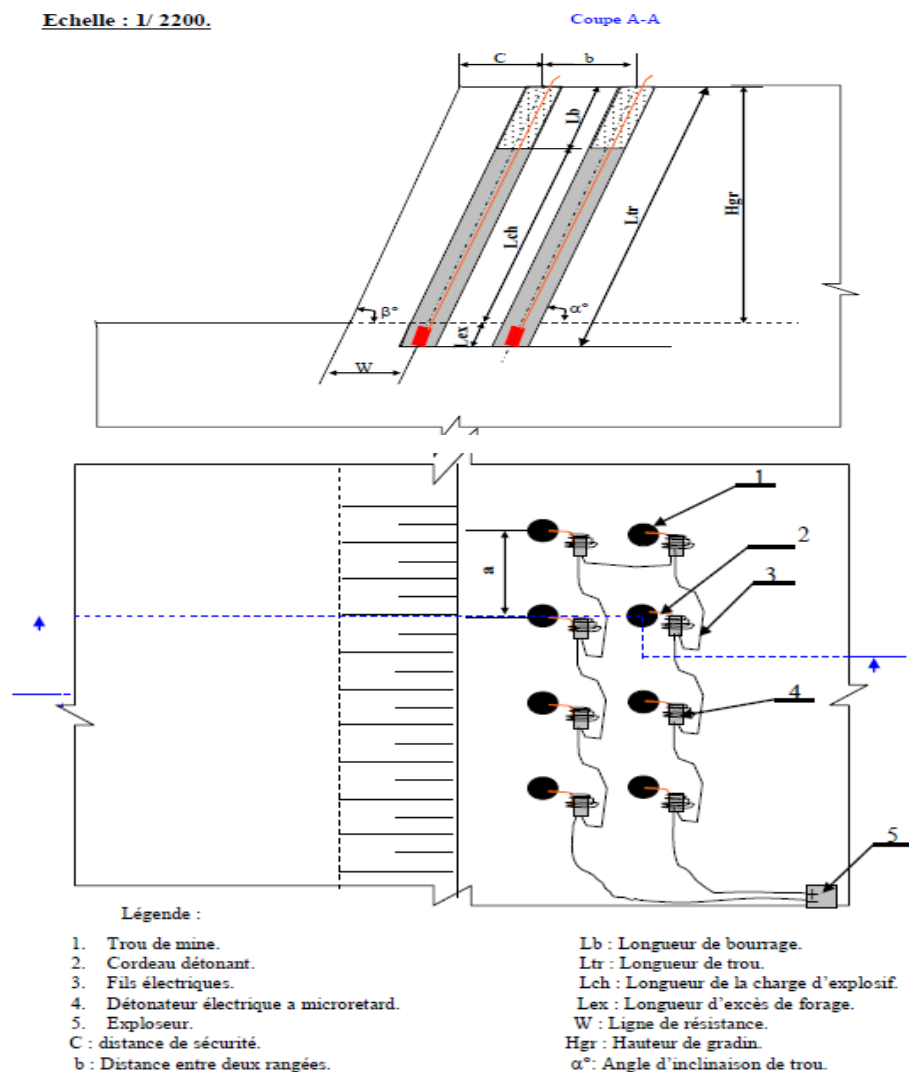


Figure III.4 : Exemple de plan de tir existant au niveau de la carrière Ain El Kébira

Les principaux paramètres géométriques et de chargement d'explosives qui interviennent dans les travaux de forage et de tir sont ainsi définis dans le tableau suivant :

Tableau III.10 : Paramètres des travaux de forage et de tir.

Paramètres	Désignations	Unités	Valeurs
Hauteur gradin	H_{gr}	m	15
Profondeur du trou	L_{tr}	m	16.34
Diamètre du trou	D_{tr}	mm	110
Longueur excès de forage	L_{ex}	m	1.1
Longueur du bourrage	L_b	m	2.75
Ligne de résistance au pied du gradin	W	m	8.10
Distance entre les trous d'une même rangée	a	m	8.10
Distance entre deux rangées de trous	b	m	8.10
Consommation spécifique projet d'explosif	q	kg/m ³	0,072
Quantité d'explosif par trou	Q_{exp}	Kg/trou	70.85
Nombre de trou par volée	N_{tr}	Trous	49
Volume du bloc abattu par trou	V_{tr}	m ³	984
Volume du bloc abattu par volée	V_{bl}	m ³	48600

III.6 Plan de tir utilisé dans la carrière Ain El Kébira.

Hauteur du gradin (m).	15
Diamètre du trou (m).	0.11
Angle de forage.	80°/horiz, 20°/vert.

Tableau III.11 Les paramètres de plan de tir de gisement calcaire de Djebel Medjounes mois de mai 2022

	Désignation	Unité	Résultat
1	Ligne de moindre résistance	m	4.40
2	Profondeur du sous foration	m	1.32
3	Profondeur du trou	m	17.14
4	Facteur de correction (déviation)	m	0.50
5	Ligne de moindre résistance pratique	m	3.90
6	Espacement entre trou de mine	m	4,88
7	Espacement entre les rangés	m	4,88
8	Chargement explosif de fond	Kg/m	12.10
9	Hauteur de charge de fond	m	5.07
10	Quantité de la charge de fond	Kg	61.35
11	Charge d'explosif de colonne	Kg/m	4.84
12	Hauteur de bourrage	m	3.90
13	Hauteur de charge de colonne	m	8.17
14	Quantité de la charge de colonne	Kg	39.52
15	Quantité totale d'explosif par trou	Kg	100.87
16	Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³	0.35
17	Forage spécifique	m/m ³	0.06
18	Masse volumique des roches	t/m ³	2.60
19	Consommation spécifique d'explosif	Kg/t	0.32

III.6.1 Schéma de tir en existence (m).

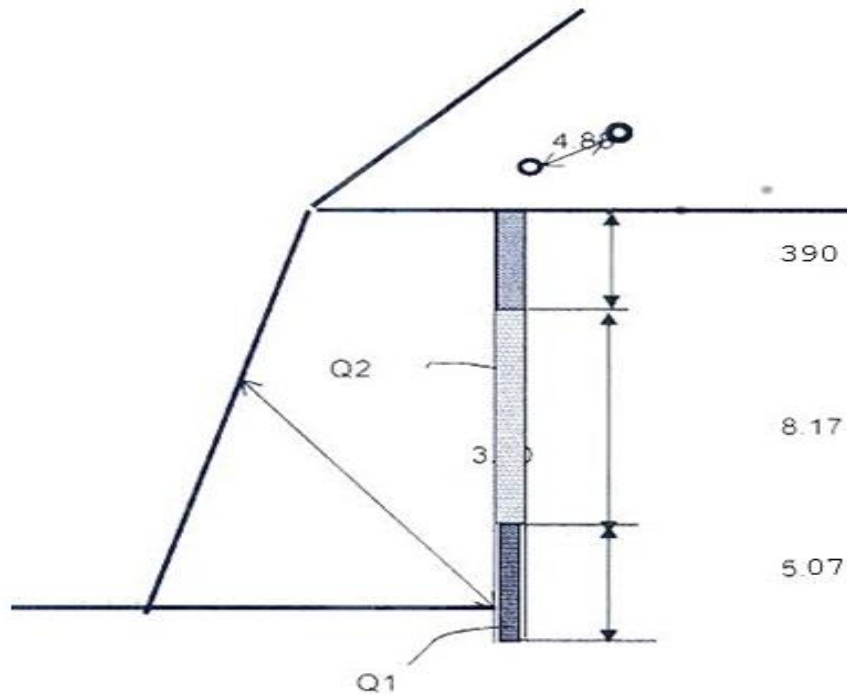


Figure III.5 : Schéma de tir.

- $Q_1=61.35$ kg
- $Q_2=39.52$ kg
- **Total=10087** kg

Vue le conditionnement des explosifs. Dans des cartons de 25kg pour Marmanit, en sacs Anfomil on aura pour quantité demandée ce qui suit :

- Anfomil 62.5kg
- Marmanit III 37.5kg

III.6.2 Consommation d'explosif par trou et par volée.

Nombre de trous par rangé	20 trous
Nombre de rangées par volée	2 rangés
Nombre de trous par volée	40 trous
Quantité d'explosif par volée	4000 kg

III.6.3 Accessoires de tir.

Cordeau 20gr	825 ml
Capsules (DEI ou DMR)	200 Pieces
Fil de tir a 2 conducteurs	1000 m

III.6.4 Forme et dimensions du tas abattu.

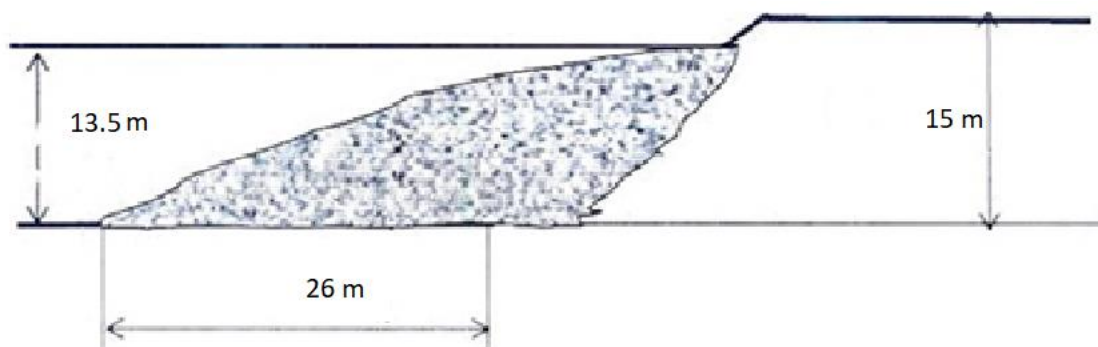


Figure III.6 : Forme et dimensions du tas abattu.

Quantité demandée :

Tableau III.12 Les quantité d'explosif et les accessoires de tir utilisés :

Désignation	Unité	Quantité
Marmanit III	Kg	1500
Anfomil	Kg	2500
Cordeau	nel	825
DMR ou DEI	pcs	200
Fil de tir 2 CD ou 1 CD	ml	1000

III.7. 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 ; parmi les modèles qui sont largement utilisés universellement et réellement opérationnels dans l'industrie minière les modèles empiriques comme KUZ-RAM.

III.7.1 Définition de 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. [21] [22]

III.7.2 Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram.

Les étapes de fonctionnement du programme sont :

1. L'introduction des caractéristiques des roches étudiées (densité, module de Yong et la résistance à la compression).
2. L'introduction des paramètres des discontinuités du massif.
3. L'introduction des caractéristiques des explosifs utilisés pour l'abattage des roches étudiés.
4. L'introduction des valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition du plan de tir.
5. Le programme fait le calcul des pourcentages des différentes catégories des fragments (fines, moyennes et hors gabarits)
6. Les résultats seront obtenus sous forme d'un graphe dont il sera interprété.

III.7.3 La taille moyenne des fragments

Une équation empirique reliant la taille moyenne des fragments issus d'un tir X50 et la charge spécifique d'explosif appliquée a été développée par Kuznetsov (1973) [23] en fonction du type de roche et d'explosif. Son équation est de la forme :

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

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

Le tableau suivant illustre la relation entre le facteur A et la dureté des roches.

Tableau III.13. Facteur de la masse rocheuse en fonction de la dureté.

Facteur de la masse rocheuse A	Type de la roche	Dureté f
A = 7	Roches moyennement dures	[7÷10]
A=10	Roches dures et très fissurées	[10÷14]
A=13	Roches très dures et moyennement fissurées	[12÷16]

En sachant que l'énergie relative (Relative Weight Strength, RWS) du TNT comparé à celle d'ANFO (RWS d'ANFO = 100) est 115, une autre formule basée sur l'ANFO au lieu du TNT et proposée :

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

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 (%).
- $E_{anfo} = 100\%$.

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n}\right)^2 \times RWS \quad (\%)$$

Avec :

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

En introduisant la charge spécifique, l'équation deviendra :

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

Avec :

- K : La charge spécifique en kg/m³.

L'équation de K est donnée par :

$$\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} = \frac{1}{K}$$

La taille moyenne des fragments (X_{50}) en fonction de la charge spécifique de l'explosif (K) est donnée par la formule suivante :

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

III.7.4 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), [21], [22] adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler (1979), [24] 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), [24] se présente sous la forme :

$$R = \exp\left(-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n\right) \quad (\%)$$

La formule peut s'écrire aussi en fonction de pourcentages des fragments $P(x)$ sous la forme :

$$P(X) = 100 \times (1 - R) = 100 \times \left[1 - \exp\left(-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n\right)\right] \quad (\%)$$

- 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.

A partir de l'équation précédente, on peut trouver la taille caractéristique X_c :

$$X_c = \frac{X}{[\ln \frac{1}{R}]^{1/n}}$$

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 : $X = X_{50}$.

$$R = 0.5$$

La combinaison entre les deux dernières relations nous donne :

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{1/n}}$$

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 :

$$n = \left[2.2 - \frac{14 \times B}{d} \right] \times \left[\sqrt{\frac{1 + \frac{a}{b}}{2}} \right] \times \left(1 - \frac{w}{b} \right) \times \left(\left[\frac{L_{cp} - L_{cc}}{L_e} \right] + 0.1 \right)^{0.1} \times \frac{L_e}{H_{gr}}$$

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).

III.7.5. 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)

-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 :

$a=8.10m$ / et $b= 8.10m$ / et la forme de maille carrée $P=1$ -On obtient des résultats qui sont résumés dans un tableau III.15 et représentés dans une figure III.8 -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 (tableau III.10).

III.7.6 Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant

Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir existé dans la carrière est présente dans (tableau III.11 et annexe 7)

Tableau III.14: la répartition des roches abattu par le plan de tir existé dans la carrière

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	21.5
Roches moyennes	76.2
Roches fines	2.4

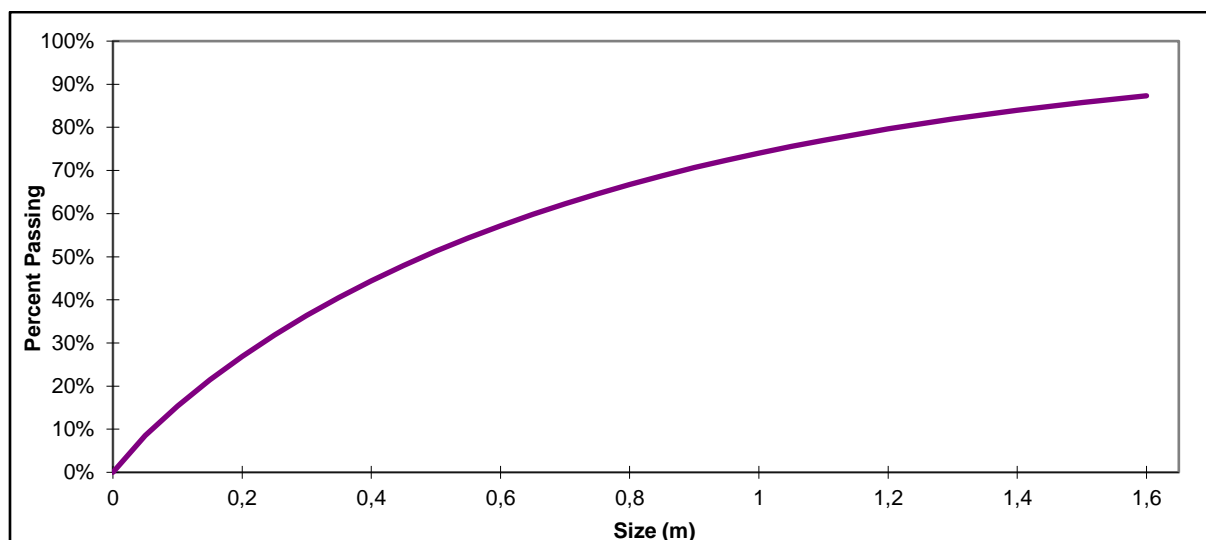


Figure III.7 : Courbe granulométrique des résultats de tir par plan de tir existe.

Suite aux résultats obtenus dans le Tableau.III.14 et la Figure. III.7, on constate que pour la valeur du plan de tir existant au niveau de la carrière, le taux de hors gabarit obtenus est d'environ 21.5 % ce qui représente une quantité annuelle 430 000 t/an, et 2.4% de pourcentage de produits fins qui représente une quantité de 48 000 t/an, donc la perte en quantité abattue est de 478 000 t/ans. Cependant, la quantité admissible pour le passage à l'étape de préparation mécanique représente 76.2% traduit par une quantité de l'ordre de 1 522 000 t/an.

III.7.7 Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres calculer

Les résultats d'évaluation est présenté dans le tableau ci-après : (voir aussi annexe 8)

Tableau III. 15 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode calculer

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	19.9
Roches moyennes	78.2
Roches fines	1.9

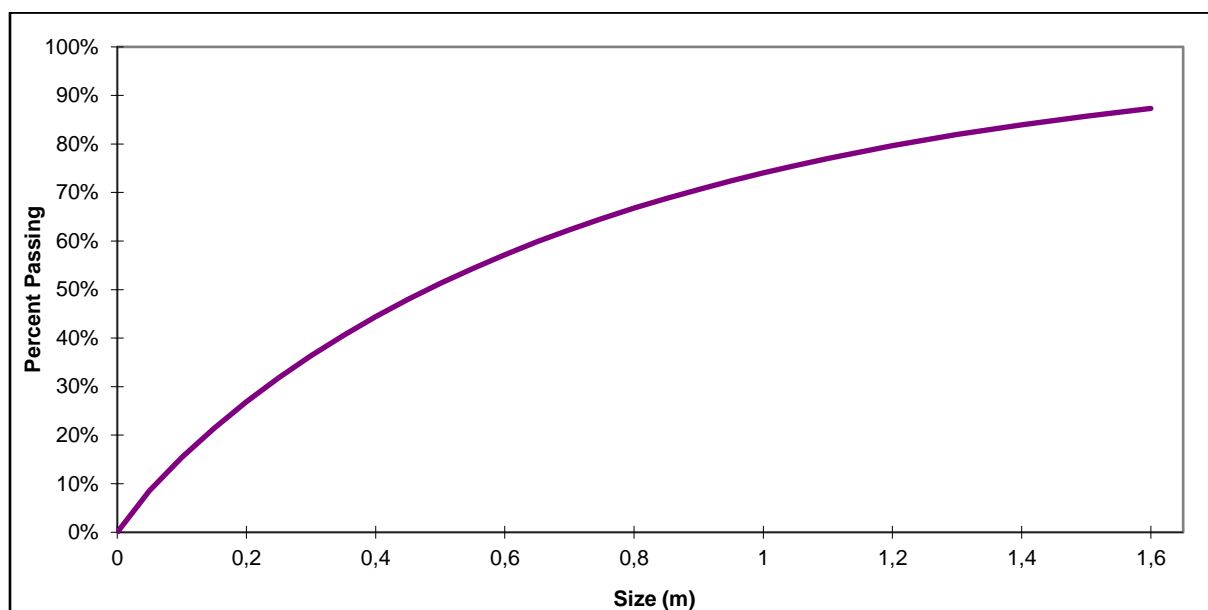


Figure III.8 : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode proposé.

Les résultats de fragmentation sont présentés dans le Tableau III.15 et la Figure. III.8, montre un taux des hors gabarit de l'ordre de 19.9 % de la quantité annuelle 398 000 t/an, et 1.9 % de fines qui représente une quantité de 38 000 t/an, ce qui expliqué une perte remarquable en quantité abattue de l'ordre de 436 000 t/ans. Cependant, la quantité admissible en matière première d'agrégats représente 78.2 % traduit par une quantité de l'ordre de 1 564 000 t/an.

III.7.8 Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec changement la longueur de la charge

On prend dans cet exemple la valeur de la consommation spécifique d'explosif égale $q = 0,072$ Kg/t, la distance entre les trous et la banquette fixe, la quantité d'explosif par trous $Q_{tr}=70.85$. Les résultats d'évaluation est présenté dans le tableau ci-après : (voir aussi annexe 9)

Tableau III. 16 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode calculer

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	14.7
Roches moyennes	84.4
Roches fines	0.9

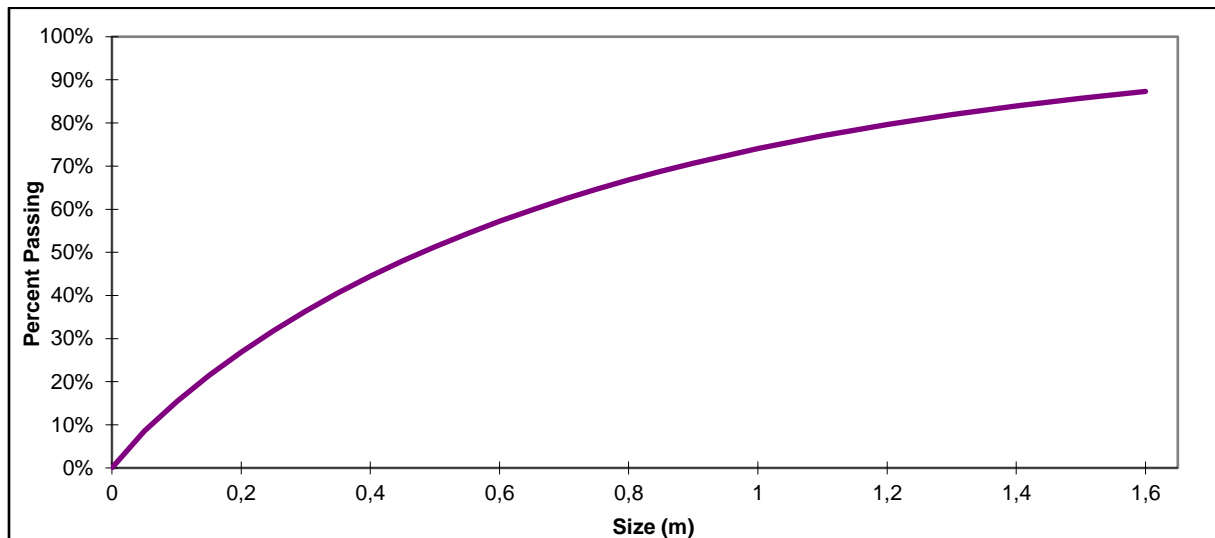


Figure III.9 : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode proposée avec :
Changement la longueur de la charge

Les résultats de fragmentation sont présentés dans le Tableau III.16 et la Figure. III.9, montre un taux des hors gabarit de l'ordre de 14.7% de la quantité annuelle 294 000 t/an, et 0.9% de fines qui représente une quantité de 18 000 t/an, ce qui explique une perte remarquable en quantité abattue de l'ordre de 312 000 t/ans. Cependant, la quantité admissible en matière première d'agrégats représente 84,4% traduit par une quantité de l'ordre de 1 688 000 t/an.

Conclusion

A partir des résultats obtenus, on déduit que l'optimisation du processus d'exploitation, et l'amélioration des tirs nécessite la maîtrise non seulement, des paramètres énergétiques et de la maille du tir, mais aussi la caractérisation du massif rocheux.

Le résultat obtenu montre une nette amélioration de quantité des roches hors gabarit (de 21.5% à 14.7%) en termes de maîtrise de tir au niveau de la carrière de Ain El Kébira (W. Sétif). Ces résultats de diminution des taux des hors gabarit influés considérablement sur le côté économique de l'entreprise.

Conclusion générale

Le travail présenté dans ce mémoire nous a permis de souligner les paramètres qui influent sur la qualité de la fragmentation et trouvé la relation entre ces paramètres pour nous aider à réaliser d'un plan de tir optimal qui nous assure la réduction des blocs hors gabarits, c-à-dire une bonne fragmentation des roches. Certaines études ont montré qu'il n'existe pas de loi précise gérant les travaux de forage et tir qui permet d'avoir un taux de hors-gabarits égal à zéro mais cependant une combinaison de plusieurs paramètres permet de réduire ce taux jusqu'à des valeurs admissibles.

L'étude, l'analyse et la comparaison de ces paramètres calculés avec ceux utilisés sont différents, 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 de méthode empirique permettant de calculer les paramètres des travaux de forage et de tir par le modèle de Kuz-Ram permettant la prédiction de la fragmentation des roches pour les conditions de la carrière.

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 0.072 kg/m³ est la variante la plus optimale car elle nous limite le taux des hors gabarits de 19.9% et avec une banquette de 8.10 m et un espacement de 8.10 m.
- ❖ L'utilisation d'une longueur de charge de 16.34 m, une distance entre les trous et la banquette égale à 8.10 m, la quantité d'explosif par trou égale à 70,85 kg/trou, avec fixation de la consommation spécifique d'explosif nous limite le taux des hors gabarits à 14.7%.

L'approche de cette étude réalisée 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 d'une meilleure granulométrie adaptée aux installations de concassage et broyage.
- 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 (débitage secondaire par explosif) et une rationalisation du travail par la réduction du temps consacré au débitage secondaire et au processus chargement-transport (débitage secondaire par brise roche).

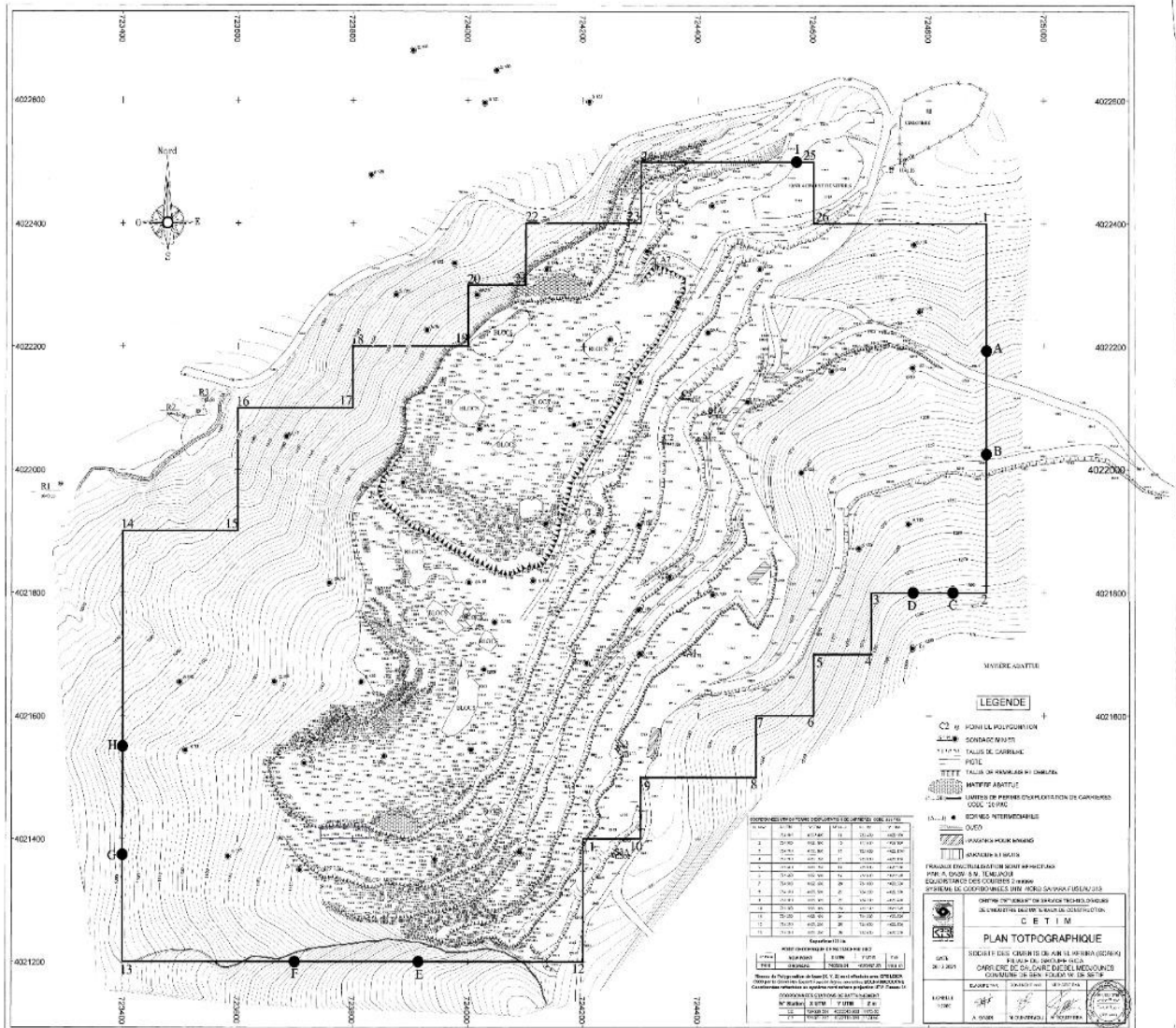
Références bibliographiques

- [1] Q Zeng Navidi, J Zarka, Fragmentation by blasting, mohanty 1996.
- [2] Alain Blanchier et Anne Charline, sauvage technique de l'ingénieur utilisation des explosifs dans le génie civil p C5420-13.
- [3] Vincent van Overbeke, Integrating Blast Management in to Loading, Hauling and Crushing Cicle, Cimescaut (Belgica).
- [4] Abattage des roches, Elaboration et mise en oeuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).
- [5] Belhous M, 2016, « Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches Cas de la carrière d'Ain El Kebira W.SETIF », université de Bejaia.
- [6] ONEX : « guide technique d'utilisation des explosifs et les accessoires de tir ».
- [7] 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.
- [8] 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.
- [9] 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.
- [10] 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
- [11] 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.
- [12] Mouloud NEFIS, « modèle d'un plan de tir », mémoire de MAGISTER, Université Badji Mokhtar, ANNABA 2010.
- [13] Hino K. – Theory and practice of Blasting, Nippo kayaku Co. Ltd., Japan, 1959.
- [14] Duval W.I., Atchinson T.C. and Fogelsen D.E., Empirical Approach to Problems in Blasting Research, 8th Rock Mecanics Symposium, University of Minnesota, pp.500-23, 1967.

- [15] 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.
- [16] BOUSSAID Bachir, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, UNIVERSITE ABOU BEKR BELKAÏD – TLEMCEM 2015.
- [17] V. RJEVESKI, Processus des travaux miniers à ciel ouvert. NEDRA, Moscou 1978.
- [18] Plan d'exploitation 2014 de la carrière d'Ain El Kebira.
- [19] FREDJ Mohamed, 2012, P.F.E « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) », Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [20] Yahiaoui, Djemaoui, 2015, « influence des paramètres de forage roto percutant sur l'exploitation de calcaire », université de béjaia.
- [21] 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.
- [22] 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.
- [23] Kuznetsov V.M, 1973 _ the mean diameter of fragments formed by blasting rock. In Soviet Mining Science, volume 9 (2), pages 144_148, 1973.
- [24] Rosin Rammler, 1979, "the laws governing the fineness of powdered coal", J.Inst.Fuel, Fuel, 7, 2936.
-

ANNEXES

Amélioration de la qualité de fragmentation des roches dans les carrières algériennes : cas de nouvelle carrière de la cimenterie d'Ain el-Kébira, Sétif.



Annexe n° 1 : plan topographique de site étudié.

Amélioration de la qualité de fragmentation des roches dans les carrières algériennes : cas de nouvelle carrière de la cimenterie d'Ain el-Kébira, Sétif.



Annexe n° 2 : images montre les roches hors gabarit existant à la carrière de Ain El-Kebir

المواصفات التقنية

Caractéristiques techniques / technical characteristics

Densité d'encartouche Filling cartridge density (grs/Cm3)	كثافة شحنة الخرطوشة (غ/سم ³)	0,85
Vitesse de détonation velocity of detonation (m/s)	سرعة التفجير (م/ثا)	2600 ± 100
Essai au bloc de plomb (TRAUZL) (cm ³ /10g)/ Test to lead blok (Trauzl)	تجربة كتلة الرصاص - تراوزل - (سم ³ /10 غ)	300
Puissance sur mortier balistique Power RWS on the ballistic mortar (%)	القوة على الهاون القذفي	80 ± 1
Volume de gaz Gas volume (l/kg) /	حجم الغازات (ل/كغ)	967
Résistance à l'eau/ Water resistance	مقاومة الماء	Faible / weak ضعيفة

مواصفات التوضيب

Dimensions et conditionnement / Dimensions and packaging

l' Anfo est livré en sac polyéthylène/Polypropylène de 25 kg
Anfo is delivered in polyethylene bags of 25 kg.
يوزع الانفو في أكياس من البولييثيلان بوزن 25 كغ

التخزين / Storage / Stockage

يحفظ في مخازن المتفجرات المعتمدة ، بعيدا عن الرطوبة والعرض المستمر للحرارة أو لدورات حرارية حادة .
A stocker dans des magasins d'explosifs agréés, (à l'abri de l'humidité et d'exposition prolongée à la chaleur ou à des cycles thermiques importants)

Must be stored in authorized stores (protected from moisture and

المواصفات التقنية

Caractéristiques techniques / technical characteristics

Gammas d'explosifs/ range of explosives		Marmanit 1	Marmanit 2	Marmanit 3
Caractéristiques/ Characteristics / المواصفات/	نوع المتفجرات	مرمانيت 1	مرمانيت 2	مرمانيت 3
Nature	الطبيعة	Pulvérulent	Powdery	ذرورية
Densité d'encartouche Filling cartridge density (grs/Cm3)	كثافة شحنة الخرطوشة (غ/سم ³)	0,96	1,05	1,00
Résistance à l'eau/ Water resistance	مقاومة الماء	Moyenne / Middle/ متوسطة		
Vitesse de détonation sous confinement velocity of detonation (steel confined in Ø = 40 mm) (m/s)	سرعة التفجير تحت ضغط Ø 40 مم (م/ث)	4 400	4 500	4 200
Coefficient de self excitation Self excitation factor (mm)	معامل التنبه الذاتي (مم)	100	40	30
Puissance RWS sur mortier balistique Power RWS on the ballistic mortar (%)	القوة على الهاون القذبي	88	85	75
Essai au bloc de plomb (TRAUZL) Test to lead block (Trauzl) (cm ³ /10g)	تجربة كتلة الرصاص - تراوزل (مسم ³ /10 غ)	405	370	360

مواصفات التوضيب

Dimensions et conditionnement / Dimensions and packaging

	Types d'encartouche / type of cartridge نوع الخرطوشة	Dimensions (mm) أبعاد	Poids / Weight/ الوزن Kg / كلغ	Emballage/ packing التوضيب	
Marmanit I مرمانيت 1	Cartouches en papier paraffiné Paraffined paper cartridges خراطيش من الورق المشمع	30 x 135	100	Caisse en carton renforcé de 25 kg / reinforced card board box of 25 kg صندوق من الورق المقوى بسعة 25 كلغ	
	Gaine en polyéthylène Polyethylene sheath غمد من البولييثيلان	50 x 610 65 x 750 80 x 500 135 x 360	1 250 2 500 2 500 5 000		
	Marmanit II مرمانيت 2	Cartouches en papier paraffiné Paraffined paper cartridges خراطيش من الورق المشمع	30 x 135		100
		Gaine en polyéthylène Polyethylene sheath غمد من البولييثيلان	50 x 610 65 x 750 80 x 500 135 x 360		1 250 2 500 2 500 5 000
Marmanit III مرمانيت 3		Cartouches en papier paraffiné Paraffined paper cartridges خراطيش من الورق المشمع	30 x 135	100	
	Gaine en polyéthylène Polyethylene sheath غمد من البولييثيلان	50 x 610 65 x 750 80 x 500 135 x 360	1 250 2 500 2 500 5 000		

التخزين / Storage / Stockage

يحفظ في مخازن المتفجرات المعتمدة، بعيدا عن الرطوبة والعرض المستمر للحرارة أو لتدورات حرارية حادة.
A stocker dans des magasins d'explosifs agréés, (à l'abri de l'humidité et d'exposition prolongée à la chaleur ou à des cycles thermiques importants)
Must be stored in authorized stores (protected from moisture and

المواصفات التقنية

Caractéristiques techniques / technical characteristics

		MILACORD /ONACORD
Nature	الطبيعية	Cordeau gainé en matière plastique Cord wrapped with plastic material قتيل مغلف بمادة بلاستيكية
Résistance à l'eau/ Water resistance	مقاومة الماء	Très bonne very good جيد جدا
Vitesse de détonation velocity of detonation (m/s)	سرعة التفجير (م/ثا)	6500
Résistance à la rupture (kg/24h) Breaking resistance	مقاومة القطع (كغ/24 سا)	40
Transmission de la détonation (mm)	تحويل شدة التفجير	50
Stockage à chaud hot Storage	التخزين في درجة حرارة عالية	+50 °C 24 h : pas de changement d'aspect du gainage No change the sheathing aspect لا يوجد تغيير في شكل الغلاف
Stockage à froid cold Storage	التخزين في درجة حرارة منخفضة	-20 °C 24 h : pas de changement d'aspect du gainage No change of sheathing aspect لا يوجد تغيير في شكل الغلاف

مواصفات التوضيب

Dimentions et conditionnement / Dimensions and packaging

Couleur / color	اللون	احمر Rouge / Red		
grammage d'explosif (grs/m) Explosives grammage	كمية المتفجرات (غ/م)	12	20	40
Diamètre extérieur (mm) External diameter	القطر الخارجي (مم)	5,2 ± 0,3	7 ± 0,3	9,0 ± 0,5
Conditionnement / packaging /	التعبئة	En bobine /in reels 50m, 100 m, et 125m كبة بها 50 متر، 100 متر، 125 متر	En bobine / in reels de 75 m كبة بها 75 متر	En bobine/in reels de 100 m كبة بها 100 متر
Emballage/ packing	التوضيب	-Caisse en carton renforcé contenant 8 bobines -Reinforced card board box containing 8 reels صندوق من الكرتون المقوى يحوي 8 كيب	-Caisse en carton renforcé contenant 4 bobines -Reinforced card board box containing 4 reels صندوق من الكرتون المقوى يحوي 4 كيب	-Caisse en carton renforcé contenant 4 bobines -Reinforced card board box containing 4 reels صندوق من الكرتون المقوى يحوي 4 كيب

Stockage / Storage / التخزين
يحفظ في مخازن المتفجرات المعتمدة ، بعيدا عن الرطوبة والعرض المستمر للحرارة أو لدورات حرارية حادة .
A stocker dans des magasins d'explosifs agréés, (à l'abri de l'humidité et d'exposition prolongée à la chaleur ou à des cycles thermiques importants)

المواصفات التقنية
Caractéristiques techniques / technical characteristics

Types de détonateurs	DEI	DES	DER	DMR	
Nombre de retard Number of delay	عدد التأخر	0	0	12	12
Retard pyrotechnique Pyrotechnic delay	مقدار التأخر البيروتقني	0	0	0,5 s	20/25 ms

أنواع الصواعق الكهربائية / Type de détonateur électrique

Type	النوع	BI Basse intensité/Low intensity ضعيف الشدة	MI moyenne intensité/medium intensity متوسط الشدة	HI haute intensité/high intensity عالي الشدة
Résistance de la tête d'amorce (Ohm) Resistance of the priming head (Ohm)	مقاومة الجسر (أوم)	1,5 ± 0,1	0,4 – 0,5	0,05 – 0,07
I ₀ (Ampère)		0,2	0,45	4
I ₁ (Ampère)		0,6	1,3	7
I _n (Ampère)		0,75	1,75	25
W1/R : Joule/Ohm		4	20	3500

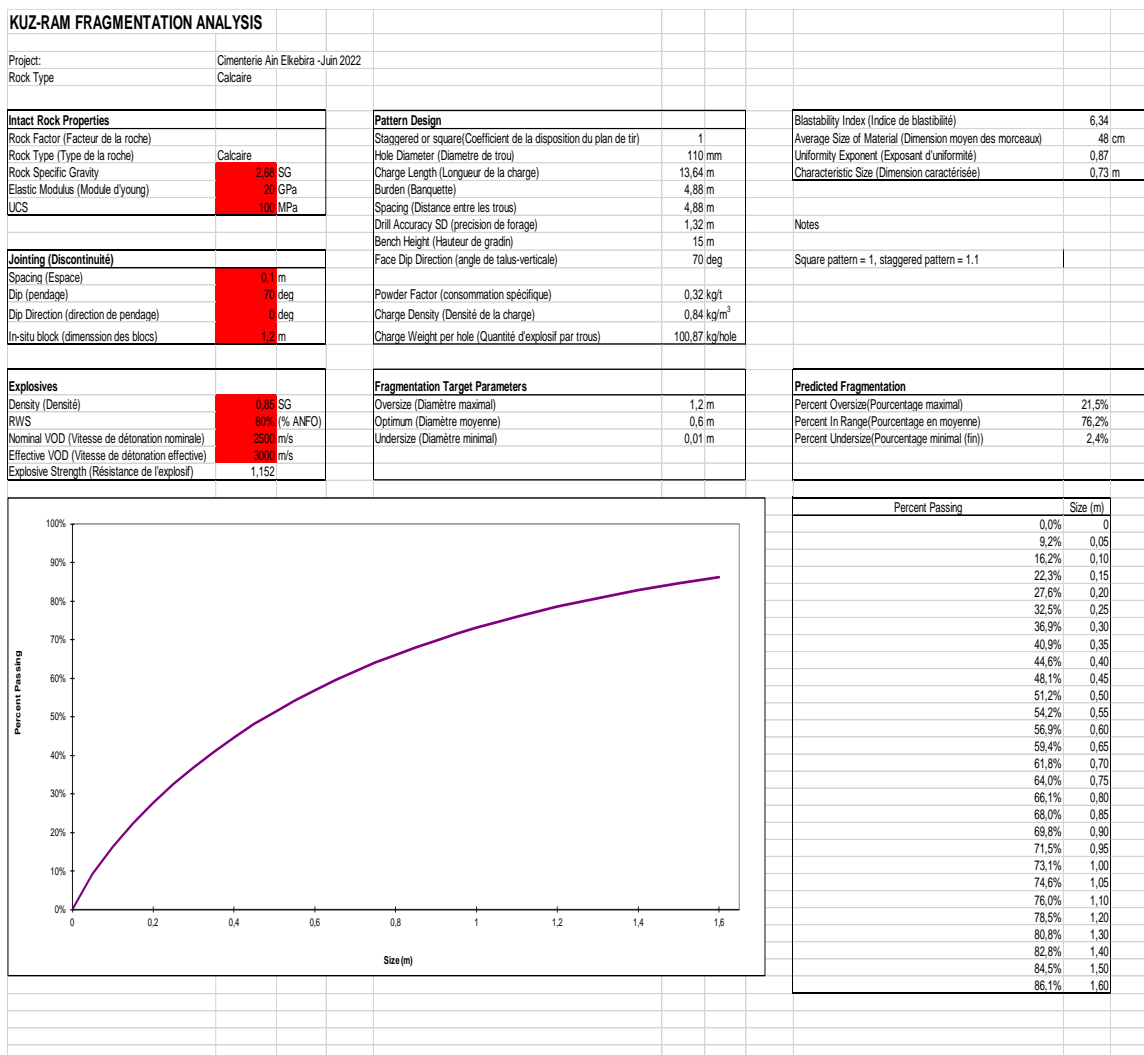
- I₀ : intensité maximale de non fonctionnement (Maximum non operating intensity.) شدة التيار القصوى الأمنة
- I₁ : intensité minimale de fonctionnement pour un détonateur tiré isolément (Minimum operating intensity for a detonator fired separately) - شدة التيار الدنيا الكافية لتشغيل صاعق بمفرده
- I_n : intensité minimale de fonctionnement pour 05 détonateurs accouplés en série (Ampère) (Minimum operating intensity for five detonators fired in series.) شدة التيار الدنيا الكافية لتشغيل خمسة صواعق مربوطة على التسلسل
- W1/R : Energie minimale par ohm de fonctionnement (Minimum energy per ohm operating) الطاقة الدنيا اللازمة لتشغيل

مواصفات التوضيب
Dimensions et conditionnement / Dimensions and packaging

Types	Unit /case Nombre d'unité / caisse	Capacity /box Contenance / boîte	Thread length Longueur de fil (m) (*) standard
DEI	400	25	2 – 3
DES	400	10	6
DER	600	25	3
DMR	600	25	3

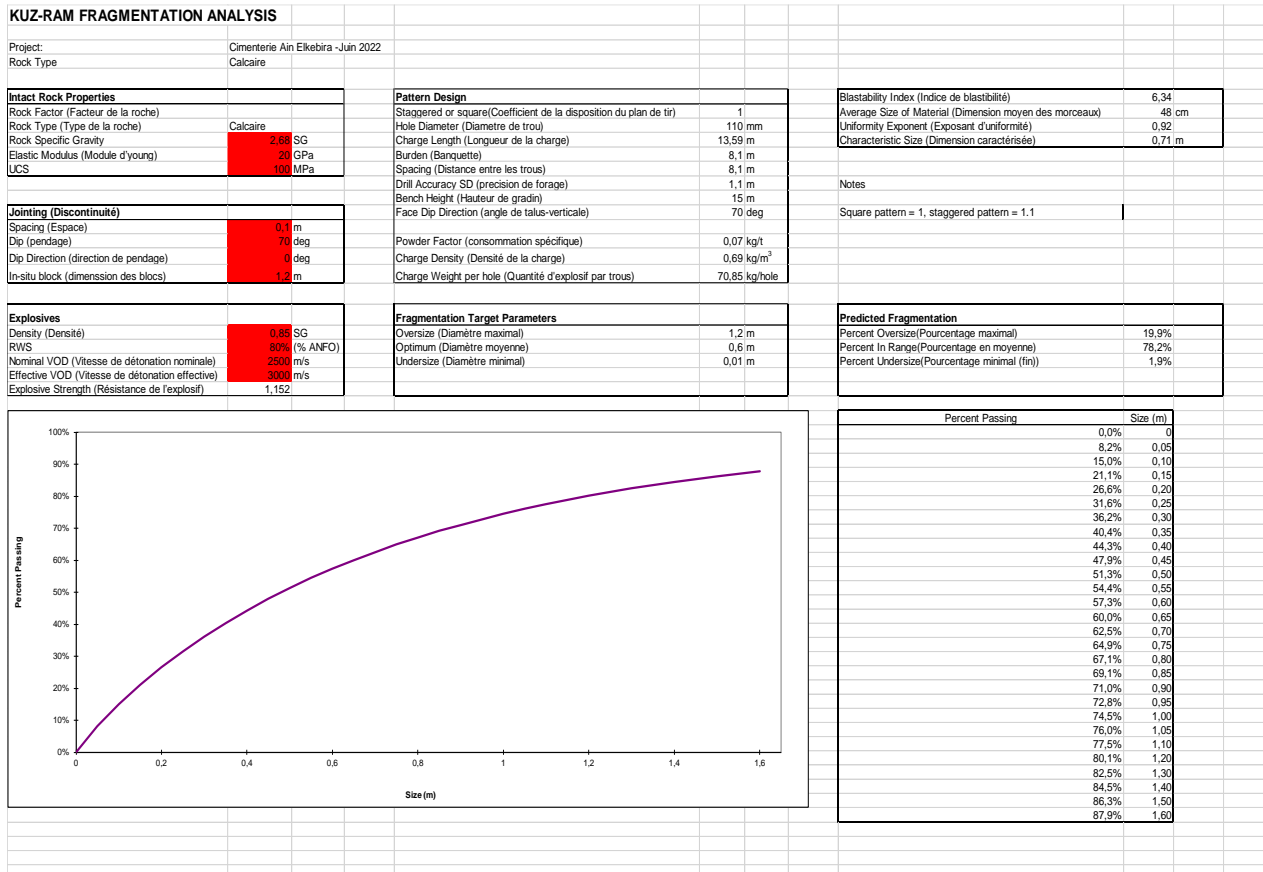
Stockage / Storage / التخزين
يُحفظ في مخازن المتفجرات المعتمدة ، بعيداً عن الرطوبة والعرض المستمر للحرارة أو لدورات حرارية حادة .
A stocker dans des magasins d'explosifs agréés, (à l'abri de l'humidité et d'exposition prolongée à la chaleur ou à des cycles thermiques importants)
Must be stored in authorized stores (protected from moisture and long exposure to excessive heat or from excessive temperature fluctuations)

Amélioration de la qualité de fragmentation des roches dans les carrières algériennes : cas de nouvelle carrière de la cimenterie d'Ain el-Kébira, Sétif.



Annex n° 7 : Résultats de simulations des paramètres du plan de tir de la carrière d'Ain El Kebira (plan de tir existant) avec le modèle de Kuz-Ram

Amélioration de la qualité de fragmentation des roches dans les carrières algériennes : cas de nouvelle carrière de la cimenterie d'Ain el-Kébira, Sétif.



Annex n° 8 : Résultats de simulations des paramètres du plan de tir de la carrière d'Ain El Kebira proposé avec le modèle de Kuz-Ram

Amélioration de la qualité de fragmentation des roches dans les carrières algériennes : cas de nouvelle carrière de la cimenterie d'Ain el-Kébira, Sétif.

KUZ-RAM FRAGMENTATION ANALYSIS																																																													
Project:		Cimenterie Ain Elkebra - Juin 2022																																																											
Rock Type:		Calcaire																																																											
Intact Rock Properties																																																													
Rock Factor (Facteur de la roche)																																																													
Rock Type (Type de la roche)	Calcaire																																																												
Rock Specific Gravity	2.68	SG																																																											
Elastic Modulus (Module d'young)	30	GPa																																																											
UCS	100	MPa																																																											
Jointing (Discontinuité)																																																													
Spacing (Espace)	0.1	m																																																											
Dip (pendage)	70	deg																																																											
Dip Direction (direction de pendage)	0	deg																																																											
In-situ block (dimension des blocs)	1.2	m																																																											
Explosives																																																													
Density (Densité)	0.85	SG																																																											
RWS	80%	(% ANFO)																																																											
Nominal VOD (Vitesse de détonation nominale)	2500	m/s																																																											
Effective VOD (Vitesse de détonation effective)	3600	m/s																																																											
Explosive Strength (Résistance de l'explosif)	1.152																																																												
Pattern Design																																																													
Staggered or square (Coefficient de la disposition du plan de tir)	1																																																												
Hole Diameter (Diamètre de trou)	110	mm																																																											
Charge Length (Longueur de la charge)	16.34	m																																																											
Burden (Barquette)	8.1	m																																																											
Spacing (Distance entre les trous)	8.1	m																																																											
Drill Accuracy SD (precision de forage)	1.1	m																																																											
Bench Height (Hauteur de gradin)	15	m																																																											
Face Dip Direction (angle de talus-verticale)	70	deg																																																											
Powder Factor (consommation spécifique)	0.07	kg/t																																																											
Charge Density (Densité de la charge)	0.69	kg/m ³																																																											
Charge Weight per hole (Quantité d'explosif par trous)	70.85	kg/hole																																																											
Fragmentation Target Parameters																																																													
Oversize (Diamètre maximal)	1.2	m																																																											
Optimum (Diamètre moyenne)	0.6	m																																																											
Undersize (Diamètre minimal)	0.01	m																																																											
Blastability Index (Indice de blastabilité)																																																													
Blastability Index (Indice de blastabilité)	6.34																																																												
Average Size of Material (Dimension moyen des morceaux)																																																													
Average Size of Material (Dimension moyen des morceaux)	48	cm																																																											
Uniformity Exponent (Exposant d'uniformité)																																																													
Uniformity Exponent (Exposant d'uniformité)	1.11																																																												
Characteristic Size (Dimension caractérisée)																																																													
Characteristic Size (Dimension caractérisée)	0.67	m																																																											
Notes																																																													
Square pattern = 1, staggered pattern = 1.1																																																													
Predicted Fragmentation																																																													
Percent Oversize (Pourcentage maximal)	14.7%																																																												
Percent In Range (Pourcentage en moyenne)	84.4%																																																												
Percent Undersize (Pourcentage minimal (fin))	0.9%																																																												
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>Percent Passing</th> <th>Size (m)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>0.0%</td><td>0</td></tr> <tr><td>5.5%</td><td>0.05</td></tr> <tr><td>11.4%</td><td>0.10</td></tr> <tr><td>17.3%</td><td>0.15</td></tr> <tr><td>23.0%</td><td>0.20</td></tr> <tr><td>28.5%</td><td>0.25</td></tr> <tr><td>33.7%</td><td>0.30</td></tr> <tr><td>38.6%</td><td>0.35</td></tr> <tr><td>43.2%</td><td>0.40</td></tr> <tr><td>47.5%</td><td>0.45</td></tr> <tr><td>51.6%</td><td>0.50</td></tr> <tr><td>55.3%</td><td>0.55</td></tr> <tr><td>58.9%</td><td>0.60</td></tr> <tr><td>62.1%</td><td>0.65</td></tr> <tr><td>65.1%</td><td>0.70</td></tr> <tr><td>67.9%</td><td>0.75</td></tr> <tr><td>70.5%</td><td>0.80</td></tr> <tr><td>73.0%</td><td>0.85</td></tr> <tr><td>75.2%</td><td>0.90</td></tr> <tr><td>77.2%</td><td>0.95</td></tr> <tr><td>79.1%</td><td>1.00</td></tr> <tr><td>80.9%</td><td>1.05</td></tr> <tr><td>82.5%</td><td>1.10</td></tr> <tr><td>85.3%</td><td>1.20</td></tr> <tr><td>87.7%</td><td>1.30</td></tr> <tr><td>89.7%</td><td>1.40</td></tr> <tr><td>91.4%</td><td>1.50</td></tr> <tr><td>92.9%</td><td>1.60</td></tr> </tbody> </table>				Percent Passing	Size (m)	0.0%	0	5.5%	0.05	11.4%	0.10	17.3%	0.15	23.0%	0.20	28.5%	0.25	33.7%	0.30	38.6%	0.35	43.2%	0.40	47.5%	0.45	51.6%	0.50	55.3%	0.55	58.9%	0.60	62.1%	0.65	65.1%	0.70	67.9%	0.75	70.5%	0.80	73.0%	0.85	75.2%	0.90	77.2%	0.95	79.1%	1.00	80.9%	1.05	82.5%	1.10	85.3%	1.20	87.7%	1.30	89.7%	1.40	91.4%	1.50	92.9%	1.60
Percent Passing	Size (m)																																																												
0.0%	0																																																												
5.5%	0.05																																																												
11.4%	0.10																																																												
17.3%	0.15																																																												
23.0%	0.20																																																												
28.5%	0.25																																																												
33.7%	0.30																																																												
38.6%	0.35																																																												
43.2%	0.40																																																												
47.5%	0.45																																																												
51.6%	0.50																																																												
55.3%	0.55																																																												
58.9%	0.60																																																												
62.1%	0.65																																																												
65.1%	0.70																																																												
67.9%	0.75																																																												
70.5%	0.80																																																												
73.0%	0.85																																																												
75.2%	0.90																																																												
77.2%	0.95																																																												
79.1%	1.00																																																												
80.9%	1.05																																																												
82.5%	1.10																																																												
85.3%	1.20																																																												
87.7%	1.30																																																												
89.7%	1.40																																																												
91.4%	1.50																																																												
92.9%	1.60																																																												

Annex n° 9 : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode proposé avec changement la longueur de la charge




RESUME :

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

Une nouvelle approche est proposée dans ce travail de recherche pour évaluer et améliorer la qualité de la fragmentation d'un tir. Elle est basée sur simulation à l'aide du modèle de Kuz-Ram. Cette simulation est basée sur une analyse statistique exhaustive des caractéristiques du gisement et paramètres de tir.

Pour un site donné, les résultats obtenus nous ont permis de déceler l'influence de quelques paramètres sur les résultats des tirs. En particulier, le rapport de la maille (E/B) qui permet la précision dans le calcul de prédire le pourcentage granulométrique des roches de chaque classe. Nous avons pu améliorer de 13 % en moyenne l'efficacité des tirs dans les roches hors gabarit.

 **Mots clés :** Ain Kebira, explosif, fragmentation, gisement, Kuz-Ram, roche.




ABSTRACT :

The main objective of blasting in mines is to have an optimal fragmentation of the rock. The degree of rock fragmentation plays a very important role in order to control and minimize the overall cost of production including loading, transportation of raw material. Optimal fragmentation improves crushing efficiency and thousands of kilowatt-hours of energy per year can also be saved.

A new approach is proposed in this research work to evaluate and improve the quality of the fragmentation of a shot. It is based on simulation using the Kuz-Ram model. This simulation is based on an exhaustive statistical analysis of the characteristics of the deposit and firing parameters.

For a given site, the results obtained enabled us to detect the influence of some parameters on the results of the shots. In particular, the ratio of the mesh (E/B) which allows the precision in the calculation to predict the granulometric percentage of the rocks of each class. We were able to improve the effectiveness of shots in oversized rocks by an average of 13%.

 **Keywords :** Ain Kebira, explosive, fragmentation, deposit, Kuz-Ram, rock.