



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Mémoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master

Filière : Génie Minier

Option : Exploitation des Mines

Présenté par :

ABDELLI KHEIREDDINE

BELLIL RAMI

Thème

***Réduction du Taux des hors gabarits en vue
d'améliorer la Qualité de la fragmentation des
roches dans la carrière de la cimenterie d'Ain EL-
Kebira ,setif***

Soutenu le 22/06/2023 devant le jury composé de:

Président	Mr. HAMMICHE L.	MCA	U.A.M.Bejaia
Encadrant	Mr. SAADOUN A.	MCA	U.A.M.Bejaia
Examineur	Mr. FREDJ M.	MCA	U.A.M.Bejaia

Promotion: 2022-2023

REMERCIEMENTS

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

Et on tient à remercier notre encadrant Monsieur Saadoun.Abderrazak de nous avoir fait l'honneur de nous avoir orienté sur la bonne voie pour faire un bon travail, il nous a apporté des conseils, grâce à lui que ce travail a pu voir le jour par son soutien durant tout au long de l'année.

Et on tient à remercier les membres de jury, Nous tenons à remercier notre maitre de stage l'ingénieur des mines Mr kheris.adel, et tout fonctionnaire de la carrière d'Ain EL-Kebira qui ont apporté leur aide et conseille à la réalisation de ce travail et permis d'effectuer notre stage dans les meilleures conditions.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à

A ma très chère mère qui a donné toute sa vie pour mon bonheur ;

A mon cher père qui m'a soutenu durant toute ma vie ;

A mes Frères, mes sœurs ;

A mes meilleurs amis : HEITHEM, MOKRANE, AKRAM, FAOUZI ;

A mon binôme RAMI ;

Tous ceux qui me connaissent et m'estiment.

KHEIREDDINE

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à

Mon cher grand père et ma chère grande mère ;

Aucune dédicace ne serait exprimer l'affection et l'amour que j'éprouve envers vous.

Puisse ce travail être la récompense de tes soutiens moraux et sacrifices. Mon cher père et mère ;

Puisse ce modeste travail constituer une légère compensation pour tous les nobles sacrifices que tu t'es imposés pour assurer mon bien être et mon éducation.

Mes frères : AYOUB, ANIS, MEROUANE, OUSSAMA, LARBI ;

Mes amis : HEITHEM, ALI, FAOUZI, MOKRANE ;

Mon binôme : KHEIREDDINE

MERCI !

RAMI

Sommaire

Table des matières	I
Liste des figures	VI
Liste des tableaux	VIII
Introduction générale.....	1
Chapitre I : Généralités sur les paramètres d'un plan de tir et les travaux de forage et d'abatage.	
Introduction.....	2
I.1. L'abatage des roches par explosifs dans le domaine minier.....	2
I.2. Les caractéristiques pratiques d'un explosif.....	2
I.3. Critères de choix d'explosifs.....	4
I.3.1. Par rapport au massif rocheux :	4
I.3.2. Par rapport à la productivité de l'entreprise :.....	5
I.4. Les accessoires de tir.	5
I.4.1. Fil de tir :.....	5
I.4.2. Cordeau détonant :	5
I.4.3. Détonateurs :	5
I.5. Paramètre Explosif (type d'explosif).	6
I.5.1. La déflagration :	6
I.5.2. La détonation :	6
I.6. Les explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX.	7
I.7. 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 :.....	8
I.7.4. Paramètres caractérisant l'engin de foration :	8

Sommaire

I.7.5. Techniques de foration :.....	9
I.8. Etude des paramètres qui influent sur la qualité de la fragmentation.	10
I.8.1. Paramètres incontrôlables.	11
I.8.2. Paramètres contrôlables.	13
I.9. Généralités sur l’amorçage.....	19
I.9.1. Séquence d’initiation :	20
I.9.2. Types d'amorçages :.....	20
I.10. Analyse des anomalies et incidents de tir.	21
I.10.1. Incidents de tir :	21
I.10.2. Les anomalies de tir.	22
Conclusion.....	25
Chapitre II: Description de site d’étude de la carrière d'Ain EL Kebira.	
Introduction.	26
II.1. Généralités sur la région d'étude.....	26
II.1.1. Situation géographique et administrative :	26
II.1.2. Géomorphologie et climat :	26
II.2. Aperçu géologique du gisement de calcaire.	27
II.2.1. Localisation :	27
II.2.2. Stratigraphie :	29
II.2.3. Tectonique du gisement:.....	33
II.3. Géologie régionale.....	34
II.3.1. Introduction :	34
II.3.2. Stratigraphie et paléogéographie :	34
II.3.3 Tectonique :	35
II.4. Géomorphologie.	35
II.4.1. Hydrologie :	35
II.4.2. Hydrogéologique de gisement :	35

Sommaire

II.5. Caractéristiques Qualitatives.....	36
II.5.1. Composition chimique :.....	36
II.5.2. Propriétés physico-mécaniques :	37
II.6. Aperçu sur l'exploitation de gisement de calcaire.....	37
II.7. Calcul des réserves géologiques actualisées.....	38
II.8. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière.....	39
II.9. Ouverture du gisement d'Ain El Kebira.	39
II.10. Système d'exploitation.	40
II.10.1. Méthode et paramètres d'exploitation.	40
II.10.2. Développement des travaux d'exploitation.	41
II.11. Travaux de forages et de tir dans la carrière.....	42
II.11.1. les travaux de forages.	43
II.11.2. les travaux de Tir :	44
II.11.3. Paramètre des travaux de forage et de tir :	46
II.12. Chargement et transport.....	46
II.12.1. Chargement :.....	47
II.12.2. Transport :.....	47
II.13. Concasseur au niveau de la cimenterie.....	47
II.14. Sécurité de travail.	48
II.15. Influence géologique des massifs et les discontinuités sur la qualité de fragmentation.	50
Conclusion.....	51
Chapitre III : Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière d'Ain EL Kebira.	
Introduction.	53
III.1. Mode de forage utilisé.....	53
III.1.1. Choix du mode de forage :	53
III.1.2. Procédure de choix de la machine de forage :	53

Sommaire

III.2. Détermination des propriétés physiques et mécaniques des roches d'Ain EL Kebira. ...	54
III.2.1. La dureté :	54
III.2.2. La résistance à la traction :	54
III.2.3. La résistance au déplacement :	55
III.2.4. Détermination de l'indice de forabilité du calcaire :	55
III.2.5. Détermination de la tirabilité du calcaire (qétalon) :	56
III.2.6. Le forage :	56
III.3. Les explosifs utilisés.	57
III.3.1. Anfomil :	57
III.3.2. Marmanit III :	57
III.3.3. Les caractéristiques techniques d'explosif :	58
III.4. Détermination de la consommation spécifique d'explosif du projet.....	58
III.4.1. Aptitude au travail de l'explosif :	58
III.5. Plan de tir utilisé dans la carrière Ain El Kebira.	60
III.6. Etude des causes de provenance des hors-gabarits.	61
III.7. Débitage secondaire.	64
III.7.1. Débitage secondaire au niveau de la carrière :	64
III.8. Calcul des paramètres de tir optimal d'Ain El kebira.	65
III.8.1. les étapes de calcul :	65
III.8.2. Réalisation et analyse des résultats :	65
III.8.3. Dimensionnement d'un schéma de tir :	66
III.8.4. Les règles de Langefors :	67
III.9. Influence des différents paramètres sur la fragmentation des roches.....	80
III.9.1. Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches :	80
III.9.2. Influence de la forme de la maille sur la qualité de la fragmentation des roches :	81
III.9.3. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation :	81
III.10. Modèles classiques de prédiction de la fragmentation des roches.	83

Sommaire

III.10.1. Modèle de Kuz-Ram :	83
III.10.2. Taille moyenne des fragments :	83
III.10.3. Indice d'uniformité :	85
III.10.4. Résistance d'explosif :	87
III.10.5. Indice de tirabilité :	87
III.10.6. Consommation spécifique d'explosif :	88
III.10.7. Poids de la charge d'explosif :	89
III.11. Analyse de la fragmentation des roches dans les conditions de la carrière d'Ain El Kebira en utilisant le modèle de Kuz-Ram.	89
III.11.1. Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram :	89
III.11.2. Calcul prédictif de la fragmentation des roches avec un diamètre $D_t=110$ mm et une maille quinconce ($P=1.1$) :	90
III.11.3. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres calculé :	91
III.12. Résultats d'abattage en utilisant le modèle de Kuz-Ram.	91
III.12.1. Interprétation des résultats :	92
III.12.2. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant :	92
III.12.3. Interprétation des résultats :	93
III.13. Comparaison.....	93
III.13.1. Comparaison quantitative des hors gabarit entre le plan existant et calculer :	93
III.13.2. Comparaison économique entre les deux plans de tir :	94
Conclusion.....	94
Conclusion générale	95
Références bibliographiques	96
Annexe	
Résumé	

Liste des Figures

Chapitre I : Généralités sur les paramètres d'un plan de tir et les travaux de forage et d'abatage.

Figure I.1. Les accessoires de tir.....	5
Figure I.2. Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.....	7
Figure I.3. Abattage de conglomérats à blocs massifs.....	12
Figure I.4. Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de.....	12
Figure I.5. Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abatage.....	13
Figure I.6. Déviation due aux discontinuités.....	14
Figure I.7. Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.....	15
Figure I.8. Disposition du bourrage dans un trou.....	15
Figure I.9. Dynamique de l'abatage.....	17
Figure I.10. La consommation spécifique q en fonction de la banquette B.....	17
Figure I.11. Différents types de construction des charges.....	19
Figure I.12. Effet du choix des retards sur le dégagement des rangées abattues.....	19
Figure I.13. Sens d'initiation d'une charge explosive.....	20
Figure I.14. L'amorçage latéral.....	20
Figure I.15. L'amorçage ponctuel.....	21
Figure I.16. Schéma de plan de tir.....	21
Figure I.17. Echappement des gaz à travers un joint marneux.....	23
Figure I.18. Anomalie de tir causée par un karst.....	24
Figure I.19. Fissuration causée suite à un tir de mine.....	24
Figure I.20. Exemple d'un gradin en surplomb.....	24

Chapitre II : Description de site d'étude de la carrière d'Ain EL Kebira.

Figure II.1. Localisation du gisement de calcaire.....	28
Figure II.2. Localisation Topographique Du Site De Calcaire.....	28
Figure II.3. Colonne stratigraphique synthétique du Djebel Medjounes.....	29
Figure II.4. Situation géographique du Djebel Medjounes.....	40
Figure II.5. Différents niveaux de la carrière.....	42
Figure II.6. La sondeuse Furukawa FRD DCR-20 et ses éléments.....	43
Figure II.7. Image montre marteau d'un concasseur.....	48
Figure II.8. Image d'un concasseur.....	48
Figure II.9. Exemple de l'opération de chargement avec mesures de sécurité.....	49

Liste des Figures

Figure II.10. La fissuration du massif rocheux.	50
Chapitre III : Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière d'Ain EL Kebira.	
Figure III.1. Marmanit III en cartouche et l'Anfomil en vrac dans les sacs de 25 Kg.	58
Figure III.2. Processus du débitage secondaire.	65
Figure III.3. Les paramètres géométriques constituant un schéma de tir.	66
Figure III.4. Schéma représentatif des paramètres de Langefors.	67
Figure III.5. Schéma d'un plan de tir.	78
Figure III.6. Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches.	80
Figure III.7. Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.	82
Figure III.8. Schéma des charges avec des intervalles vides.	82
Figure III.9. Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode proposé.	92
Figure III.10. Courbe granulométrique des résultats de tir par plan de tir existe.	93

Liste des tableaux

Chapitre I : Généralités sur les paramètres d'un plan de tir et les travaux de forage et d'abatage.

Tableau I.1. Les différents types d'explosifs fabriqués par l'ONEX.	7
Tableau I.2. Facteurs qui influent sur la qualité de la fragmentation des roches.....	10
Tableau I.3. Influence de la structure du massif rocheux sur les résultats du tir.	11
Tableau I.4. La consommation spécifique de quelques roches.....	18

Chapitre II : Description de site d'étude de la carrière d'Ain EL Kebira.

Tableau II.1. Les coordonnées en UTM des points –limitent du gisement.	27
Tableau II.2. Composition chimique par gradin.	36
Tableau II.3. Tableau de calcul des réserves géologiques.....	38
Tableau II.4. Capacité de production de la carrière de calcaire.....	39
Tableau II.5. Résultats de l'étude de la fissuration du massif de calcaire d'Ain -El-Kebira..	51
Tableau II.6. Catégorie de fissuration des roches.....	51

Chapitre III : Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière d'Ain EL Kebira.

Tableau III.1. Classification de la roche selon l'indice de forabilité.....	55
Tableau III.2. Classification de la roche selon l'indice de tirabilité.....	56
Tableau III.3. Définition du mode de forage en fonction de l'indice de forabilité.	57
Tableau III.4. Valeur de Ksd dépend le nombre de surface libre.....	60
Tableau III.5. Les paramètres de plan de tir de gisement calcaire de djebel Medjounes mois de mai 2022.....	61
Tableau III.6. Différentes causes de provenance des blocs hors-gabarits.....	64
Tableau III.7. Variation du coefficient d'inclinaison en fonction de l'angle d'inclinaison des trous.....	69
Tableau III.8. Résistance au tirage de quelques roches.....	69
Tableau III.9. Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors.....	71
Tableau III.10. Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif.	76
Tableau III.11. paramètres de plan de tir dans la carrière d'Ain el Kebira et paramètres calculé par la méthode Langefors,.....	78
Tableau III.12. Comparaison entre la variante existante et la variante proposée.....	79
Tableau III.13. Facteur de la masse rocheuse en fonction de la dureté.....	84
Tableau III.14. Effet des paramètres de tir sur (n).....	87
Tableau III.15. Paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987). ...	88

Liste des tableaux

Tableau III.16. Formules de calcul du modèle de Kuz-Ram.....	89
Tableau III.17. Paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram pour l'estimation du taux des hors gabarits.	90
Tableau III.18. La répartition des roches abattues par le tir de la méthode calculé.	91
Tableau III.19. Pourcentages des passants pour les paramètres du plan calculé :.....	91
Tableau III.20. La répartition des roches abattues par le plan de tir existé dans la carrière. .	92
Tableau III.21. Comparaison des hors gabarit entre la variante existante et la variante proposée.	93
Tableau III.22. Comparaison économique entre les deux plans de tir existant et calculé.....	94

Introduction generale

À l'avenir, le potentiel économique de chaque pays sera évalué en fonction de sa production de métaux et de diverses substances minérales.

L'industrie minière joue un rôle crucial dans le développement de l'économie nationale, car elle constitue la base de toutes les industries dépendant des ressources naturelles. Ainsi, il est essentiel de développer l'industrie minière afin de répondre aux besoins croissants des différentes industries, notamment celle des matériaux de construction. L'exploitation des substances minérales revêt une importance majeure dans le développement économique du pays, et la cimenterie d'Ain El Kebira se distingue comme l'une des sociétés les plus prospères implantées en Algérie.

les travaux de forage et de tir jouent un rôle essentiel. Ils sont d'une importance capitale dans les carrières de cimenterie, car la maîtrise de ces opérations garantit la sécurité, permet de limiter les coûts associés et assure une granulométrie adaptée aux installations et aux besoins du produit final.

Dans ce contexte, notre étude se concentre sur l'amélioration de la qualité de fragmentation, car les résultats actuels ne sont pas satisfaisants en raison d'un taux élevé de blocs hors gabarit dans les roches abattues. Nous cherchons donc à examiner les causes de la formation de ces blocs hors gabarit lors des explosions dans la carrière d'Ain El Kebira et à analyser les paramètres du plan de tir afin d'éviter leur formation, en nous basant sur des méthodes empiriques.

Notre travail est divisé en trois chapitres. Tout d'abord, nous présentons des généralités sur les paramètres d'un plan de tir ainsi que sur les travaux de forage et d'abattage. Ensuite, nous décrivons le site d'étude de la carrière d'Ain El Kebira. Enfin, nous abordons l'optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière d'Ain El Kebira. Cela nous amène à poser la problématique suivante : la mise en place d'un nouveau plan de tir opérationnel qui permettrait de prédire une fragmentation adéquate répondant aux objectifs spécifiques de l'entreprise, en optimisant des éléments tels que la dimension des trous, la gestion de l'énergie lors des explosions, le type d'explosif utilisé, la construction des charges explosives et leur initiation.

Cette optimisation se concentre particulièrement sur la conception des plans de tir selon la méthode de Langefors et sur la quantification de la granulométrie des roches fragmentées en utilisant le modèle de KUZ-RAM. Enfin, nous concluons notre travail par une synthèse générale.

Chapitre I : Généralités sur les paramètres d'un plan de tir et les travaux de forage et d'abatage.

Introduction.

L'abatage des roches constitue la première étape des processus technologiques dans l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Son objectif est de modifier l'état naturel des roches. Les travaux de tir sont l'une des opérations fondamentales dans l'exploitation minière. Un tir efficace, pour un ingénieur en mines, se traduit par une grande quantité de roches abattues et des conditions de sécurité optimales. Cela dépend d'un choix judicieux des types d'explosifs, de la quantité d'explosifs utilisée et de la planification du tir.

La réduction de la taille des roches dans les mines est principalement réalisée par les travaux de tir, qui sont suivis par les opérations de concassage et de broyage. L'efficacité de ces opérations est directement liée à la distribution granulométrique des tas de roche abattus. Par conséquent, une évaluation précise de la fragmentation est un enjeu critique dans l'exploitation minière.

Une fragmentation plus fine obtenue grâce aux travaux de tir permet de réduire la charge de travail des concasseurs primaires, ce qui augmente l'efficacité du broyage. En conséquence, cela permet de réduire les coûts et d'augmenter le rendement horaire.

I.1. L'abatage des roches par explosifs dans le domaine minier.

C'est la méthode la plus utilisée. L'abatage en masse de blocs à l'explosif concerne essentiellement les roches dures, elle se fait dans des gradins prédécoupés par des forages. Dans les forages, on place les explosifs caractérisés par une forte puissance ; l'explosion interne développe une pression de gaz pouvant dépasser quelques centaines de milliers de bars.

Lors de l'explosion des charges, les fissures créées par la multiplication des forages se rejoignent facilement et rapidement, induisant ainsi un basculement des blocs. En fait, l'explosif ne fait que révéler les fissures naturelles du massif (s'il est très fissuré, on obtiendra de petits blocs).

I.2. Les caractéristiques pratiques d'un explosif.

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

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

Les caractéristiques principales des explosifs industriels sont les suivantes: [1]

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'abatage dans les sols résistants et rigides.

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

B. Le diamètre critique de détonation :

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

C. La sensibilité à l'amorce :

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

Dans la pratique, on distingue :

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

D. La vitesse de détonation :

Il s'agit de la vitesse de propagation de l'onde de choc dans le matériau explosif. Elle conditionne le pouvoir brisant de l'explosif et de l'état de fracturation à attendre du tir. La vitesse de détonation est fortement influencée par les conditions du tir. Elle croit 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.

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.

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 %.

I.3. Critères de choix d'explosifs.

Le choix de l'explosif se définit par le travail qui lui est demandé.

(Par exemple : abattage, décrochage, fissuration etc.) Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères :

I.3.1. 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). [2]

I.3.2. 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. [2]

I.4. Les accessoires de tir.

I.4.1 Fil de tir :

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance électrique pour 100 m est de 6,1Ω. (Figure I.1) [3]

I.4.2 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 1) (Figure I.1)

I.4.3 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 2) (Figure I.1)

- **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 micro-retard (DMR)
 - ❖ Détonateur électrique à retard demi-seconde (DER).



Figure I.1. Les accessoires de tir (cordant détonant, les détonateurs, le fil de tir). [2]

I.5. 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'abatage), 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. [2]

I.5.1. 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. [2]

I.5.2. 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. (voir figure 2)

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.

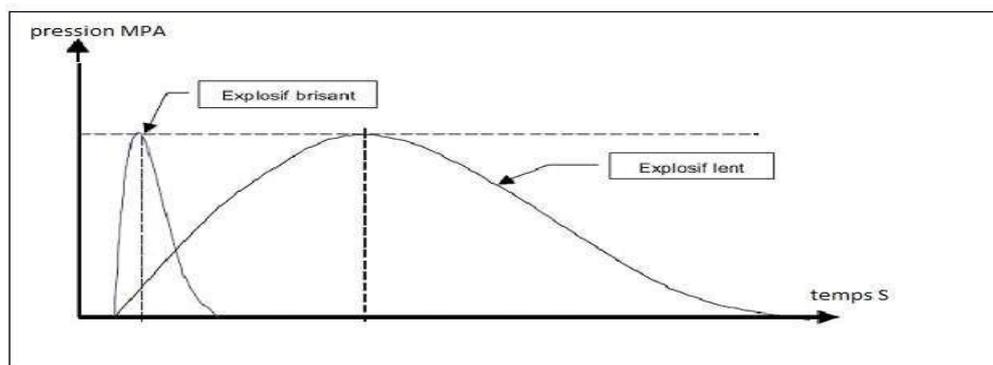


Figure I.2. Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent. [5]

I.6. Les explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX.

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)

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	0.95	4000	1.28	Dureté Moyenne
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	Dureté Moyenne
Marmanit III	Médiocre	0.95	3800	1.18	Roches tendres
N.18 Bis	Médiocre	0.95	2500	1.16	Roches tendres
Anfomil	Médiocre	0.90	3000	1.15	Roches tendres

I.7. 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'abatage 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. [3]

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. [3]

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 Df)
- Le diamètre de foration. [7]
- **Indice de forabilité (Df)** :

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 toute fois 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). [7]

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 152 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.

Un autre 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. [3]

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 Tigeou 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). [3]

Apartir 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. Forage roto percutant 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. [3]

B. Forage roto percutant 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. [3]

C. Forage 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. [3]

D. Forage 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. [3]

I.8. Etude des paramètres qui influent sur la qualité de la fragmentation.

La qualité de la fragmentation des roches a une très grande importance dans le domaine minier, car elle influe directement sur tous les processus technologiques (chargement, transport et préparation mécanique).

Les facteurs qui influent sur la qualité de la fragmentation des roches sont plusieurs, certains ont un caractère contrôlable et d'autres incontrôlables. L'ensemble de ces facteurs sont présentés dans le Tableau I.2 :

Tableau I.2. Facteurs qui influent sur la qualité de la fragmentation des roches. [8]

Paramètres contrôlables	Paramètres incontrôlables
Paramètres liés à la géométrie	Paramètres du massif rocheux
Diamètre du trou	Géologie
Longueur de foration	Propriétés des matériaux
Excès de foration	Discontinuités
Inclinaison du trou	Paramètres hydrologiques Eau
Longueur du bourrage	Autres paramètres Temps
Matériau du bourrage	
Géométrie de la maille	
Rapport de maille	
Nombre de faces libres	
Paramètres liés à l'énergie d'explosif	
Type d'explosif utilisé	
Energie (choc, gaz)	
Type d'amorçage	
Séquence d'initiation	

I.8.1. Paramètres incontrôlables.

A. Massifs rocheux.

Le massif rocheux est l'assemblage des blocs de matrices rocheuses et des discontinuités.

a. Matrice rocheuse :

C'est le matériau sans discontinuité ou blocs de roche qu'on trouve entre les discontinuités.

b. Discontinuité :

C'est un plan mécanique ou sédimentaire dans un massif rocheux ; généralement la résistance est nulle ou très faible, en raison de la discontinuité le massif rocheux est non continu. La matrice va influencer la foration et le tir à partir de ses propriétés petro-physique : Minéralogiques, porosité, teneur en eau, vitesse de propagation d'ondes, etc.

Et mécaniques : résistance à la compression et au cisaillement, abrasivité, etc. [9]

Le Tableau I.3 : rassemble l'ensemble des influences de la structure du massif rocheux sur les résultats du tir.

Tableau I.3. Influence de la structure du massif rocheux sur les résultats du tir. [10]

Structure du massif	Avantages	Inconvénients
Front en travers banc parrapport à la stratification	Bon travail de l'énergie explosive	Risque de glissements des blocs
	Bonne orientation des discontinuités	
Tir contre le pendage	Réduction des effets Arrières	Tas moins étalé et plus haut
Front ouvert en direction	Tir recoupant les mêmes formations	Possibilité d'effetsarrière

c. Propriétés pétro-physiques :

On apprend par propriétés pétro-physiques d'une roche les propriétés intrinsèques qui dépendant de composition minéralogique, de sa texture, de la présence de vide et d'eau.

d. Propriétés structurales :

Les caractéristiques géologiques de la matrice rocheuse abattue représentent le facteur d'influence à la fois le plus important et le moins contrôlable dans les tirs à l'explosif. (Figure I.3)

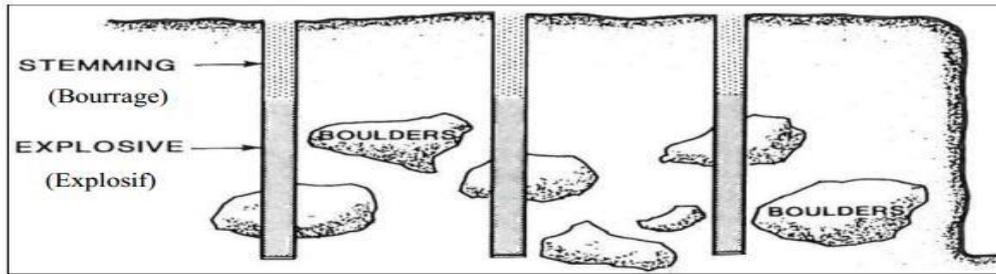


Figure I.3. Abatage de conglomérats à blocs massifs. [11]

Dans des conditions où la fréquence spatiale d'un ou plusieurs jeux de discontinuités est importante, il est évidemment préférable de tirer les gradins avec un diamètre de trou réduit; ceci permet en effet une maille de foration plus serrée à consommation spécifique équivalente. (Figure I.4)

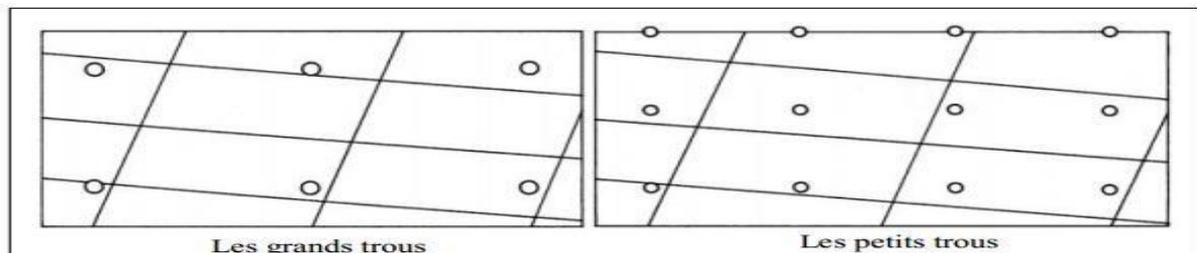


Figure I.4. Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de Discontinuités. [12]

B. Paramètres hydrauliques.

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle influe généralement sur deux paramètres à savoir :

a. sur la qualité de foration :

L'eau a tendance à réduire la résistance de la matrice rocheuse et par conséquent à faciliter la pénétration de l'outil de forage : la vitesse instantanée du forage est augmentée, par contre, la diminution de la résistance de la paroi du trou peut favoriser des éboulements localisés d'où des risques de coincement de l'outil de forage. [13]

b. Sur le choix de l'explosif :

Le choix de l'explosif dépend aussi dans une large mesure de présence d'eau dans le massif à abattre ou des conditions climatiques, parce qu'il y a des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres résistants. Alors c'est l'utilisateur qu'il doit bien choisir le type d'explosif et jouer sur les techniques permettant la conservation ou la protection de l'explosif contre l'eau. [13]

I.8.2. Paramètres contrôlables.

A. Paramètres liés aux trous.

a. La Qualité de foration :

Les résultats d'un ménage dépendent de la qualité des trous, donc de l'exécution de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés. [13]

La mauvaise qualité de foration se traduit par des déviations bien visibles dans le cas de découpage ou d'abatage, et dans d'autres cas il y aura la production des gros blocs ainsi que des projections. Ces dernières, sont celles qui sont les plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves. [13]

Les causes sont multiples, et souvent elles résultent des paramètres suivants :

1) Le positionnement des trous par rapport au front d'abatage :

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celle représentées ci-dessous, il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la banquette dans le cas de gauche et à la sous évaluer dans le cas de droite. (Figure I.5)

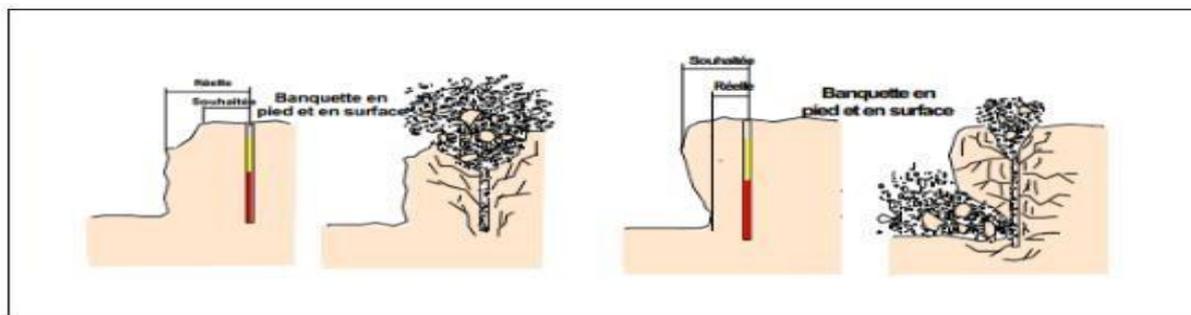


Figure I.5. Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abatage. [7]

Si l'on ne dispose pas d'instrument de mesure telle 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. [13]

2) Les déviations de forages :

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

Le type de la machine utilisée pour la foration et le sens du pendage ont une influence sur les déviations. D'une façon générale, on n'admet que les déviations en foration qui sont inférieure à 3 %. (Figure I.6) [13]

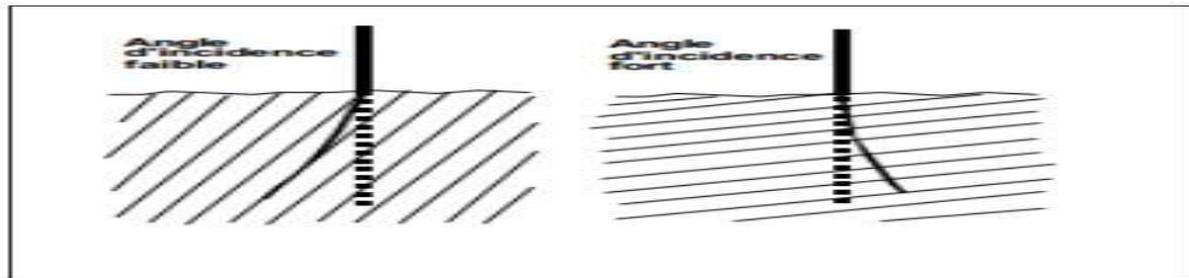


Figure I.6. Déviation due aux discontinuités. [14]

Une déviation foration de dans un plan perpendiculaire au front de taille, provoquera suivant le sens une surélévation ou une sous élévation de la banquette d'abatage, les risques sont les même que dans le cas d'un défaut d'implantation (voir la Figure I.5). [13]

3) Le diamètre du trou :

D'après plusieurs expériences faites par les chercheurs, ils ont montré que l'augmentation du diamètre se foration influe sur la diminution de degré de fragmentation.

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abatage.

Un diamètre de charge plus grande a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie. [13]

Le choix du diamètre du trou dépend de certaines données à savoir :

- **L'environnement** : le niveau de vibration et le bruit provoqué par l'explosion.
- **La structure du massif** : elle a un effet sur la granulométrie donc cela influe sur le choix du diamètre du trou.
- **L'engin de chargement** : elle nécessite un type de fragmentation bien déterminé.
- **La nature de l'explosif** : lorsque le diamètre augmente, la vitesse de détonation augmente aussi.

4) L'inclinaison du trou :

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

L'abatage par trou incliné contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables. (Figure I.7) [13]

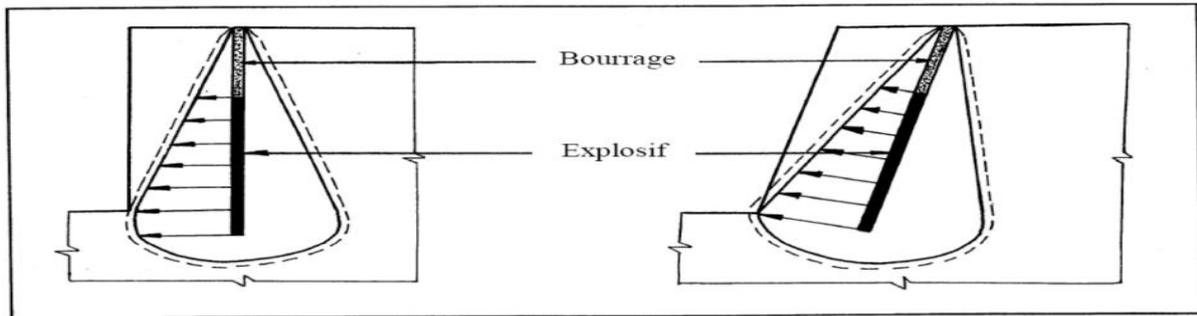


Figure I.7. Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [15]

5) L'excès de forage (sous forage) :

Il augmente l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin.

La longueur de sous forage dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosifs et les propriétés physique et mécanique de la roche. [13]

6) Longueur du trou :

Elle dépend de la hauteur du gradin, l'inclinaison et la longueur d'excès de forage. Elle détermine la contribution de l'énergie dans le volume é abattre. [13]

b. Paramètres liés au Bourrage :

1) Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous :

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. En général, il dépend de la banquette.

Dans la majorité des cas, le bourrage se dispose en fonction des fissures du gradin, d'une autre part, le bourrage intermédiaire permet d'obtenir un abattage sélectif et d'éviter les pertes d'énergie. (Figure I.8) [13]

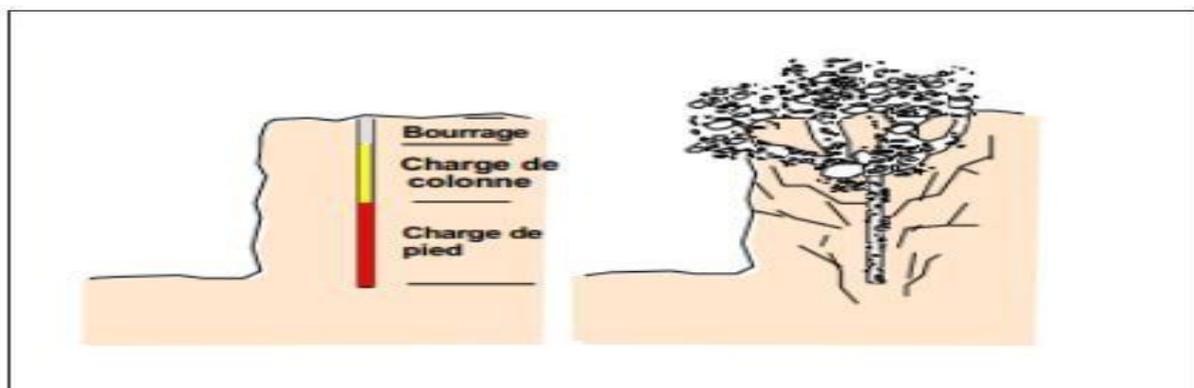


Figure I.8. Disposition du bourrage dans un trou. [14]

2) Qualité du matériau de bourrage :

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

Une meilleure utilisation de l'énergie explosive est donnée généralement par le bourrage en gravillons (4/6).

B. Paramètres liés au plan.

a. Banquette :

C'est la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée de trou. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abatage, la banquette représente la longueur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée.

Le choix de la banquette est influencé par le diamètre, la hauteur du gradin l'inclinaison du trou et la qualité de fragmentation désirée. [16]

b. L'espacement:

C'est la distance qui sépare deux trous voisins. En général, un espacement égal à 1.25 fois la banquette donne des bons résultats.

c. Rapport de maille :

Le rapport de maille est égal à la valeur d'espacement 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).

Des chercheurs ont introduit une part de dynamique pour tenter de justifier l'effet du ratio E/B sur la fragmentation.

La distance entre les trous d'une même rangée et la distance entre deux rangées va conditionner la densité de fragmentation due à l'onde de choc, ainsi que la mise en mouvement du massif, sa facilité de dégagement et sa vitesse, comme illustré sur la Figure I.9. Le rapport E/B suggère en quelque sorte une zone d'influence de chaque trou, un travail judicieux sur la maille pourrait permettre d'ajuster ces paramètres. [8]

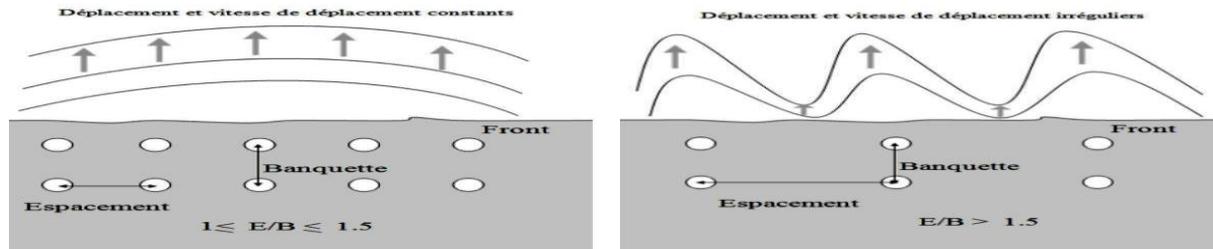


Figure I.9. Dynamique de l'abatage. [8]

d. Présence des faces libres :

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchi. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchi dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et des discontinuités d'une autre part.

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 est connu sous le nom d'écaillage. [16]

C. Paramètres liés à l'énergie explosive.

a. Consommation spécifique d'explosif :

Le terme de consommation spécifique désigne la quantité d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre (1 m³ de roche ou 1 tonne), elle est donc donnée en kg/m³.

C'est un paramètre à adapter au massif rocheux à abattre et liée à la banquette comme le montre la figure I.10

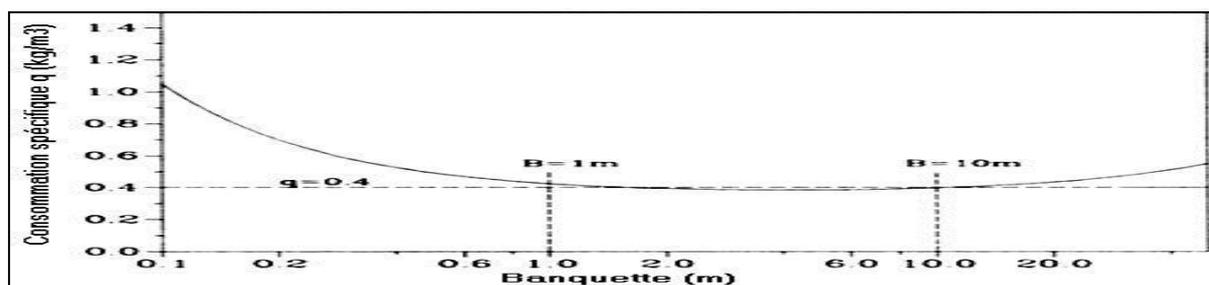


Figure I.10. La consommation spécifique q en fonction de la banquette B . [17]

On constate que la consommation diminue de 1.25 (kg/m³) jusqu'à 0.4 (kg/m³) pour des banquettes allant de 0.1 à 1m et reste quasiment stable pour les banquettes de 1 à 10m avec une consommation de 0.4 kg/m³.

Pour les banquettes qui dépassent 10 m la consommation augmente progressivement jusqu'à ce qu'elle arrivera à une consommation de 0.6 kg/m³.

La consommation spécifique varie aussi selon les caractéristiques physico-chimiques du massif rocheux à abattre tel la montre le Tableau I.4.

Tableau I.4. La consommation spécifique de quelques roches. [13]

Roche	Consommation spécifique kg/m ³
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grés fins	0,40
Quartzite pâte fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

b. Régularité de distribution de l'explosif :

Le diamètre du trou influe sur la concentration de l'explosif dans le massif. Ainsi l'augmentation du diamètre engendre l'augmentation de la charge concentrée et provoque le plus souvent l'augmentation du nombre de morceaux hors gabarit. [15]

1) Construction des charges :

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

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

- les charges cylindriques correspondant aux charges verticales et inclinées continues et utilisant le même explosif ;
- Le deuxième groupe renferme des charges avec différents explosifs et utilisant deux ou plusieurs points d'amorçage ;

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

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

(Figure I.11) [15]

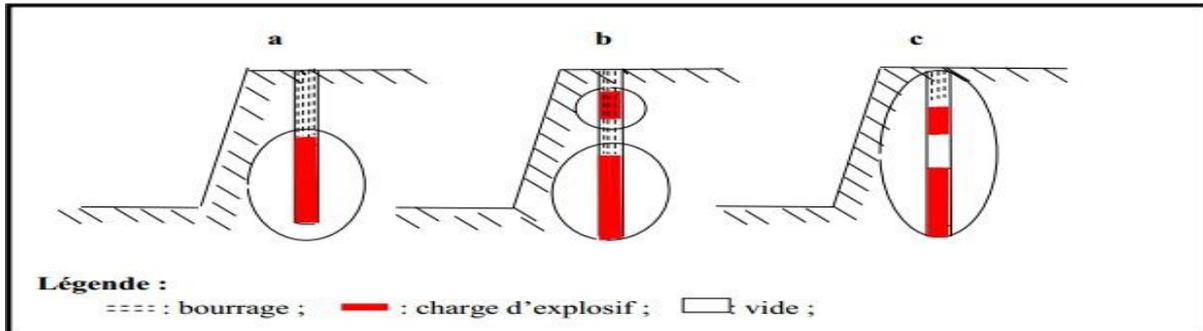


Figure I.11. Différents types de construction des charges ; a : charge continue ; b : charge discontinue avec bourrage intermédiaire ; c : charge discontinue avec vide. [15]

2) Séquence d'amorçage :

L'utilisation de retards entre trous et lignes permet l'abatage successif des portions d'un plan de tir. La roche abattue par les premiers trous doit déjà avoir amorcé son mouvement lorsque les trous à sa proximité immédiate détonent, pour favoriser la qualité du tir et du tas abattu.

D'autre part, l'introduction de retards à l'amorçage est un impératif environnemental incontournable, puisque les vibrations produites en champ lointain par des charges détonant dans une même plage de temps sont cumulatives. On peut voir sur la Figure I.12 l'influence qualitative du choix des retards sur la direction de mouvement des lignes abattues. [12]

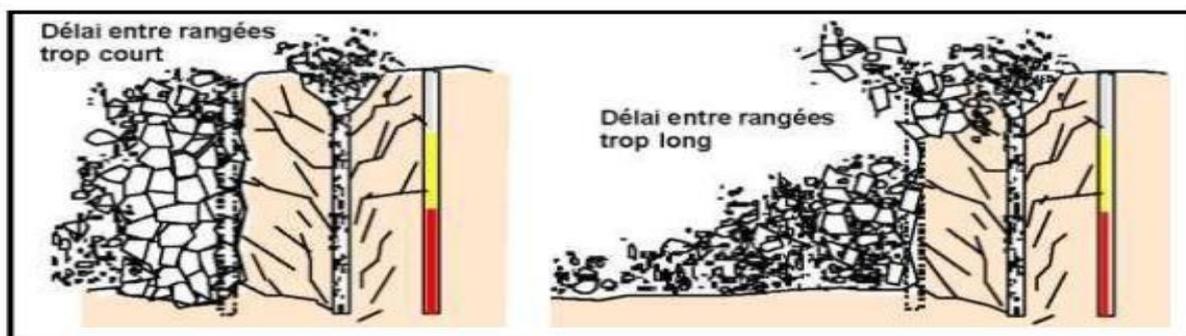


Figure I.12. Effet du choix des retards sur le dégagement des rangées abattues. [14]

I.9. Généralités sur l'amorçage.

L'amorçage est l'ensemble du dispositif entraînant l'explosion de la charge. Il dépend de la sensibilité de l'explosif, qui correspond à l'énergie nécessaire pour provoquer la

détonation du produit ainsi que du diamètre de foration, lorsque nous utilisons des explosifs dont la sensibilité augmente avec le diamètre (ex : nitrate-fioul, émulsion). [18]

I.9.1. Séquence d'initiation :

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumiques. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, échauffement, inflammation, compression, ondes de choc, etc. (Figure I.13) [5]

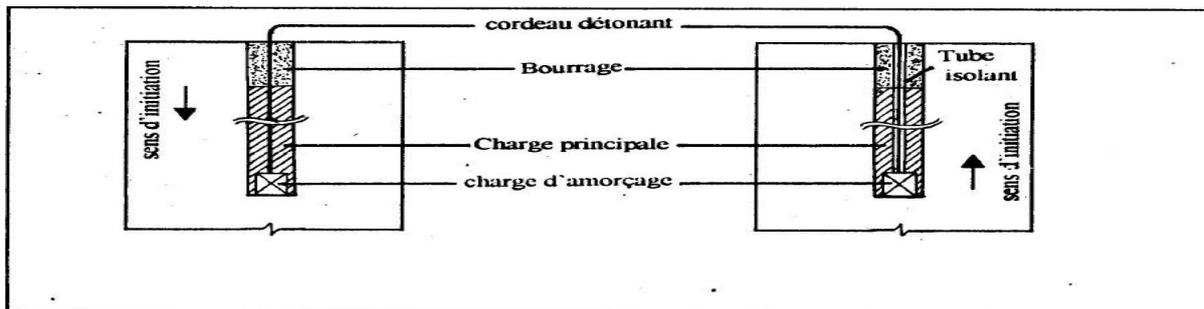


Figure I.13. Sens d'initiation d'une charge explosive. [5]

I.9.2. Types d'amorçages :

A. Amorçage latéral :

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant. Ce cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3,5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s). (Figure I.14) [13]

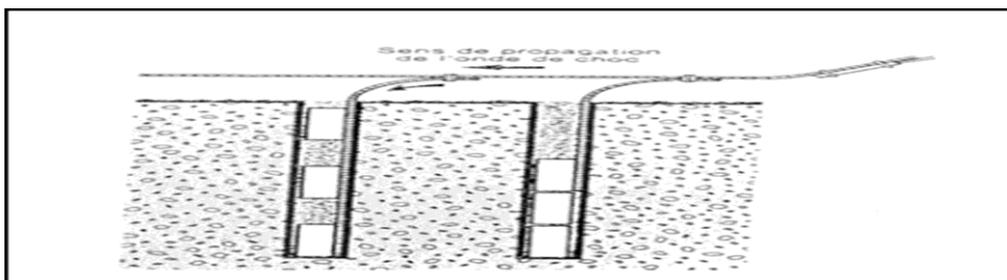


Figure I.14. L'amorçage latéral. [19]

B. Amorçage ponctuel :

Avec un détonateur par trou placé sur la première cartouche mise en place. La détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif (Figure I.15).

L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que L'amorçage ponctuel antérieur. [19]

La figure I.16 : représenter le Schéma de plan de tire.

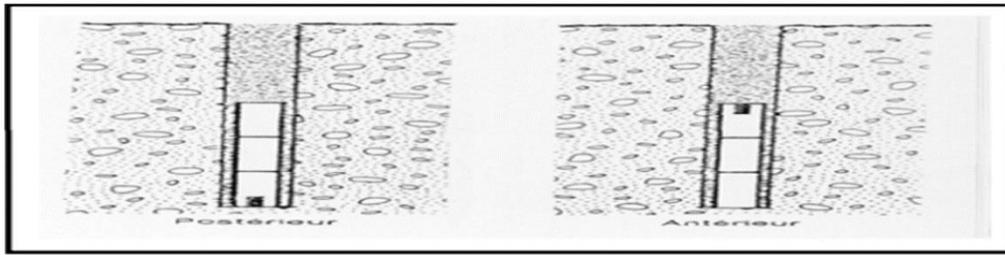


Figure I.15. L'amorçage ponctuel. [19]

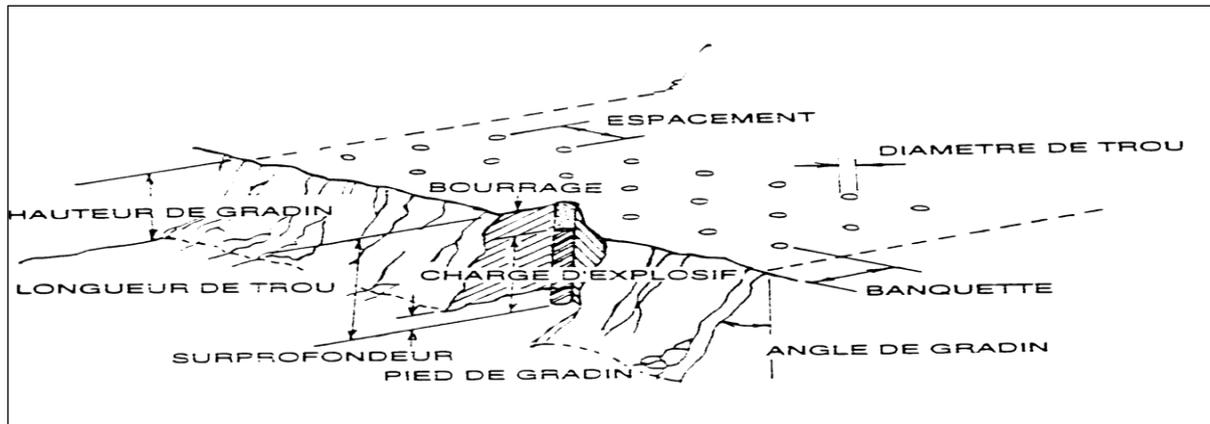


Figure I.16. Schéma de plan de tir. [15]

I.10. Analyse des anomalies et incidents de tir.

I.10.1. Incidents de tir :

L'incident de tir est un événement fortuit généralement dommageable pour l'homme ou l'environnement qui survient au cours d'un processus de tir non maîtrisé. [14]

A. Incident de chargement. [14]

Les types d'incidents les plus fréquents qui peuvent survenir au court du chargement d'une mine sont les suivants :

- Coincement d'une cartouche d'explosif dans le trou.
- Perte du système d'amorçage (rupture ou chute dans la mine).
- Erreur de mise en place d'un détonateur (inversion des numéros d'ordre dans un même trou ou entre les trous).

B. Incident de tir.

Il existe différents types d'incident de tir :

a. Le raté de tir :

Il y'a absence d'explosion, le boutefeux retrouve une ou plusieurs mines intactes. Le raté est dit total lorsqu'aucune mine n'a détonné. Il est partiel lorsqu'une partie seulement des charges n'a pas détonné. [14]

b. Le culot :

La partie inférieure du trou de mine n'est plus en place, le débouillage nécessaire dans le traitement des ratés de tir a eu lieu. En revanche, le culot est généralement recouvert par le tas abattu. [14]

c. Le trou ayant fait canon :

Le trou est resté apparent ne peut pas dégrader après la détonation des charges explosives qu'il contenait.

d. Le fond du trou :

Bien qu'un fond de trou, par définition ne contient plus d'explosif, il faut toujours considérer que cela n'est pas certain d'où la nécessité d'appliquer les règles de sécurité prévue, si le chargement de celui-ci est possible, une cartouche amorce peut-être réintroduite pour le détruire. Dans le cas contraire, l'élimination du fond du trou ne peut se faire qu'à l'aide de mine de dégagement. [14]

I.10.2. Les anomalies de tir.**A. La granulométrie :**

Lors de l'abatage en gradin sur une rangée, le dépôt des matériaux abattus est séquentiel.

L'étalement du tas s'effectue en fonction de la répartition et de la puissance des charges.

a. Tas trop étalé et granulométrie trop fine : [14]

Il correspond à une énergie massique trop importante sur toute la hauteur du front. La diminution de cette énergie massique passe par :

- L'utilisation d'explosifs moins puissants ;
- La diminution du diamètre de foration ;
- La géométrie de la maille.

b. Tas mal foisonné et mauvaise granulométrie : [14]

Inversement au cas précédent, un tas peu ou pas étalé à granulométrie trop grosse correspond à une énergie massique trop faible sur toute la hauteur du front.

c. Mauvaise granulométrie et étalement important : [7]

Dans un cas comme celui-ci, le pied est très étalé avec une granulométrie très fine alors que le sommet du tas présente une quantité anormale de gros bloc.

En dehors de toute influence due à la tectonique locale, il s'agit très probablement d'une mauvaise répartition des énergies dans la mine.

d. Mauvaise granulométrie et mauvaise foisonnement :

Une quantité anormale de gros blocs sont situés au milieu du tas.

Compte tenu de leur position, on peut soupçonner une trop faible énergie massique en colonne. Ce phénomène peut venir de la mise en place de bourrage intermédiaire trop haut, ne respectant pas la règle qui veut que leur hauteur ne soit pas supérieure au tiers de la banquette.

1) Les joints :

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

Ces zones de faiblesse peuvent déboucher de manière violente, avec projection à grande distance du matériau de remplissage et de fragments rocheux arrachés à la surface. (Figure I.17) [5]

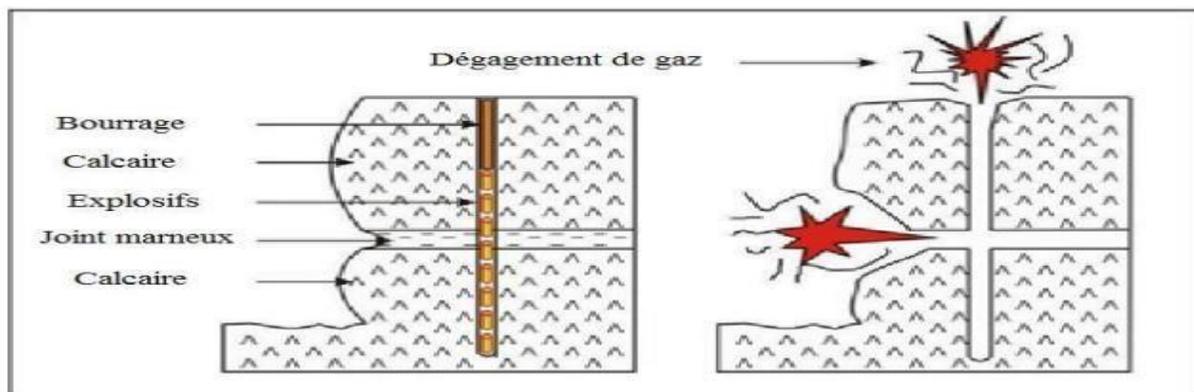


Figure I.17. Echappement des gaz à travers un joint marneux. [5]

2) Les karsts :

Ce sont des cavités souterraines invisibles depuis la surface, elles constituent des poches dont l'explosif peut s'accumuler de manière excessive, 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. (Figure I.18)

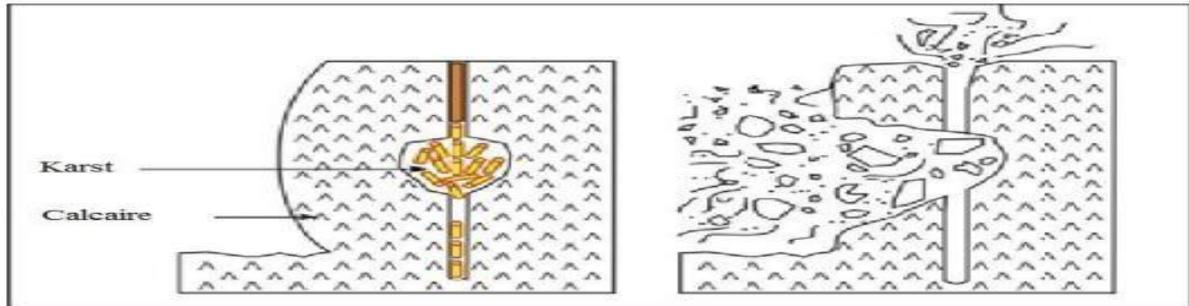


Figure I.18. Anomalie de tir causée par un karst. [20]

3) Les effets arrière :

Suite à un tir de mine, il se génère occasionnellement des fissurations parallèles au front de taille, ces 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. (Figure I.19)

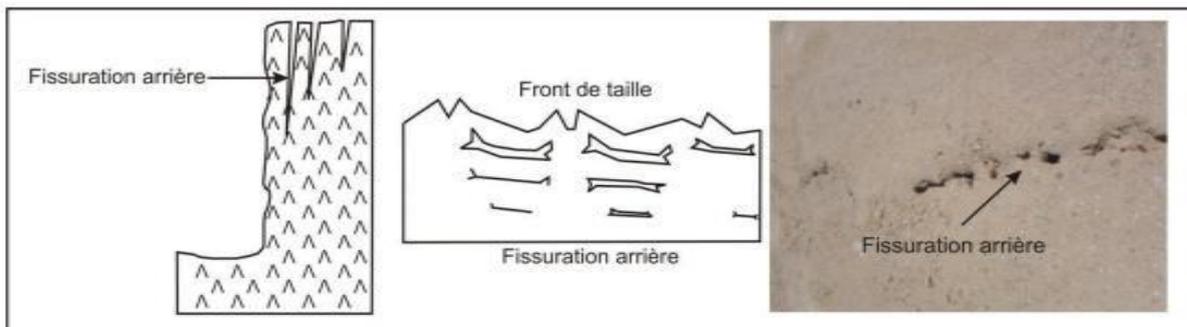


Figure I.19. Fissuration causée suite à un tir de mine. [5]

4) Gradin en surplomb :

Cette anomalie signifie que le haut du front de taille présente un surplomb.

Les causes possibles de cette anomalie sont:

- 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. (Figure I.20)

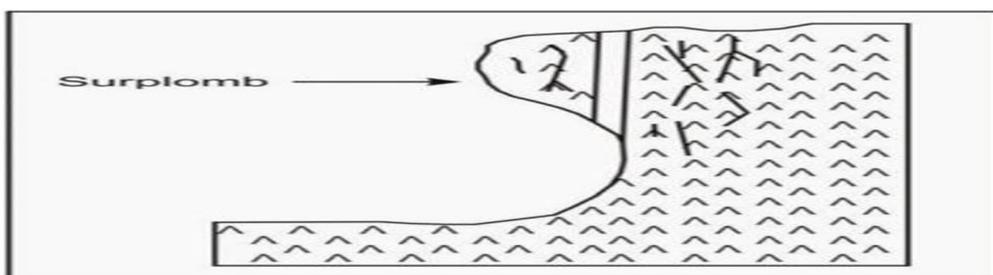


Figure I.20. Exemple d'un gradin en surplomb. [5]

Conclusion.

La préparation des roches en vue de leur extraction par explosifs consiste à fragmenter ou détruire le massif rocheux afin d'obtenir des morceaux de dimensions nécessaires et appropriées pour garantir la rentabilité des engins miniers. Cela permet également d'obtenir une granulométrie de tir optimale qui convient aux installations de réduction de taille et de traitement.

Ce chapitre examine les phénomènes et les difficultés liés aux résultats des tirs réalisés avec des explosifs. Il est essentiel d'identifier les paramètres susceptibles d'affecter le processus afin de les prendre en compte dans la mesure du possible.

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 d'Ain EL Kebira.

Introduction.

Dans ce chapitre, nous allons procéder à une étude générale du gisement de calcaire de Djebel Medjounes de la cimenterie d'Ain El Kebira W. Sétif.

Nous allons également présentés une brève historique sur les travaux de recherche et d'exploitation, ainsi que le calcul des différents paramètres du plan de tir réalisé au niveau de la carrière ainsi que les résultats d'essais et d'analyses obtenus, qui ont permis d'apprécier la qualité de la matière en fonction de sa composition chimique.

Ensuite, nous avons délimité le gisement et calculé ses réserves sur la base des coupes géologiques et du plan topographique actualisé en juin 2022.

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 300 km à l'Est d'Alger : elle est délimitéepar les wilayas de Bejaia au Nord, Batna et M'Silla au Sud, Mila à l'Est et Bordj Bou Arreridjà l'Ouest. [21]

II.1.2. Géomorphologie et climat :

Le territoire de la wilaya de Sétif se divise en trois (03) zones morphologiques principales quisont 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 rattache 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. [21]

II.2. Aperçu géologique du gisement de calcaire.

II.2.1. Localisation :

Le gisement de calcaire étudié à Djebel Medjounes se situe à 7 km au Sud –Est de la ville d'Ain El Kebira et à 10,5 km au Nord-Ouest de Beni Fouda.

Administratifs il relève de la commune de Beni Fouda, daïra de Djemila wilaya de Sétif.

Au total, le périmètre est délimité par vingt-six (26) points. [21]

Les coordonnées en UTM Nord Sahara fuseau 31 de ses points -limites sont consignées dans le tableau II.1.

Tableau II.1. Les coordonnées en UTM des points –limitent du gisement. [21]

Points	Coordonnées (UTM)		Points	Coordonnées (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	723 400	4 021 200	26	724 600	4 022 400

- Le gisement recouvre superficie de 133 Ha (voir Figure II.1 et Figure II.2).



Figure II.1. Localisation du gisement de calcaire « Djebel Medjounes » code 120 PXC W. SETIF (Image Google Earth datée de 04/02/2023) [21]



Figure II.2. Localisation Topographique Du Site De Calcaire « DJ. MEDJOUNES – CODE 120 PXC » (W. SETIF) (Extrait D'assemblages Entre Deux Cartes Topographiques.)

II.2.2. 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 07 km. Il constitue l'avant-pays de ce grand massif et est limité à son pied Ouest par un oued nommé Chaâbet Rebiha.

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, le dénivelé entre les points le plus haut et plus bas du gisement est de l'ordre de 206m.

Lors de son étude, le gisement constituant une 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 comme ce qui suit : (Figure II.3) [21]

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

Figure II.3. Colonne stratigraphique synthétique du Djebel Medjounes.
(D'après le sondage MDJ1, réalisé par Gmbh). [6]

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 calcaire-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 de roches marneuses ocellées et fortement calcaires, en alternance avec des couches subordonnées de calcaires fortement marneux et de roches marneuses faiblement calcaires.

Cette même unité devrait se placer stratigraphiquement parmi les "marnes à Ostréa Renou" du Savornin. Elle est très nettement lenticulaire et soumise à un changement de faciès bien prononcé.

Sa puissance est de (18m) dans l'affleurement et 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 micro cristalline à dense et oeuillée.

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) ressemble 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 inférieures". Fraîchement exposée, la roche présente une alternance

Étroite très variée de structures oeuillée 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 oeuillées 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.2.3. 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 notables 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 observés 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 observés, très nombreux sur le gisement. [21]

II.3. Géologie régionale.

II.3.1. 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. [21]

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 : [21]

- **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.3.2. 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 carbonate-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. [21]

II.3.3 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 Medjounès où les axes de plissements transversaux se dirigent en sens N-S et en sens SW-NE. [21]

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, 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. [2]

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. [22]

II.5. Caractéristiques Qualitatives.

II.5.1. Composition chimique :

Les teneurs majeures en éléments entrant dans la composition du clinker tels que CaO, SiO₂, Fe₂O₃ sont très régulières pour les oxydes nuisibles (MgO, SO₃, K₂O et Na₂O) leurs teneurs sont conformes aux tolérances.

Les diverses compositions de cru évoquées dans le rapport géologique nous enseignent qu'avec la matière de tous les niveaux du gisement de calcaire, on peut procéder à la production de ciment.

A partir des essais de composition de Cru, on peut conclure que le débit moyen et naturel par tonne de clinker est de:

- 1491,5 kg (88 %) sur-dosé ;
- 135,6 kg (8 %) sous-dosé ;
- 67,8 kg (4 %) minerai de fer.

La composition chimique du gisement représentée par son unité principale utile est telle que présentée dans le tableau n°2. Il est à noter que cette composition a résulté de la considération des résultats de tous les travaux réalisés, ceux de 1973-74 et 1981.

Elle est donnée pour tous les gradins constituant le gisement.

Tableau II.2. Composition chimique par gradin. [22]

N°/Gradin	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	PF
1238m	9.16	0.84	0.49	48.85	0.80	0.16	0.08	0.07	-	39.10
1223m	10.59	1.14	0.53	47.65	0.98	0.43	0.10	0.09	-	37.96
1208m	10.70	1.20	0.48	47.92	0.91	0.05	0.07	0.06	-	37.92
1193m	9.75	1.12	0.48	48.06	0.88	0.13	0.09	0.08	-	38.26
1178m	10.40	1.27	0.58	47.67	1.05	0.24	0.14	0.08	-	38.46
1163m	9.78	1.09	0.50	48.32	0.88	0.11	0.08	0.09	-	38.70
1148m	10.82	1.38	0.73	47.41	0.94	0.25	0.14	0.09	-	37.97
1133m	10.29	1.07	0.58	47.98	0.85	0.30	0.13	0.06	-	38.50
1118m	10.31	1.15	0.63	47.56	0.99	0.25	0.08	0.07	0.05	38.40
1103m	10.17	1.05	0.55	47.80	1.09	0.21	0.08	0.11	0.24	38.79
1088m	10.40	1.22	0.62	47.47	1.00	0.27	0.10	0.11	0.09	37.76
1073m	12.29	2.25	0.49	45.36	1.09	-	-	-	-	38.54
Moyenne-Gisement	10.22	1.21	0.58	47.71	0.96	0.23	0.10	0.08	0.15	38.36

II.5.2. Propriétés physico-mécaniques :

La masse volumique des calcaires est de 2.6 t/m³; leur résistance à la compression atteint 772.4 kgf/cm² et leur humidité naturelle est de 0.5 %.

La broyabilité des roches, déterminée suivant le procédé de broyage ventilé en utilisant un appareil MBK (Zeisel), a affiché des résultats variant entre 10,7 et 13,6; la moyenne étant de 11,73. [22]

II.6. Aperçu sur l'exploitation de gisement de calcaire.

La méthode d'exploitation est la façon rationnelle de pondre le gisement, est une succession des travaux d'extraction de minerai et de stérile dans un ordre bien. La production détermine annuelle planifiée par la carrière, dans cette l'exploitation minier à ciel ouvert en distingue trois types sont :

- Méthode d'exploitation par fosse
 - Méthode d'exploitation par découvert
 - Méthode d'exploitation à flanc de montagne (flanc de coteaux)
- Le choix de la méthode d'exploitation dépend de plusieurs facteurs qui sont :
- La dimension du gite ;
 - La position du gite ;
 - Les caractéristiques géologiques et minières du gisement ;
 - La puissance du gisement ;
 - L'angle de pendage du gisement ;
 - Relief de la surface où se dépose le gisement;
 - Les propriétés physico-mécaniques des roches;
 - Mode d'ouverture du gisement adopté;
 - D'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle;
 - La qualité et les réserves exploitables du gisement;
 - La caractéristique géologique du gisement;
 - La topographie du gisement;
 - Des dimensions des engins miniers et de transport.

II.7. Calcul des réserves géologiques actualisées.

Les réserves géologiques 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 Juin 2022, À l'échelle 1/2 000e.

On distingue si x (06) blocs de réserves géologiques. [21]

- 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
- $Q = V \cdot Mv$.
- Q = représente la quantité des réserves en tonnes.
- V = représente le volume en m³
- Mv = représente la Masse volumique en t/m³

Restant dans les limites géologiques précédentes des réserves, le présent calcul des réserves est comme suit :(voir Tableau II.3.)

Au total six (06) blocs ont été délimités pour ce calcul des réserves. (Voir l'Annexe 3 et 4).

Tableau II.3. Tableau de calcul des réserves géologiques. [21]

N° du Bloc	N° des coupes	Superficie des coupes	Distance Entre coupes	Volume	Masse volumique	Quantité
		(m ²)	(m)	(m ³)	(t/m ³)	(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 par le CETIM en Novembre 2022 sont évaluées à

33 747 494,03 m³, soit 87 743 484,48 de tonnes en calcaire.

II.8. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière.

D'après la recommandation des responsables des matières premières, le but est d'arriver à extraire 2 000 000 tonnes en fonction des paramètres suivants: (voir Tableau II.4.)

- Nombre de jours ouvrables par an : 360 jours ;
- Nombre de jours ouvrables par mois : 30 jours ;
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 07 jours ;
- Nombre de postes de travail par jour : 01 poste ;
- Nombre d'heures de travail par poste : 11 heures.

Tableau II.4. Capacité de production de la carrière de calcaire. [22]

Matière Première	Cadence de production			
	Unités de mesure	Annuelle	Mois	Journalière
Calcaires	Tonnes	2 000 000	166 667	5 556
	m ³	769 231	64 102	2 137

- Les résultats sont arrondis à l'excès.
- La masse volumique du calcaire est de 2.6 t/m³.

Il est à considérer qu'au cru composé de matières premières (calcaire et marnes argileuses) s'ajoute des éléments tels que:

- Minerai de fer: 3 à 4 %.

II.9. 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 de montagnes. Obtenez le dépôt ci-dessus à demi-tranchées Creusez de bas en haut (Voir l'annexe 5).

Ensuite, pour le premier front de taille, il faut creuser des tranchées en fonction du nombre de bancs, la somme de leurs hauteurs devant être égale à la profondeur finale de la carrière. L'ouverture du gisement dépend des facteurs suivants :

- Réserves du dépôt et taille de la carrière.
- Relief.
- Propriétés physiques et mécaniques de la roche à exploiter.
- Mode de fonctionnement prévu.
- Production annuelle prévue de la carrière.
- Moyens utilisés, notamment les 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). (Figure II.4) [2]



Figure II.4. l'ouverture du gisement d'Ain El Kebira.

II.10. Système d'exploitation.

II.10.1. Méthode et paramètres d'exploitation.

L'exploitation du gisement de calcaire « Djebel Medjounes » se fait par la méthode à ciel ouvert par tirs à l'explosif avec le respect de l'art miniers, sur cinq niveaux successifs +1223 m, +1208 m, +1193 m, +1178 m et +1163 m aux paramètres d'extraction suivant : [22]

- Hauteur du gradin : 15 m /10 m
- Angle de talus : 80°
- Plate-forme de travail : 40 X 50 m²
- Piste secondaire d'accès aux fronts de taille : 0,5 à 1 km.

Les opérations de chargement et de transport sont assurées par la flotte suivante :

- ✓ Quatre (04) chargeuses (capacité de godet 8m^3) assurent l'opération de chargement ; trois (03) chargeuses WA700 travaillent en parallèle sur des niveaux différents de la carrière pour homogénéiser le calcaire extrait, une autre chargeuse WA600 est utilisée pour alimenter le concasseur primaire.
- ✓ L'opération de transport est assurée par dix (10) camions d'une capacité de 60 tonnes chacun (06 dumpers : EH1000 et 04 dumpers CAT 773G).
- ✓ Le sens de progression actuel de l'exploitation du calcaire dans la partie Sud du gisement est orienté du Nord-ouest vers le Sud-est. Pour cette année « Exercice 2022».
- ✓ Les travaux d'extraction poursuivront avec changement léger d'orientation des fronts de taille vers la direction Sud-Ouest.

II.10.2. Développement des travaux d'exploitation.

Le plan entend poursuivre l'extraction des réserves contenues dans les niveaux +1223 m, +1208 m, +1193 m, +1178 m et +1163 m.

- **Poursuit d'exploitation du niveau +1223 m:**

Le front d'exploitation du niveau +1223 m aura à se développer dans la direction Sud sur une superficie totale de **1 898 m²**.

La quantité de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation s'élève à **59 371 tonne**.

- **Poursuit d'exploitation du niveau +1208 m:**

Le front d'exploitation du niveau +1208 m aura à se développer dans la direction Sud-ouest sur une superficie totale de **6 011 m²**.

La quantité de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation s'élève à **160 482 tonne**.

- **Poursuit d'exploitation du niveau +1193 m:**

Le front d'exploitation du niveau +1193 m aura à se développer dans la direction Sud-ouest sur une superficie totale de **26 403 m²**.

La quantité de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation s'élève à **707 803 tonne**.

- **Poursuit d'exploitation du niveau +1178 m:**

Le front d'exploitation du niveau +1178 m aura à se développer dans la direction Sud-ouest sur une superficie totale de **16 402 m²**.

La quantité de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation s'élève à **469 524 tonne**.

- **Poursuit d'exploitation du niveau +1163 m:**

Le front d'exploitation du niveau +1163 m aura à se développer dans la direction Sud-ouest sur une superficie totale de **18 388 m²**.

La quantité de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation s'élève à **689 541 tonne**.

II.11. Travaux de forages et de tir dans la carrière.

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. (Figure II.5) [22]

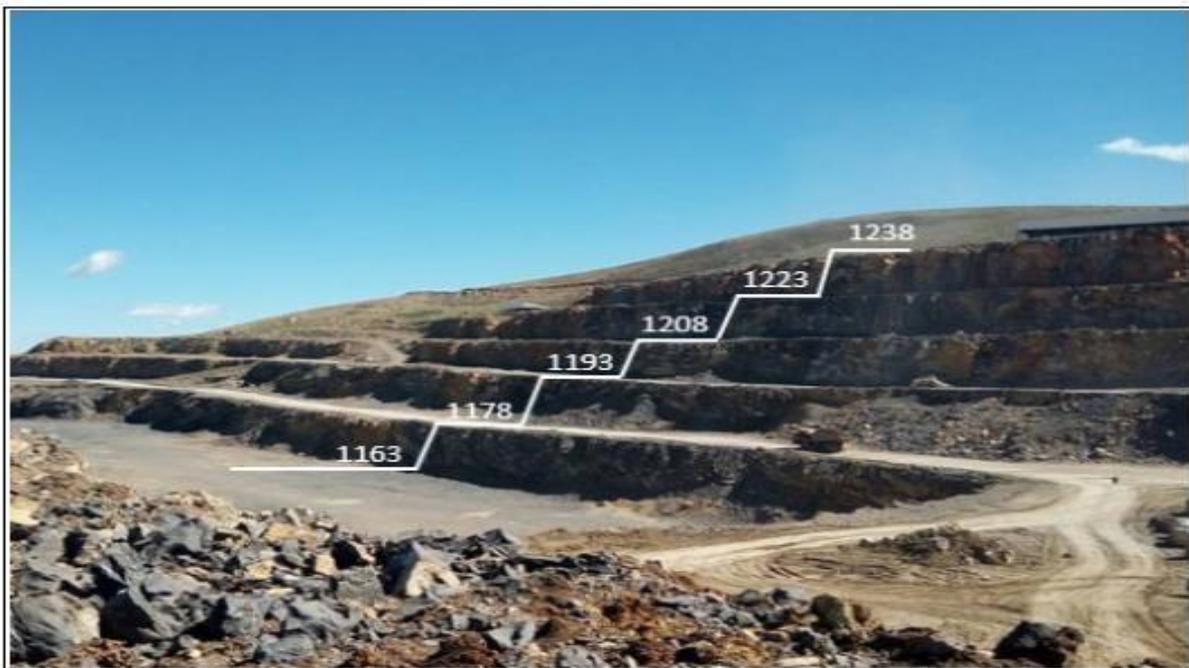


Figure II.5. Différents niveaux de la carrière (photo prise le 13/03/2022).

II.11.1 les travaux de forages.

A. La 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 jugée suffisantes vue la cadence et le rendement de foration prévue par la SCAEK.
- 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. (Figure II.6)

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 (L'Annexe 6).



Figure II.6. La sondeuse Furukawa FRD DCR-20. [2]

B. Hypothèse de Tir :

- Le tir proposé sera réalisé avec des gradins d'une hauteur de 15 mètres.
- Le calcaire en question nécessite une quantité considérable d'énergie pour sa fragmentation dans la masse rocheuse.
- Le plan de tir prévoit l'utilisation d'explosifs brisants, qui provoquent un effet de choc, ainsi que l'utilisation de l'Anfomil, qui libère une grande quantité d'énergie gazeuse.

- Les paramètres du plan de tir ci-dessous permettent l'extraction d'un volume d'environ 9 500 m³ de calcaire par tir.
- Nombre de tirs par mois : 7 tirs/mois.

C. 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/m.
- Initiation des trous de mine par détonateur micro retard (DMR).
- Mise à feu : électrique par exploseur.

II.11.2 les travaux de Tir :

Dans la perspective d'atteindre les objectifs fixés, l'exploitant peut être orienté par le plan de tir type défini par les paramètres ci-dessous, ces paramètres garantiront une quantité de calcaire abattu égale à 24 704 tonne/tir. Les principaux paramètres d'un tir à l'explosif sur deux volets sont: [22]

A. Paramètre principal de tir :

a. Géométries:

- Hauteur gradin : 15 m.
- Diamètre du trou : 110 mm.
- Inclinaison du trou / verticale : 10°.
- Rapport de Maille : 0.97.

b. Explosif de pied :

- Marmanit III : 80 mm.
- Vitesse de détonation : 4200 m/s.

c. Explosif de colonne :

- Anfomil : En Vrac.
- Vitesse de détonation : 2600 m/s.

d. Roche:

- Calcaire.
- Vitesse de propagation ondes : 3500 m/s.

e. La Maille:

- Largeur de la Banquette : 3.9 m.
- Espacement des trous : 3.8 m.
- Longueur totale trous : 16.41 m.
- Dont Surforation : 1.16m.
- Longueur bourrage : 3.86 m.
- Longueur du pied : 5.02m.
- Longueur de la colonne : 7.53 m.

f. Charge explosifs par trous :

- Charges linéaire de Pied : 6.57 Kg/m.
- Quantité explosif de Pied : 32.95 Kg.
- Charges linéaire de Colonne : 7.94 Kg/m.
- Quantité explosif de Colonne : 59.77 Kg.
- Quantité totale explosifs/trou : 92.72 Kg.

g. Fragmentation et Consommation Spécifique:

- 90-95% blocs inférieurs à 1.0 m (HOLMBERG).
- Taille des plus grands blocs 1.3 m (1/3 BANQUETTE).

B. Les Paramètres d'abattage :**a. Exigences:**

- Tonnage minimum à abattre : 24 704 t.
- Nombre de rangées : 2
- Nombre de trous /rangées : 19
- Charge d'explosif instantanée : 400 kg.

b. Résultats:

- Nombre total de trous : 38.
- Quantité d'explosifs de pied : 1 252 kg.
- Quantité d'explosifs de colonne : 2 271 kg.
- Quantité totale d'explosifs : 3 523 Kg.
- Volume abattu effectif : 9 501 m³.
- Tonnage abattu effectif : 24 704 t.

- Consommation spécifique : 135 g/t.
- Consommation spécifique : 351 g/m³.

Donc :

- La quantité mensuelle d'explosif : 24 661 kg.
- La quantité annuelle d'explosif : 295 932 kg.

Le plan de tir ci-dessus a été élaboré sur la base de 07 tirs/mois en moyenne, la cimenterie de la SCAEK peut opérer plus de ce nombre par mois en cas de besoin.

En général, une bonne opération de tir visé l'obtention d'une fragmentation désirable avec une consommation spécifique d'explosif minimale toutes en assurant la sécurité d'exécution.

II.11.3. Paramètre des travaux de forage et de tir :

Pour les principales causes qui provoquent le taux élevé des hors-gabarits, on peut citer: [22]

- La fissuration du massif ;
- La consommation spécifique insuffisante ;
- Mauvais choix de l'inclinaison et de diamètre des touts ;
- Mauvaise construction de la charge ;
- Mauvais mode d'initiation de la charge ;
- Dimensions de la maille.

II.12. 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.12.1. Chargement :

La deuxième phase des processus technologiques dans les mines à ciel ouvert est le Chargement de la masse rocheuse. [8]

Le choix de l'engin d'extraction et de chargement est basé sur les paramètres suivants :

- La nature des roches ;
- La méthode d'exploitation utilisée ;
- La production de la carrière ;
- Les mesures de sécurité.

Les caractéristiques techniques des chargeuses utilisées au niveau de la carrière d'Ain El Kebira sont présentées dans (l'Annexe 7).

II.12.2. Transport :

Le transport dans les mines à ciel ouvert est une opération technologique destinée pour le Déplacement de la masse rocheuse abattue du front d'abattage vers le point de déchargement.

En Algérie, le transport par camion est le plus répandu, surtout pour les gisements vastes en Surface et pour des petites et moyennes distances. [8]

Le transport par camion présente les avantages suivants :

- Une bonne manœuvrabilité ;
- Possibilité de circuler sur des grandes pentes ;
- Simplicité d'organisation de travail à la carrière ;
- Capacité de travail dans les conditions climatiques diverses.

Les caractéristiques techniques des camions utilisés au niveau de la carrière sont présentées Dans (l'Annexe 8).

II.13. Concasseur au niveau de la cimenterie.

A. 1^{er} 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 entraîne une usure considérable ; mais en parallèle son avantage est qu'il réalise une grande production avec un degré de réduction importante. (Figure II.7) [2]



Figure II.7. Image montre marteau d'un concasseur. [2]

B. 2^{ème} stade de concassage.

D'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.8) [2]



Figure II.8. Image d'un concasseur. [2]

II.14. Sécurité de travail.

Les travaux miniers à la carrière doivent se dérouler en conformité avec les consignes de sécurité à savoir : [22]

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.9)



Figure II.9. Exemple de l'opération de chargement avec mesures de sécurité. [32]

C. Sécurité au transport :

- L'excès de est interdit ;
- Le sens de la circulation sera conforme au règlement interne de la carrière (plan de circulation interne) ; vitesse
- 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.15. Influence 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: (Figure II.10)

$$d = \frac{L}{nn} ; m \dots\dots\dots II.1$$

d : Distance moyenne entre les fissures ; m



Figure II.10. La fissuration du massif rocheux. [2]

D'après des expériences réalisées pour l'étude de la fissuration de massif de calcaire d'Ain -El-Kebira, les résultats obtenues sont mentionnées dans les tableaux II.5 et II.6 :

Tableau II.5. Résultats de l'étude de la fissuration du massif de calcaire d'Ain -El-Kebira. [2]

Nbr exp	Sondage	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	0,428
	2	15	41	0,465
Niv 1178	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 III**.

C'est-à-dire que les roches calcaires d'Ain-El-Kebira sont moyennement fissurées.

Tableau II.6. Catégorie de fissuration des roches. [2]

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 moyenne fissurée (en très grosse 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

La détermination de l'efficacité de la destruction des roches fissurées repose non seulement sur les paramètres de déblaiement, mais également sur la corrélation entre ces paramètres et les dimensions des divers blocs où le massif est traversé 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. (Voir L'Annexe 9)

Conclusion

Dans ce chapitre, on a mené une étude générale sur le site étudié (carrière de calcaire d'Ain El Kebira), dont on a rassemblé tous les paramètres de la méthode d'exploitation employée. Ainsi on a récapitulé le calcul des paramètres du plan de tir et les travaux de chargement et le transport.

La réalisation d'un plan de tir adéquat aux conditions de la carrière avec la présence des hors gabarit influe directement sur tous les processus technologiques du chargement jusqu'à l'étape de la préparation mécanique.

Donc, dans le prochain chapitre, nous allons étudier l'optimisation des travaux de tir au niveau de la carrière d'Ain El kebira, afin de proposer un plan de tir optimal.

Chapitre III : Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière d'Ain EL Kebira.

Introduction.

Le succès technique d'un programme d'extraction dépend largement de l'efficacité et du suivi rigoureux des travaux de forage et de tir. Il est essentiel de mettre en évidence certaines caractéristiques clés lors de 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 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 du mode de forage dépend de plusieurs facteurs, énumérés ci-dessous :

- 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. [24]

- 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.

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 Kebira on a prélevé certaines propriétés de roches nécessaires à l'élaboration de notre mémoire de fin d'étude à savoir : [25]

III.2.1. La dureté :

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

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

Où :

- σ_{comp} : Résistance de compression mono axiale kgf / cm², Pour les roches carbonatées d'Ain Kebira :

$$\sigma_{\text{comp}} = 772.4 \text{ kgf / cm}^2$$

Donc :

Le coefficient de dureté : **$f = 7.724$**

III.2.2. La résistance à la traction :

Elle se détermine par la formule empirique suivante : [26]

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

Dans notre cas, on prend :

$$\sigma_{tr} = 0.10 \times 772.4 \text{ kgf / cm}^2.$$

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

$$\sigma_{tr} = 77.24 \text{ kgf / cm}^2.$$

III.2.3. La résistance au déplacement :

Elle se détermine par la formule suivante :

$$\sigma_{dép} = (0.16 \div 0.33) \times \sigma_{comp} ; \text{kgf / cm}^2 \dots\dots\dots(III.3)$$

On prend :

$$\sigma_{dép} = 0.3 \times 772.4 ; \text{kgf / cm}^2.$$

Alors la valeur de la résistance de déplacement est :

$$\sigma_{dép} = 231.72 \text{ kgf / cm}^2.$$

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

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

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

Où:

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

Donc :

$$I_f = 0.007 \times (772.4 + 231.72) + 0.7 \times 2.6$$

Alors :

$$I_f = 8.85$$

Classification de la roche selon le Tableau. III.1 :

Tableau III.1. Classification de la roche selon l'indice de forabilité. [27]

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 **9**

III.2.5. Détermination de la tirabilité du calcaire (qétalon) :

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

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

Où:

- σ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; kgf / cm²;
- $\sigma_{\text{dép}}$: Résistance des roches au déplacement ; kg / cm²;
- σ_{tr} : Résistance des roches à la traction ; kgf / cm².

Donc :

$$q_{\text{ét}} = 0.02 \times (772.4 + 231.72 + 77.24) + 2 \times (2.6)$$

$$q_{\text{ét}} = 26.83 \text{ g / m}^3$$

La classification des roches en fonction de la tirabilité est représentée dans le Tableau.III.2 :

Tableau III.2. Classification de la roche selon l'indice de tirabilité. [27]

Degré de tirabilité des roches	$q_{\text{ét}}$	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 **14**.

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 III.3 :

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

Type de sondeuses	Diamètre du trou [m]	If
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**) (NH_4NO_3) 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 10)

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 11)

III.3.3. Les caractéristiques techniques d'explosif :

Les 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 (Annexe 10 et 11) et voir Figure III.1.



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

III.4. Détermination de la consommation spécifique d'explosif du projet.

La formule empirique qui permet de calculer la consommation spécifique d'explosif de projet est la suivante : [27]

$$q_p = q_{ét} \times k_{ex} \times k_f \times k_d \times k_c \times k_v \times k_{sd} ; g/m^3 \dots \dots \dots (III.6)$$

Où :

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

$$q_{ét} = 26.83 g/m^3.$$

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

$$K_{ex} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} \dots \dots \dots (III.7)$$

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

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 :

$$A_{ut} = \frac{A_{anfo} \times 62.5 + A_{amar} \times 37.5}{100} ; \text{cm}^3 / 10\text{g cm}^3 \dots\dots\dots(\text{III.8})$$

Où :

- **A_{anfo}** : Aptitude au travail de l'explosif principale (Anfomil) **A_{anfo} = 300 cm³ / 10gcm³.**
- **A_{amar}** : Aptitude au travail de l'explosif d'amorçage (Marmanit III).

$$A_{amar} = 360 \text{ cm}^3 / 10\text{g cm}^3.$$

Donc :

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

$$A_{ut} = 322.5 ; \text{cm}^3 / 10\text{g cm}^3.$$

$$K_{ex} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} = \frac{360}{322.5} = 1.12$$

➤ **K_f** : Coefficient qui tient compte de la fissuration d'explosif.

$$K_f = 1.2 \times l_m + 0.2 \dots\dots\dots(\text{III.9})$$

- **l_m** : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

➤ La valeur moyenne entre 02 fissures, est estimée à **1.2 m**.

Donc :

$$K_f = 1.2 \times 1.2 + 0.2 = 1.64$$

➤ **K_d** : Coefficient qui tient compte de la valeur maximum admissible du morceau abattu.

$$K_d = \frac{0.5}{d_{moy}} \dots\dots\dots(\text{III.10})$$

Avec: **d_{moy} = 0.17 ³√E , m**

➤ **E** = Capacité du Godet est égale 8 m³

Donc :

$$K_d = \frac{0.5}{0.34} = 1.47$$

➤ **K_c** : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge.

Pour les trous du diamètre >100mm, K_c sera égale respectivement :

- Pour les roches à tirabilité facile, K_c = (0.95 à 1.0) ;
- Pour les roches à tirabilité moyenne, K_c = (0.85 à 0.9) ;
- Pour les roches à tirabilité difficile, K_c = (0.7 à 0.8) ;

Dans notre cas, la tirabilité des roches est difficile, on prend **K_c = 0.8**

➤ **K_v** : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H \cdot gr}} \dots\dots\dots (III.11)$$

Dans ce projet on va prendre l'ordre de gradin à **15 m**.

Donc :

$$K_v = \sqrt[3]{15/15} = 1$$

K_{sd} : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées du massif tiré.

(Tableau III.4)

Tableau III.4. Valeur de Ksd dépend le nombre de surface libre. [27]

Nombre de surface	K _{sd}
6	1
5	2
4	4
3	6
2	8
1	10

- Pour notre cas, on a trois surfaces libres alors **k_{sd} = 6**

Donc :

$$q_p = 27.29 \cdot 1.12 \cdot 1.64 \cdot 1.47 \cdot 0.8 \cdot 1 \cdot 6 = 347.73 \text{ g/m}^3$$

$$q_p = 0.347 \approx 0.35$$

$$q_p = 0.35 \text{ kg/m}^3$$

III.5. Plan de tir utilisé dans la carrière Ain El Kebira. (voir tableau III.5.)

- Hauteur du gradin (m). **15**
- Diamètre du trou (m). **0.11**
- Angle de forage. **80°/horiz.**

Tableau III.5. Les paramètres de plan de tir de gisement calcaire de djebel Medjounes mois de mai 2022.

Paramètres	Désignations	Unités	Valeurs
Diamètre du trou	D_{tr}	mm	110
Hauteur du gradin	H_{gr}	m	15
Inclinaison du trou	B	°	80
Masse volumique des roches	γ	t/ m ³	2.6
Banquette pratique	B_p	m	3.9
Distance entre deux trous	E	m	3.8
Distance entre deux rangés	b	m	3.96
Longueur d'excès de forage	L_s	m	1.16
Longueur du trou	L_{tr}	m	16.41
Chargement explosif de pied	C_p	Kg/m	6.57
Hauteur de charge de pied	L_p	m	5.02
Poids de la charge de pied	Q_p	Kg	32.95
Longueur de bourrage	L_b	m	3.86
Charge d'explosif de colonne	C_c	Kg/m	7.94
Hauteur de charge de colonne	L_c	m	7.53
Poids de la charge de colonne	Q_c	Kg	59.77
Quantité d'explosif nécessaire dans un trou	Q_{trou}	Kg/trou	92.72
Consommation spécifique d'explosif	Q	Kg/ m ³	0.35
Longueur de la charge explosive	L_{ch}	m	12.55
Quantité d'explosif totale	Q_{tot}	Kg	3523
Volume abattu par trou	V_{tr}	m ³	222.3
Nombre de trou par volée	N_{tr}	Trous	38
Longueur totale foré dans un bloc à abattre	$L_{t.f}$	m	623.58
Volume du bloc à abattre par tir	V_{bl}	m ³	9501
Surface du bloc à abattre par tir	S_{bl}	m ²	633.4
Largeur d'enlevure	A	m	7.86
Longueur du bloc à abattre par tir	L_{bl}	m	80.58

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

(Voir L'Annexe 12)

Parmi les principales causes qui provoquent le taux élevé des hors-gabarits, on peut citer : [15]

- 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 ;
- Petite hauteur du gradin.

❖ **La fissuration naturelle :**

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

Donc la fissuration et la stratification du massif influent considérablement sur l'efficacité du choix des schémas de tir. Dans les conditions de la carrière d'Ain -El-Kebira on ne considère pas à sa juste valeur, l'influence de l'état naturel du massif et de la granulométrie des roches tirées sur le rendement des engins miniers, de chargement, de transport et de concassage. L'importance pratique de l'étude de la fissuration, dans les conditions de notre carrière et d'autre, consiste à la détermination de la densité de fissure, leurs directions et pendage qui sont des paramètres très importants lors l'élaboration des plans de tir permettant une exploitation optimale des gisements.

❖ **La fissuration engendrée par le tir :**

Sur la surface du massif, lors du tir, se forment 03 zones de déformation : [23]

* **Zone de grandes fissures :** la stratification influe considérablement sur la largeur de la zone de grandes fissures et pour le cas d'Ain -El-Kebira, la formation de cette zone est d'habitude, le résultat d'un schéma de tir mal choisi, d'un mauvais calcul de la ligne de moindre résistance, de la durée de retard, du potentiel énergétique de l'explosif etc.

* **Zone de vibrations :** après chaque tir, au niveau du front, on constate une fissuration de la partie supérieure du gradin due à la vibration de la charge détonant .Il en résulte un bloc fissuré et divisé en gros blocs superposés, ce qui entraîne leur chute au moment des tirs ultérieurs.

* **Zone d'oscillation,** qui provoque un déplacement de terrain causant un effet négatif sur le plan de tir.

❖ **Types de fissures et ceux existantes dans la carrière d'Ain -El-Kebira :**

La présence des fissures dans le massif conditionne la formation des mailles de différentes formes dont leurs dimensions dépendent du degré de fissuration du massif rocheux. En fonction des conditions de formation, on distingue les types de fissures suivantes :

- Les fissures formées à la suite du déplacement tectonique des roches minières et qui se distinguent par leur degré d'orientation et leur présentation suivant la direction et le

pendage. Les plus caractéristiques sont les systèmes de fissures verticales, transversales orientées à travers la direction des couches, ces fissures s'étendent sur une distance de plus de 4m.

- Les fissures apparaissant dans les roches minières suivant les plans de stratification à la suite des irrégularités selon la composition et la structure sous l'influence de la pression de roches supérieures.
- Les fissures apparaissant dans les roches à la suite du changement de leur volume, de la recristallisation ou du changement de la composition chimique et qui forment des mailles sous forme de piliers, d'habitude perpendiculaire à la surface. Les fissures de ces piliers dépendent de la puissance des couches et atteignent quelques mètres.

L'efficacité de la destruction des roches fissurées se détermine, non seulement par les paramètres d'abattage, mais encore par la relation entre ces paramètres et les dimensions des différents blocs formant le massif.

➤ **Zone de fragmentation des massifs fissurés à l'explosif :**

Le massif des roches minières est affecté par différentes formes de fissures. Ces dernières naissent lors de la formation des roches minières (fissures génétiques), dans le processus de déplacement successif de grands volumes du massif (principalement les travaux de tir). Les fissures de ce dernier type se distinguent par les indices suivants :

Fissures de fracture non remplies par les matériaux, leur répartition se limite, comme règle, par une seule surface libre du massif. Dans les carrières, il arrive de tirer dans la plus part des cas des roches de différents degrés de fissurité.

Les fissures provoquent une influence sur la répartition de l'énergie du tir, localisent la destruction des mailles situées autour de la charge et sur de grandes distances. Les mailles peuvent se détruire par le choc entre-elles.

Plus la dimension du bloc à tirer et le diamètre du trou sont grands, plus la répartition de l'énergie dans le massif est régulière et plus la quantité en % des mailles se détruisent par leur interaction mécanique.

➤ **Quantité d'explosif dans un trou :**

Les roches de dureté moyenne et dures nécessitent les travaux de forage et de tir. Pour cela, il faut que la consommation d'explosif soit suffisante pour la fragmentation complète

des roches et l'obtention d'un tas de roches de granulométrie souhaitée. A la carrière d'Ain -El-Kebira, la quantité d'explosif utilisé est de 92.72 kg pour un trou de 16.41 m.

➤ **Type d'explosif :**

A la carrière d'Ain -El-Kébira, les types d'explosifs utilisés sont la Marmanit III pour la charge d'amorçage et l'Anfomil pour la charge principale.

La construction de la charge étant continue, peut être considérée parmi les causes conditionnant la provenance des blocs hors- gabarits. Ce résultat s'explique par le fait la zone de fragmentation réglée se concentre uniquement autour de la charge et n'englobe pas la partie supérieure du trou occupée par le bourrage (de grande longueur).

➤ **Paramètres de la maille :**

Leur mauvais calcul provoque des blocs hors-gabarits, par exemple : (la distance entre deux trous) qui doit être la même entre tous les trous. Dans la carrière d'Ain -El-Kebira, la maille est presque réglementaire sauf que la distance qui varie d'un trou à un autre à cause de l'irrégularité du massif due au tir précédent.

Le taux de participation de provenance des blocs hors-gabarits est représenté dans le Tableau III.6.

Tableau III.6. Différentes causes de provenance des blocs hors-gabarits. [15]

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

III.7.Débitage secondaire.

III.7.1. Débitage secondaire au niveau de la carrière :

Après avoir effectué le tir dans la carrière, une partie des roches abattue présente des blocs dont les dimensions ne sont pas admissibles dans la trémie du concasseur (largeur de l'ouverture de notre concasseur est 1200 mm), ces morceaux sont des hors gabarit. [22]

Afin de réduire les dimensions de ces blocs on a recourt au débitage secondaire qui se fait par usage d'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 roche destiné spécialement pour ces taches. (Figure III.2)



Figure III.2. Processus du débitage secondaire.

III.8. Calcul des paramètres de tir optimal d'Ain El kebira.

III.8.1 les étapes de calcul :

Les différentes étapes du calcul d'un plan de tir font appel aux principes de base énumérés ci-après : [29]

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

III.8.2. Réalisation et analyse des résultats :

- La mise en œuvre des tirs s'effectue en respectant la réglementation en vigueur ;
- Le traitement éventuel des incidents de tirs est réalisé en fonction de règles techniques bien précises. Ces règles doivent figurer sur un cahier de prescriptions rédigé par l'exploitant ;
- L'analyse des résultats porte sur :
 - la granulométrie ;
 - le foisonnement ;
 - le découpage des fronts de taille ;
 - la qualité des surfaces d'abattage et de chargement. [29]

III.8.3. Dimensionnement d'un schéma de tir :

Pour abattre un massif à l'explosif, on réalise un ensemble de trous des mines ; dont les paramètres géométriques et les paramètres de chargement qui interviennent sont ainsi définis :

- Le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sa hauteur, son inclinaison et sa régularité ;
- Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette ;
- L'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- la maille qui définit le couple banquette-espacement ;
- L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forcer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par surforation ;
- L'explosif placé en fond de trou est désigné par la charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante.
- Un bourrage placé soit entre deux charges et en haut dans le cas d'une charge discontinue, soit en haut de trou pour une charge continue ;
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans le quel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.

L'ensemble de ces paramètres constitue un schéma de tir, on peut les illustrer sur la Figure III.3.

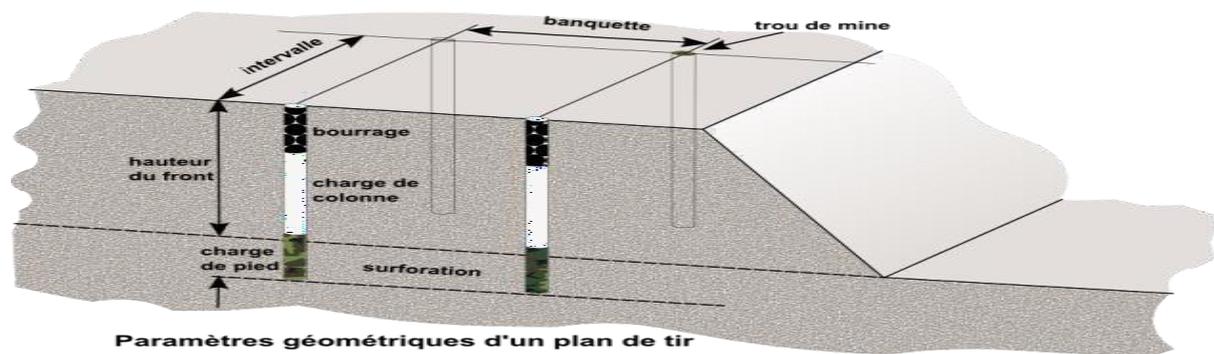


Figure III.3. Les paramètres géométriques constituant un schéma de tir. [25]

Données de départ :

- Hauteur du gradin : $H_g = 15 \text{ m.}$
- Diamètre du trou : $D_{tr} = 110 \text{ mm.}$
- Angle d'inclinaison du trou : $\beta = 80^\circ.$
- Masse volumique des roches : $\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3.$

- Dureté de la roche : $f = 7.724$.
- Nombre de rangée : $n = 2$.
- Rapport de la maille : $E/B = 1.25$.
- la consommation spécifique d'explosif : $q_p = 0.35 \text{ (kg/m}^3\text{)}$.

III.8.4. Les règles de Langefors :

La formule de Langefors est une formule semi empirique permet de calculer la valeur théorique de la banquette à abattre (B_{th}) à partir de cinq paramètres et d'une constante. Cette formule n'est applicable qu'à des tirs de mines parallèles à leur surface de dégagement. Elle s'écrit :

$$B_{th} = 1.08 \times \sqrt{\frac{S \times C_p}{C_{in} \times C \times E/B}} \quad ; m$$

Avec:

- **1.08** : Constant de Langefors ;
- B_{th} : la banquette théorique ;
- **S** : Le coefficient d'énergie ;
- C_p : La charge linéaire : kg/m ;
- C_{in} : Le coefficient d'inclinaison ;
- **C** : La résistance au tirage ;
- **E** : l'espacement entre les trous ;
- **E/B** : Le rapport de maille.

Elle présente l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessité des moyens de calculs puissants ce qui n'est pas le cas de certains logiciels faisant appel à des routines mathématiques telles que le calcul par éléments finis ou par itérations. Nous analysons ci- après les divers paramètres de cette formule. [30]

D'après Langefors, si B est l'épaisseur de la banquette à abattre la meilleure répartition des charges en terrain homogène sont illustrée sur la Figure III.4 :

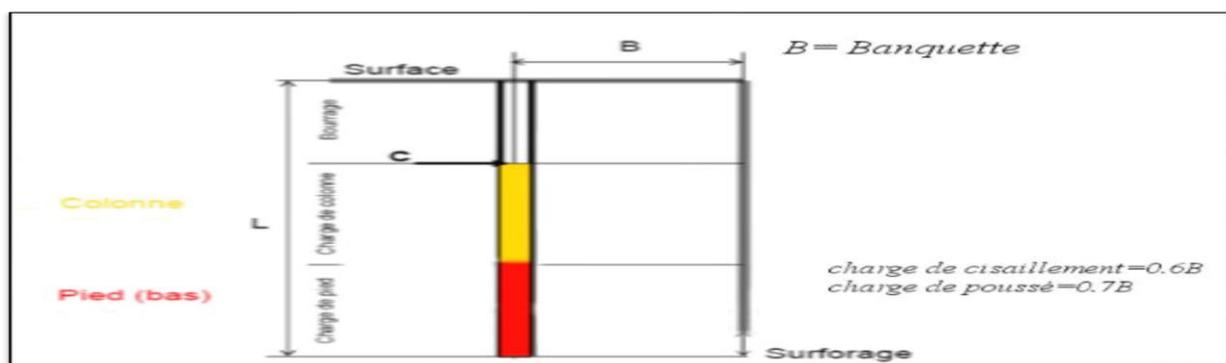


Figure III.4. Schéma représentatif des paramètres de Langefors. [25]

- La charge de cisaillement = $0.6 B_{th}$
- La charge de poussé = $0.7 B_{th}$
- La longueur de bourrage finale en C est égale à B_p .

L'énergie nécessaire pour l'abattage d'un gradin décroît du bas vers le haut.

En pied du gradin, la charge de cisaillement doit fournir un travail important, il faut cisailier la base du gradin et dégager les matériaux vers l'avant. La hauteur optimale de cette charge doit être de $0.6 B_{th}$, soit une sur profondeur maximale de $0.3 B_{th}$.

Langefors a démontré que tout explosif placé en dessous de cette limite a une efficacité pratiquement nulle. [30]

1. Choix de l'explosif :

Dans le calcul des paramètres du plan de tir que nous proposons pour la carrière d'Ain EL kebira, nous prendrons en considération les deux types d'explosifs utilisés :

- Marmanit III de diamètre 80mm comme une charge de cisaillement.
- Anfomil en vrac comme charge de poussée.

2. Le coefficient d'énergie (S) :

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

La banquette à abattre croît comme la Racine carrée de l'énergie.

(Poids d'explosif × énergie unitaire) développée par le ou les explosifs qui ont été retenus pour la charge de pied.

On a :

- $S_{\text{Marmanit III}} = 0.75$.
- $S_{\text{Anfomil}} = 0.81$.

Donc selon Langefors la charge de pied est constituée d'une charge de cisaillement = 0.75 multiple 0.6 et d'une charge de poussée de $S = 0.81$ multiple 0.7.

Le S à prendre en compte est :

$$S = [(0.75 \times 0.6) + (0.81 \times 0.7)] / 1.3$$

$$S = 0.78.$$

3. Le coefficient d'inclinaison (C_{in}) :

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

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

- Le coefficient C_{in} est fonction de l'angle que fait le front avec la verticale.
- Pour des angles (β) comprise entre 0° et 45° , les valeurs de C_{in} (voir Tableau.III.7.) :

Tableau. III.7. Variation du coefficient d'inclinaison en fonction de l'angle d'inclinaison des trous.

Inclinaison du trou, β ($^\circ$)	0	10	20	30	45
Coefficient	1	0.95	0.9	0.83	0.85

Alors pour $\beta = 10^\circ$.

Donc : $C_{in} = 0.95$.

4. Résistance au tirage (C) :

Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain Homogène, le coefficient de résistance au tirage est de Tableau. III.8 :

Tableau. III.8. Résistance au tirage de quelques roches.

Roche	C (kg/m^3)
Basalte	0.33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen a dur	0.35 ÷ 0.4
Diorite	0.45
Granite dur	0.45
Grés fin	0.4
Quartzite pate fine	0.53
Quartzite facture	0.3

Pour Calcaire moyen a dur (notre cas) on prend la valeur de :

$$C = c + 0.05$$

$$C = 0.35 + 0.05$$

$$C = 0.4 \text{ kg/m}^3$$

5. Le rapport de maille (E / B) :

Les calculs proposés par Langefors et Kihlström font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquette, rapport E/B. Ils conseillent de le prendre compris entre 1 et 1.5.

- Pour notre calcul, la valeur de 1.25 a été choisie.

6. La charge linéaire de pied (Cp) :

C'est la quantité d'explosif par mètre linéaire de trou.

Pour les explosifs livrés en vrac, cette quantité se calcule en multipliant le volume d'un mètre de trou par la densité du produit.

Pour les produits livrés en cartouches, on calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trous. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche [30].

❖ Coefficient de tassement à appliquer (K_t) :

- 1,06 à 1,08 Explosif à faible consistance (gel, émulsion) ;
- 1,04 à 1,06 Explosif à consistance moyenne (Dynamite Gomme) ;
- **1,02 à 1,04** Explosif à consistance dure (**Explosifs pulvérulents ou nitrés**).

La banquette du front à abattre croît comme la racine carrée du produit $S \times C_p$.

Comme pour le coefficient d'énergie S.

L'utilisation d'explosif de nature différente dans la charge de pied nécessite une pondération des charges linéaires afin d'obtenir un C_p moyen.

a. La charge linéaire de Marmanite III (Cp M_{III}) :

On calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trou. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche. [30]

Le coefficient de tassement de Marmanite III est **1.04**.

Alors :

$$C_{p \text{ MIII}} = (1000 \text{ mm} / \text{longueur de cartouche}) \times \text{poids de cartouche} \times \text{coefficient de tassement}$$

$$\text{Kg/m.}$$

$$C_{p \text{ MIII}} = (1000 / 500) \times 2.5 \times 1.04$$

$$C_{p \text{ MIII}} = 5.2 \text{ Kg/m.}$$

b. La charge linéaire de L'Anfomil (Cp Anfo) :

L'Anfomil est un explosif livré en vrac donc on calcule Cp Anfo par la méthode suivante :

- Volume d'un mètre de trou \times la densité du produit
- Le diamètre de trou est de 110mm donc :

$$C_{p \text{ Anfo}} = ((0.11^2 \times 3.14) / 4) \times 850 = \mathbf{8.07 \text{ Kg/m.}}$$

c. La charge linéaire moyenne (Cpm) :

La charge de pied occupe 1.3 B_{th}

Elle est constituée d'une charge de cisaillement de $C_{p \text{ MIII}} = \mathbf{5.2 \text{ kg/m}}$ sur 0.6 B_{th} et d'une charge de poussé de $C_{p \text{ Anfo}} = \mathbf{8.07 \text{ kg/m}}$ sur 0.7 B_{th} .

Le C_{pm} à prendre en compte est :

$$C_{pm} = [(5.2 \times 0.6) + (8.07 \times 0.7)] / 1.3 = \mathbf{6.75 \text{ Kg/m.}}$$

✓ **Les paramètres calculés d'après Langefors :** (voir tableau.III.9.)

Tableau.III.9. Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors.

Les paramètres de Langefors	Valeur
Coefficient d'énergie S	0.78
La charge linéaire C_{pm} (Kg/m)	6.75
Coefficient d'inclinaison C_{in}	0.95
Résistance au tirage C	0.4
La maille E/B	1.25
Constant de Langefors	1.08

III.8.4.1. banquette théorique.

$$B_{th} = 1.08 \times \sqrt{\frac{0.78 \times 6.75}{0.4 \times 0.95 \times 1.25}} ; [\text{m}]$$

$$B_{th} = 3.6 \text{ m.}$$

III.8.4.2. Banquette pratique (Bp) :

La Banquette pratique trouvée par la formule suivante :

$$B_p = B_{th} - F ; [\text{m}]$$

Où :

- **F** : Les erreurs de foration.

$$F = 0.05 + 0.03 \times H_g ; [m]$$

$$F = 0.05 + 0.03 \times 15$$

$$F = 0.5 \text{ m.}$$

- **B_p**: Banquette pratique, (m).
- **H_{gr}** : hauteur de gradin, (m).

Donc :

$$B_p = 3.6 - 0.5$$

$$B_p = 3.1 \text{ m.}$$

III.8.4.3. Calcul de la banquette à porter sur le terrain (b) :

La formule de Langefors permet de calculer la distance la plus courte entre le premier range de trous et le front d'abattage.

Lors du report sur le terrain, il convient de prendre en compte l'inclinaison des trous, représentée par l'angle β .

$$b = B_p / \sin (\beta) = 3.1 / \sin (80^\circ)$$

$$b = 3.15 \text{ m.}$$

III.8.4.4. La longueur de sous-foration (L_s) :

La profondeur de sur- forage est donnée par la formule suivante :

$$L_s = 0.3 \times B_{th} ; [m].$$

Donc :

$$L_s = 0.3 \times 3.6$$

$$L_s = 1.08 \text{ m.}$$

III.8.4.5. La longueur du trou incliné (L_{tr}) :

Dans notre cas nous avons des trous inclinés, alors la profondeur de trou est donné par la formule suivante :

$$L_{tr} = \frac{Hg}{\cos \beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) \times L_s ; m$$

$$L_{tr} = \frac{15}{\cos(10)} + \left(1 - \frac{10}{100}\right) \times 1.08$$

$$L_{tr} = 16.20 m$$

III.8.4.6. Détermination de l'espacement (E) :

La maille E×B est directement proportionnelle à l'énergie volumique présente dans le trou de forage. Cette grandeur exerce une influence significative sur le résultat du tir, car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif rocheux et l'état du tas de matériaux après le tir. De plus, elle a un impact sur l'état du front de taille après le tir ainsi que sur la formation éventuelle de profils irréguliers. Un rapport E/B plus faible entraîne des dimensions de blocs plus importantes dans le tas, mais également une surface frontale plus lisse.

- Langefors conseille : $1 \geq E/B \leq 1.5$

$$E = 1.25 \times B_p [m]$$

$$E = 1.25 \times B_p = 1.25 \times 3.1$$

$$E = 3.88 m.$$

III.8.4.7. La hauteur du bourrage (L_b) :

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

$$L_b = B_p.$$

$$L_b = 3.1 m.$$

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

III.8.4.8. Calcul des charges :

Après le calcul de la banquette pratique B_p et les différentes charges linéaires on calcule la hauteur de chargement et le poids d'explosif pour chacune des charges définies précédemment.

❖ Charge de pied :

Dans la carrière d'Ain El Kebira on utilise le Marmanit III et l'Anfomil.

✓ Charge de cisaillement : Marmanit III.

* Diamètre de la cartouche : **80 mm.** * Longueur de cartouche : **500 mm.**

* Poids de la cartouche : **2.5 Kg.** * La charge linéaire : **5.2 Kg/m.**

✓ Charge de poussée : Anfomil.

* Poids du sac : 25 Kg.

* La charge linéaire : 8.07 Kg/m.

$$Q_{\text{charge pied}} = Q_{\text{cisaillement}} + Q_{\text{poussée.}}$$

✓ Charge de cisaillement :

$$Q_{\text{cisaillement}} = 0.6 \times B_{th} \times C_{p M III}$$

$$Q_{\text{cisaillement}} = 0.6 \times 3.6 \times 5.2$$

$$Q_{\text{cisaillement}} = 11.23 \text{ Kg.}$$

• Le nombre de cartouche.

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

$$N_{\text{car}} = \frac{Q_{\text{cisaillement}}}{P_{\text{car}}} \dots\dots\dots \text{cartouches;}$$

$$\frac{11.23}{2.5} = 4.49 \approx 5 \text{ cartouches.}$$

✓ **La hauteur de la charge de cisaillement avec 5 cartouches :**

Dans la carrière d'Ain El Kebira on utilise Marmanit_{III} en cartouche de diamètre de 800 mm

$$L_{\text{ch cisaillement}} = \frac{N_{\text{car}} \cdot L_{\text{car}}}{K_t} \dots\dots\dots \text{ m};$$

K_t : Coefficient de tassement = 1.04.

$$(5 \times 0.5) / 1.04 = 2.4 \text{ m}$$

• **Charge de poussée :**

$$Q_{\text{poussée}} = 0.7 \times B_{\text{th}} \times C_p \text{ Anfo}$$

$$Q_{\text{poussée}} = 0.7 \times 3.6 \times 8.07$$

$$Q_{\text{poussée}} = 20.34 \text{ Kg.}$$

$$\text{Nombre de sac : } 20.34 / 25 = 0.81 \approx 1 \text{ sac.}$$

❖ **La hauteur de la charge de poussée avec un sac de 25 kg :**

$$20.34 / 8.07 = 2.52 \text{ m}$$

Vérification : La hauteur de la charge de pied avec 6 cartouches de Marmanit_{III} et 21.18 Kg d'Anfomil :

$$L_{\text{pied}} = 2.4 + 2.52 = 4.92 \text{ m.}$$

✓ **La hauteur théorique : $1.3 \times 3.6 = 4.68 \text{ m}$**

Donc la charge de pied est :

$$Q_{\text{charge pied}} = Q_{\text{cisaillement}} + Q_{\text{poussé}}$$

$$Q_{\text{charge pied}} = 11.23 + 20.34$$

$$Q_{\text{charge pied}} = 31.57 \text{ kg.}$$

❖ **Charge de colonne :**

L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire en pied.

La diminution de l'énergie en colonne peut se faire de trois façons :

- en utilisant un explosif moins puissant que ceux utilisés en pied ;
- en intercalant des bourrages intermédiaires dans un explosif de même puissance qu'en pied ;

- en combinant les deux solutions précédentes.

Comme les explosifs les moins puissants sont les moins chers, la première solution est généralement préférable.

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

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

L'apparition de nouveaux produits a obligé les professionnels à utiliser des coefficients de remplissage adaptés aux explosifs plus récents au fur et à mesure de leur apparition sur le marché [30]. (Tableau III.10)

Tableau III.10. Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif. [30]

Coefficient de remplissage	
Dynamite	0,38 à 0,45
Nitrates	0,40 à 0,60
Gel et Emulsions	0,50 à 0,70
Nitrate fioul	0,60 à 1,00

On calcul la charge de colonne selon 2 cas (explosif en vrac et explosif encartouché).

Cas n° 1: explosif livré en vrac :

$$Q_{\text{colonne}} = L_{\text{colonne}} \times K_{re} \times C_c \quad ; \text{ kg}$$

$$L_{\text{colonne}} = L_{\text{trou}} - (L_b + L_{\text{pied}}) \quad ; \text{ m}$$

Cas n° 2: explosif en cartouche :

$$Q_{\text{colonne}} = \frac{L_{\text{colonne}} \times K_{re} \times C_{\text{colonne}}}{P_{\text{cartouche}}} \quad ; \text{ Kg}$$

Application: Dans la charge de colonne au niveau de la carrière Ain-kebira on utilise l'ANFOMIL c'est un explosif en vrac donc pour calculer la charge de colonne on utilise la loi du 1^{er} cas et On prend $K_{re} = 1$

✓ La longueur de la charge de colonne (Lc)

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

$$L_{\text{colonne}} = L_{\text{trou}} - (L_{\text{pied}} + L_b) ; \text{ m.}$$

$$L_{\text{colonne}} = 16.20 - (4.68 + 3.1).$$

$$L_{\text{colonne}} = \mathbf{8.42 \text{ m.}}$$

✓ Charge de colone :

$$Q_{\text{colonnes}} = L_{\text{colonne}} \times K_{\text{re}} \times C_{\text{c moy}}$$

- K_{re} : le coefficient de remplissage retenue est de 1.
- $C_{\text{p moy}}$: la charge lineaire moyenne de l'ANFOMIL et Marmanit III

$$Q_c = 8.42 \times 1 \times 8.07$$

$$Q_c = \mathbf{67.95 \text{ Kg.}}$$

III.8.4.9. La Quantité d'explosifs dans un trou (Qtrou).

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

$$Q_{\text{tr u}} = Q_c + Q_p.$$

$$Q_{\text{trou}} = 67.95 + 31.57$$

$$Q_{\text{trou}} = \mathbf{99.52 \text{ Kg.}}$$

III.8.4.10. Volume de roche abattu par un trou (Vtr).

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

$$V_{\text{tr}} = E * B * H_{\text{gr}}, \text{ m}^3/\text{trou}$$

E: Espacement.

B: Banquette.

$$V_{\text{tr}} = 3.1 \times 3.88 \times 15$$

$$V_{\text{tr}} = \mathbf{180.42 \text{ m}^3/\text{trou.}}$$

III.8.4.11. Quantité d'explosif totale dans un bloc.

La quantité d'explosif total dans un bloc est définie par la formule suivante :

$$Q_{\text{tot}} = q \times \left(\frac{P_{\text{an}}}{N \left(\frac{\text{tir}}{\text{mois}} \right) \times N_{\text{m}} \times \rho} \right); \text{ kg}$$

$$Q_{\text{tot}} = 0.35 \times \left(\frac{2000000}{7 \times 12 \times 2.6} \right)$$

$$Q_{\text{tot}} = \mathbf{3205.13 \text{ kg.}}$$

III.8.4.12. Nombre de trous nécessaire.

Le nombre de trou est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{Q_{tot}}{Q_{trou}} ; \text{trous}$$

$$N_{tr} = \frac{3205.13}{99.52} ;$$

$$N_{tr} = 32.2 \approx 32 \text{ trous.}$$

III.8.4.13. Longueur totale foré :

La longueur totale forée est déterminé par la formule suivante :

$$L_{tf} = N_{tr} \times L_{tr} ; [m].$$

Donc :

$$L_{tf} = 32 \times 16.20;$$

$$L_{tf} = 518.4 \text{ m.}$$

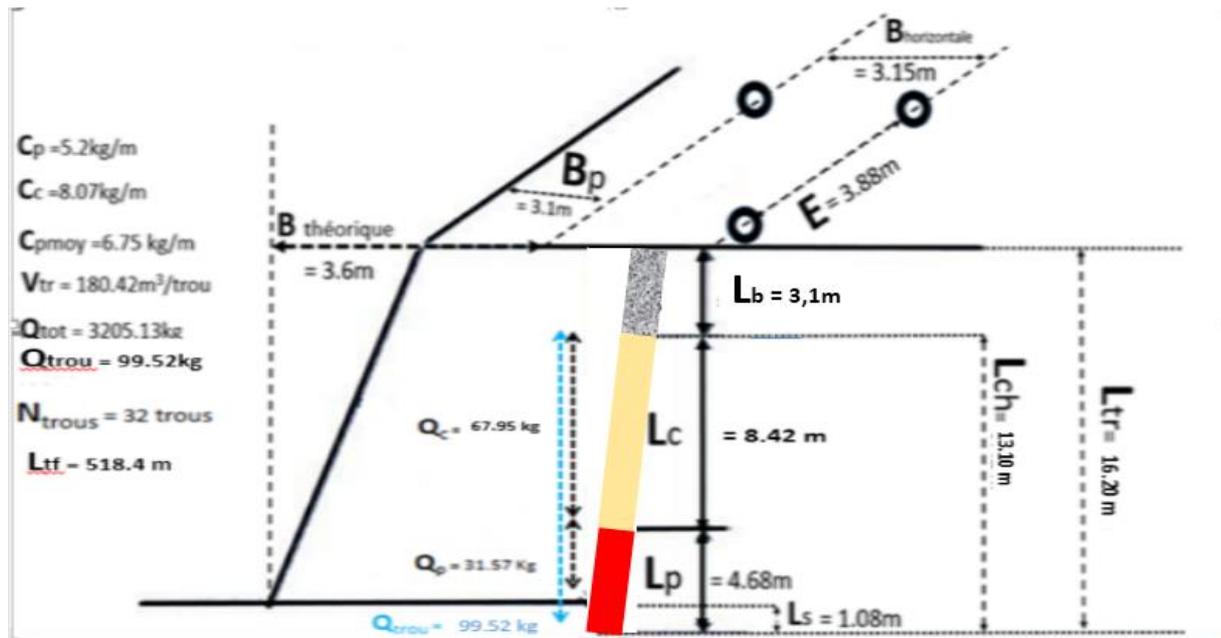


Figure III.5. Schéma d'un plan de tir.

Tableau III.11. paramètres de plan de tir dans la carrière d'Ain el Kebira et paramètres calculé par la méthode Langefors.

Paramètres	Désignations	Unités	Valeurs
Diamètre du trou	D _{tr}	mm	110
Hauteur du gradin	H _{gr}	m	15
Inclinaison du trou	B	°	80
Poids volumique des roches	γ	t / m ³	2.6
Banquette pratique	B _p	m	3.1
Distance entre deux trous	E	m	3.88
Distance entre deux rangés	B	m	3.15

Longueur d'excès de forage	L_s	m	1.08
Longueur du trou	L_{tr}	m	16.20
Chargement explosif de fond	C_p	Kg/m	6.75
Hauteur de charge de fond	L_p	m	4.68
Poids de la charge de fond	Q_p	Kg	31.57
Longueur de bourrage	L_b	m	3.1
Charge d'explosif de colonne	C_c	Kg/m	6.75
Hauteur de charge de colonne	L_c	m	8.42
Poids de la charge de colonne	Q_c	Kg	67.95
Quantité d'explosif nécessaire dans un trou	Q_{trou}	Kg/trou	99.52
Consommation spécifique d'explosif	q	Kg/m ³	0.35
Longueur de la charge explosive	L_{ch}	m	13.1
Quantité d'explosif totale	Q_{tot}	Kg	3205.13
Volume du bloc abattu par trou	V_{tr}	m ³	180.42
Nombre de trou par volée	N_{tr}	Trous	32
Longueur totale foré dans un bloc à abattre	$L_{t.f}$	m	518.4
Volume du bloc à abattre par tir	V_{bl}	m ³	9501
Surface du bloc à abattre par tir	S_{bl}	m ²	633.4
Largeur d'enlèvement	A	m	6.25
Longueur du bloc à abattre par tir	L_{bl}	m	101.334

Tableau III.12. Comparaison entre la variante existante et la variante proposée.

Paramètres	Désignations	Unités	Valeurs existant	Valeurs Proposé
Diamètre du trou	D_{tr}	mm	110	110
Hauteur du gradin	H_{gr}	m	15	15
Inclinaison du trou	B	°	80	80
Masse volumique des roches	γ	t/m ³	2.6	2.6
Banquette pratique	B_p	m	3.9	3.1
Distance entre deux trous	E	m	3.8	3.88
Distance entre deux rangés	B	m	3.96	3.15
Longueur d'excès de forage	L_s	m	1.16	1.08
Longueur du trou	L_{tr}	m	16.41	16.20
Chargement explosif de fond	C_p	Kg/m	6.57	6.75
Hauteur de charge de fond	L_p	m	5.02	4.68
Poids de la charge de fond	Q_p	Kg	32.95	31.57
Longueur de bourrage	L_b	m	3.86	3.1
Charge d'explosif de colonne	C_c	Kg/m	7.94	6.75
Hauteur de charge de colonne	L_c	m	7.53	8.42
Poids de la charge de colonne	Q_c	Kg	59.77	67.95
Quantité d'explosif nécessaire dans un trou	Q	Kg/trou	92.72	99.52
Consommation spécifique d'explosif	Q	Kg/m ³	0.35	0.35
Longueur de la charge explosive	L_{ch}	m	12.55	13.1
Quantité d'explosif totale	Q_{tot}	Kg	3523	3205.15
Volume du bloc abattu par trou	V_{tr}	m ³	222.3	180.42
Nombre de trou par volée	N_{tr}	Trous	38	32

Longueur totale foré dans un bloc à abattre	$L_{t.f}$	m	623.58	518.4
Largeur d'enlevure	A	m	7.86	6.25
Volume du bloc à abattre par tir	V_{bl}	m^3	9501	9501
Surface du bloc à abattre par tir	S_{bl}	m^2	633.4	633.4
Longueur du bloc à abattre par tir	L_{bl}	m	80.59	101.344

III.9. Influence des différents paramètres sur la fragmentation des roches.

III.9.1. Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches :

La séquence d'initiation est définie comme étant l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les explosifs.

Au lieu de tirer toutes les mines en même temps, ce qui n'offre à chacune d'elles qu'une surface de dégagement réduite, on décale dans le temps leur départ pour que chaque mine bénéficie de la surface libre créée par la précédente (Figure III.6). [31]

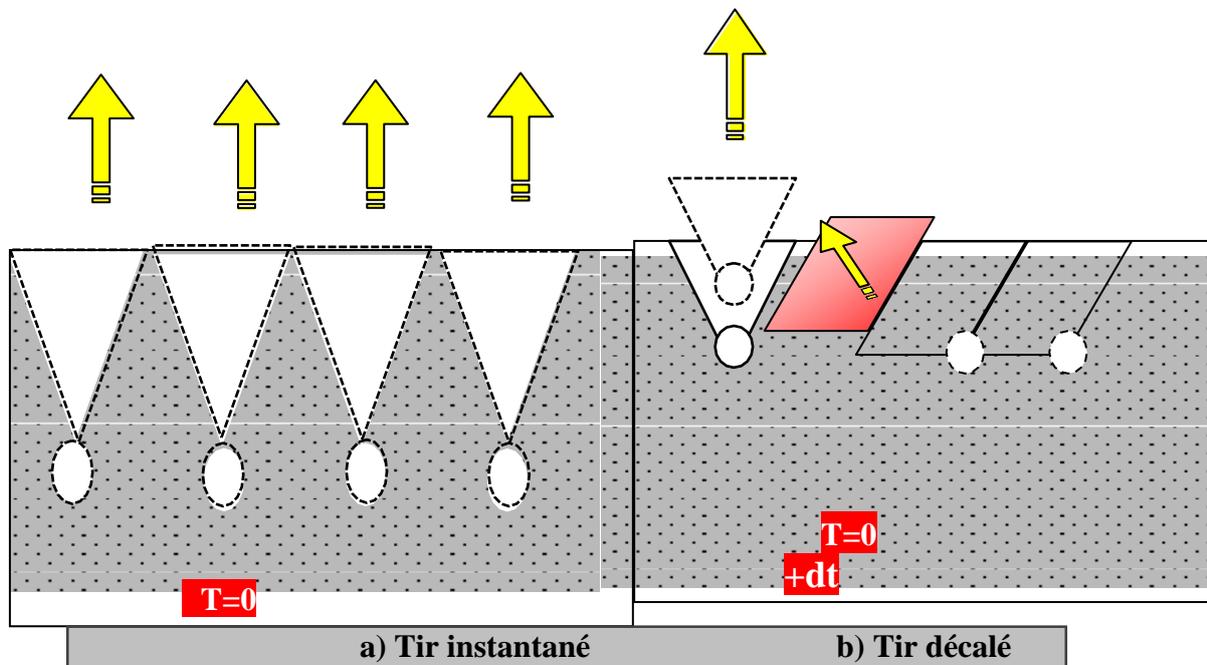


Figure III.6. Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches.

- **Dans le Cas d'un tir instantané :**

La surface libre est limitée au plan parallèle au front de taille et à celui parallèle au carreau de mine, Donc cette surface n'est pas optimale.

- **Dans le Cas d'un tir à retard :**

La surface libre inclut le plan parallèle et perpendiculaire au front de taille délimité par chaque charge. Dans ce cas la surface est optimale et Le rendement d'un tir est étroitement lié à l'existence et à l'importance des surfaces libre ou surfaces de dégagement.

III.9.2. Influence de la forme de la maille sur la qualité de la fragmentation des roches :

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.

Leur mauvais calcul provoque des blocs hors-gabarits, par exemple la distance doit être la même entre tous les trous.

- D'après les calculs des dimensions de la maille doivent être :
- ✓ La distance entre deux rangés b est de 3,15 m ;
- ✓ La banquette pratique B_p est de 3,1 m ;
- ✓ L'espacement entre les trous de foration $E = 3,88$.

Selon le plan adopté par la carrière de Ain El Kebira, les dimensions de la maille ne sont jamais respectés, selon notre calculs il faut régulariser la maille sur deux ranger de trou et de forme triangulaire rationnelle pour optimiser le rendement .On a adopté sur le plan réalisé de notre part un trou de référence, qu'il est un paramètre primordial sur n'importe quel plan de tir pour préserver les dimensions de la banquette ;c'est une chose absente sur le plan de tir adopter par la carrière.

III.9.3. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation :

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

D'habitude le tir avec une charge continue est caractérisé par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisque une charge continue fait son travail uniquement aux limites de la zone de fragmentation réglée, par contre dans la partie supérieure où l'on dispose du bourrage, on obtient souvent des morceaux hors gabarits de différentes dimensions. Dans le but d'améliorer cette fragmentation on propose d'utiliser des charges discontinues soit à l'intervalle bourrée ou à l'intervalle vide. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de fragmentation réglée augmente d'où la démission des blocs hors gabarits.

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

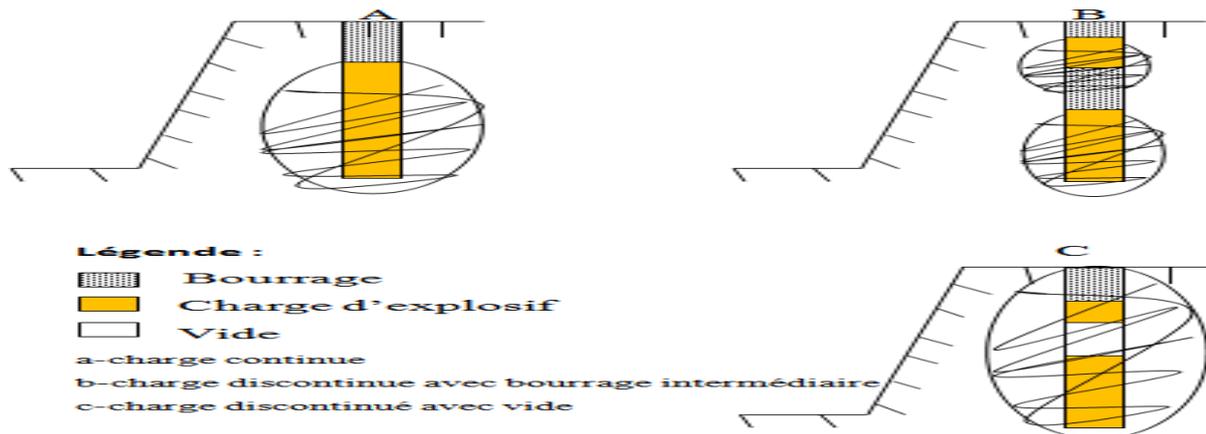


Figure III.7. Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.

La charge discontinue est rationnelle dans le cas où la longueur du trou, lors des charges continues, n'est pas entièrement utilisée. Dans les roches hétérogènes il est rationnel de répartir la charge en la disposant dans les parties du massif à grosse blocométrie.

En qualité de matériaux de bourrage on utilise la roche, l'eau ou le vide. Selon les données de certains chercheurs, la répartition des charges dans les trous au moyen du vide conditionne l'amélioration de la fragmentation de la roche comme le montre la Figure III.8.

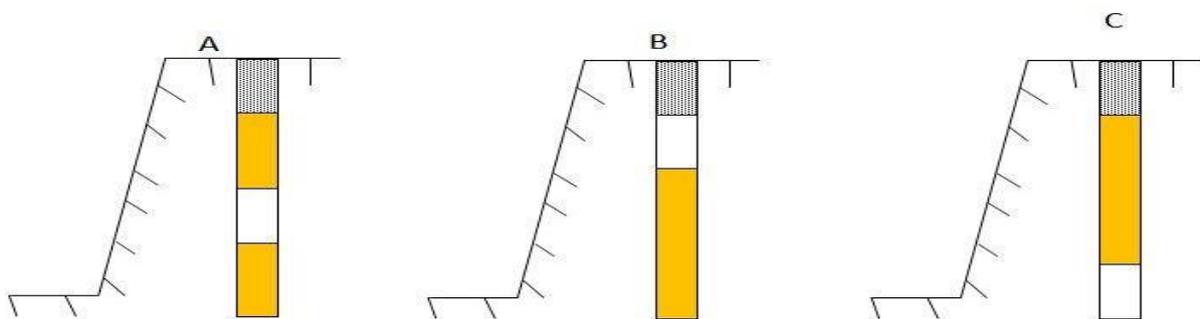


Figure III.8. Schéma des charges avec des intervalles vides.

Les intervalles vides dans les trous changent le caractère de l'action de l'explosif. Pendant le tir d'une charge continue sans intervalle vide il se produit un broyage de la roche dans la zone de fragmentation réglée suite à la haute pression des gaz formés par les produits explosif et l'expansion des ondes de contraintes avec une grande amplitude. Quant à la zone de fragmentation non réglée, il se transmet relativement moins de quantité d'énergie ce qui rend la fragmentation moins intensive dans cette zone.

- **En créant des intervalles vides, on peut réduire :**

La densité de l'explosif dans les trous et la pression du tir sur les limites des charges

Réduire le sur broyages de la roche à proximité de la charge et augmenté le temps de l'action active du tir sur le milieu. Les gaz du tir de la partie supérieure compriment les gaz formés

par les produits de la partie inférieure en augmentant, de cette manière, le temps de l'action du tir sur le massif.

III.10. Modèles classiques de prédiction de la fragmentation des roches.

La plupart des modèles d'études de la fragmentation du tir emploie la dimension moyenne des fragments X50 (dimension correspondant à fragments passants à travers un Prédiction et analyse des plans de tir en vue de l'amélioration de la fragmentation des roches crible d'ouverture connue).

Dans l'état actuel, tous les modèles utilisés dans l'industrie minière sont basés sur le modèle de Kuz-Ram. [32]

III.10.1. Modèle de Kuz-Ram :

Cunningham a proposé une combinaison entre les équations de Kuznetsov et Rosin-Rammler, ceci est connu sous le nom du modèle de Kuz-Ram.

Le modèle de Kuz-Ram a été utilisé par beaucoup des ingénieurs de mine pour prédire la fragmentation des roches résultant de tir.

Au fur et à mesure du développement de la science, et beaucoup de chercheurs ont essayés d'améliorer ce modèle de Kuz-Ram pour la prédiction de fragmentation, parmi eux on cite : Cunningham, 1983 et 1987. [33], [34], [35]

III.10.2. Taille moyenne des fragments :

En 1973, Kuznetsov a développé une équation empirique qui relie la taille moyenne des fragments issus d'un tir X50 et charge spécifique d'explosif appliquée en fonction du type de roche et d'explosif. [29]

L'équation de Kuznetsov est donnée sous la forme :

$$X_{50} = A * \left(\frac{v_{tr}}{Q_{tr}}\right)^{0.8} * Q_{tr}^{1/6}; \text{ (cm) } \dots \dots \dots \text{ (III.12)}$$

- X_{50} : la taille moyenne des fragments en cm.
- V_{tr} : volume des roches abattues par un trou de mine tiré ($V_{tr} = W \times a \times H_{gr}$) en m^3/trou .
- Q_{tr} : Masse de TNT contenant l'équivalent d'énergie de la charge explosive dans chaque trou en (kg).
- A : Rock Mass Factor (facteur de la masse rocheuse).

Le Tableau III.13 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. [29]

Facteur de la masserocheuse 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 :

$$X_{50} = A * \left(\frac{v_{tr}}{Q_{tr}}\right)^{0.8} * Q_{tr}^{1/6} * \left(\frac{E}{115}\right)^{-19/30}; (cm) \dots \dots \dots (III.13)$$

Prédiction et analyse des plans de tir en vue de l'amélioration de la fragmentation des roches

Avec :

- 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 de l'ANFO = 100%.

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n}\right)^2 * RWS; \% \dots \dots \dots (III.14)$$

Avec :

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

On introduisant la charge spécifique, l'équation deviendra :

$$X_{50} = A(K)^{0.8} * Q_{tr}^{1/6} * \left(\frac{E}{115}\right)^{-19/30}; (cm) \dots \dots \dots (III.15)$$

Avec :

- K : la charge spécifique d'explosif en kg/m³.

L'équation de K est donnée par :

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

La taille moyenne des fragments (X50) en fonction de la charge spécifique de l'explosif (K) est donnée par la formule suivante :

$$K = \left(\frac{A}{X_{50}} * Q_{tr}^{1/6} * \left(\frac{115}{E} \right)^{19/30} \right)^{1.25} ; \text{ (kg/m) } \dots\dots\dots \text{ (III.16)}$$

III.10.3. Indice d’uniformité :

L’indice d’uniformité est un indice sert à l’interprétation de la distribution granulométrique résultante de la conception initiale d’un tir.

Dans ce sens, Cunningham (1983,1987), [33], [34] a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler (1979), [36] 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), [36] est donnée sous la forme :

$$R = \exp \left(-\frac{X}{X_c} \right)^n ; \% \dots\dots\dots \text{ (III.17)}$$

La formule peut s’écrit aussi en fonction de pourcentages des fragments P(x) sous la forme :

$$P(x) = 100 * (1 - R) = \left(\exp \left(-\frac{X}{X_c} \right)^n \right) ; \% \dots\dots\dots \text{ (III.18)}$$

- 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
- Prédiction et analyse des plans de tir en vue de l’amélioration de la fragmentation des roches 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 :

$$X_c = \frac{X}{\left(\ln \frac{1}{R} \right)^{1/n}} ; \dots\dots\dots \text{ (III.19)}$$

Puisque la formule de Kuznetsov donne la taille moyenne des fragments X (X₅₀) par laquelle 50% du matériau passe ; en substituant ces valeurs on aura : X = X₅₀

$$R = 0.5 \dots\dots\dots \text{ (III.20)}$$

La combinaison entre les deux dernières relations nous donne :

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{1/n}}; \dots\dots\dots (III.21)$$

L'indice d'uniformité (n) a été déterminé à travers une équation développée par Cunningham à partir des essais sur terrain. Cet indice nous renseigne sur l'uniformité de la courbe de fragmentation. Il est calculé à l'aide des paramètres géométriques du plan de tir :

$$n = (2.2 - 14 * (\frac{b}{D})) * (1 - (\frac{W}{b})) * \sqrt{(\frac{1+a}{2})} * (\frac{L_e}{H_g}) * P \dots\dots\dots (III.22)$$

Pour les trous de mine contenant une charge de pied et une charge de colonne, l'équation de l'indice d'uniformité peut s'écrire sous la forme suivante :

$$n = (2.2 - 14 * (\frac{b}{D})) * (1 - (\frac{W}{b})) * \sqrt{(\frac{1+a}{2})} * (0.1 + \text{abs}(\frac{L_{cp}-L_{cc}}{L_e}))^{0.1} * (\frac{L_e}{H_g}) * P \dots\dots\dots (III.23)$$

Avec :

- b : banquette en (m) ;
- a : distance entre les trous dans une même rangée, (m)
- D : diamètre de la charge, (mm) ;
- L_{cp} : longueur de la charge du pied en (m) ;
- L_{cc} : longueur de la charge de colonne en (m) ;
- H_{gr} : hauteur du gradin en (m) ;
- L_e : longueur totale de la charge en (m) ;
- P : facteur de disposition de la maille de tir ;
 - ✓ P=1 ; pour une disposition des trous en carré/rectangulaire ;
 - ✓ P=1.1 ; pour une disposition des trous en quinconce.

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

La taille maximale des blocs (BDR) correspondant à l'ouverture du crible qui fait passer 98 % des fragments.

Prédiction et analyse des plans de tir en vue de l'amélioration de la fragmentation des roches

L'évaluation du BDR se fait par la formule suivante :

$$BDR = X_c * (\ln(\frac{1}{0.02}))^{1/n} \dots\dots\dots (III.24)$$

Pour avoir une fragmentation uniforme, il faut éviter les fines, les hors gabarit, ainsi des valeurs élevées de « n » sont préférées. L'algorithme utilisé donne l'effet aux paramètres de tir sur les valeurs de « n ». (Tableau III.14)

Tableau III.14. Effet des paramètres de tir sur (n).

Paramètres	Effet des paramètres de tir sur l'augmentation de 'n'
b/D	Décroit
W	Croit
Le/Hg	Croit
a/b	Croit
P	Croit si p=1.1

III.10.4. Résistance d'explosif :

L'équation pour calculer la résistance de l'explosif, elle est donnée sous la forme suivante :

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 * RWS; \% \dots\dots\dots (III.25)$$

Avec :

- E : énergie de l'explosif en termes de puissance en % ;
- VOD_e : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s ;
- VOD_n : vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s ;
- RWS : Relative Weight Strenght (puissance relative de l'explosif).

III.10.5. Indice de tirabilité :

Cunningham (1987), [34] affirme que dans la plupart des cas le facteur de la roche (A) doit varier entre [8÷12]. Ce facteur a été utilisé pour tenir compte de la nature des roches et de l'orientation des structures géologiques par rapport à la direction du tir.

L'indice de tirabilité (blastability index) a été développé par Lilly (1986) [37], de la manière suivante :

$$A = 0.06 * (RMD + JF + RDI + HF) \dots\dots\dots (III.26)$$

Avec :

- RMD : description de la masse rocheuse ;
- RDI : influence de la densité de la roche ;
- HF : facteur de la dureté de la roche ;

- JF : facteur d'espacement et d'orientation des joints (facteurs de joints) ;

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

$$RMD = 10 + 10 * F_{50} \dots\dots\dots(III.27)$$

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

L'ensemble des paramètres de calcul du facteur de la roche suivant Cunningham (1987), sont présentés dans le Tableau III.15 :

Tableau III.15. Paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987). [34]

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

III.10.6. Consommation spécifique d'explosif :

La consommation spécifique d'explosif est donnée par la formule suivante :

$$q_p = \frac{Q_{tr}}{b \cdot a \cdot H_g}; \text{ (kg/m}^3\text{)} \dots\dots\dots(III.28)$$

- q_p : consommation spécifique d'explosif en (kg/m^3)
- b : banquette (m)
- a : espacement entre deux trous (m)
- H_{gr} : hauteur du gradin (m)
- Q_{tr} : poids de la charge (kg)

III.10.7. Poids de la charge d'explosif :

Le poids de la charge d'explosif est donné par la formule suivante :

$$Q_{tr} = 1000 * PI * D_{tr}^2 * L_{ch} * P_s \dots\dots\dots(III.29)$$

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

Tableau III.16. Formules de calcul du modèle de Kuz-Ram.

Désignation	Formules	Unités
Taille moyenne des fragments	$X_{50} = A * \left(\frac{v_{tr}}{Q_{tr}}\right)^{0.8} * Q_{tr}^{1/6}$	cm
L'indice d'uniformité	$n = (2.2 - 14 * \left(\frac{b}{D}\right)) * \left(1 - \left(\frac{W}{b}\right)\right) * \sqrt{\left(\frac{1+a}{2}\right)} * (0.1 + \text{abs}\left(\frac{L_{cp}-L_{cc}}{L_e}\right))^{0.1} * \left(\frac{L_e}{H_g}\right) * P$	/
taille maximale des blocs	$BDR = X_c * \left(\ln\left(\frac{1}{0.02}\right)\right)^{1/n}$	Cm
Résistance d'explosif	$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n}\right)^2 * RWS$	%
Indice de tirabilité	$A = 0.06 * (RMD + JF + RDI + HF)$	/
Consommation spécifique	$q_p = \frac{Q_{tr}}{b+a*H_g}$	kg/m ³
Poids de la charge d'explosif	$Q_{tr} = 1000 * PI * D_{tr}^2 * L_{ch} * P_s$	Kg

III.11. Analyse de la fragmentation des roches dans les conditions de la carrière d'Ain El Kebira en utilisant le modèle de Kuz-Ram.

III.11.1. 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.11.2 Calcul prédictif de la fragmentation des roches avec un diamètre $D_t=110$ mm et une maille quinconce ($P=1.1$) :

La simulation des paramètres du plan de tir calculé dans les conditions de la carrière d'AinEl Kebira avec le modèle de Kuz-Ram est présentée sur l'annexe (14).

L'ensemble des paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram pour l'estimation du taux des hors gabarits sont représentés dans le Tableau III.17 :

Tableau III.17. Paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram pour l'estimation du taux des hors gabarits.

Calculs pour un diamètre du trou $D_t=110$ mm et une maille quinconce.		
Caractéristiques de la roche	Densité(SG)	2.6
	Module de Yong(GPa)	27
	Résistance à la compression(MPa)	77.24
Paramètres de discontinuités	Espacement entre les discontinuités (m)	0.8
	Direction (degré)	80
	Taille de bloc in-situ (m)	1.2
Paramètres de l'explosif	Densité(SG)	0.925
	RWS %	81
	Vitesse de détonation nominale (m/s)	3350
	Vitesse de détonation effective (m/s)	1900
	Résistance de l'explosif	0.26
Paramètres du plan	Plan calculé (trous inclinés)	
Espacement entre les trous a (m)	3.88	
Banquette (m)	3.1	
Inclinaison du trou (degré)	80	
Longueur de la charge (m)	13.1	
Hauteur du gradin (m)	15	
Consommation spécifique de l'explosif (kg/m^3)	0.64	
Densité de la charge (kg/m^3)	0.25	
Quantité d'explosif dans un trou (kg/trou)	115.16	

III.11.3. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres calculé :

Les résultats d'évaluation sont présentés dans le tableau ci-après : (voir aussi annexe 14) :

Tableau III.18. La répartition des roches abattues par le tir de la méthode calculé.

Dimensions des blocs	Pourcentage (%)
Roches hors gabarit	10.5
Roches moyennes	89.4
Roches fines	0.1

III.12. Résultats d'abattage en utilisant le modèle de Kuz-Ram.

Les résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir existants (pour les trous incline) sont représentés dans le Tableau III.19 et la Figure III.9 :

Tableau III.19. Pourcentages des passants pour les paramètres du plan calculé :

Ouverture du tamis (m)	Résultats d'abattage avec un diamètre $D_t=110$ mm et une maille (P=1.1)
0	0.0%
0,05	1.6%
0,10	4.6%
0,15	8.4%
0,20	12.9%
0,25	17.8%
0,30	22.9%
0,35	28.1%
0,40	33.4%
0,45	38.7%
0,50	43.8%
0,55	48.7%
0,60	53.5%
0,65	58.0%
0,70	62.2%
0,75	66.2%
0,80	69.8%
0,85	73.7%
0,90	76.3%
0,95	79.1%
1,00	81.7%
1,05	84.0%
1,10	86.0%
1.2	89.5%

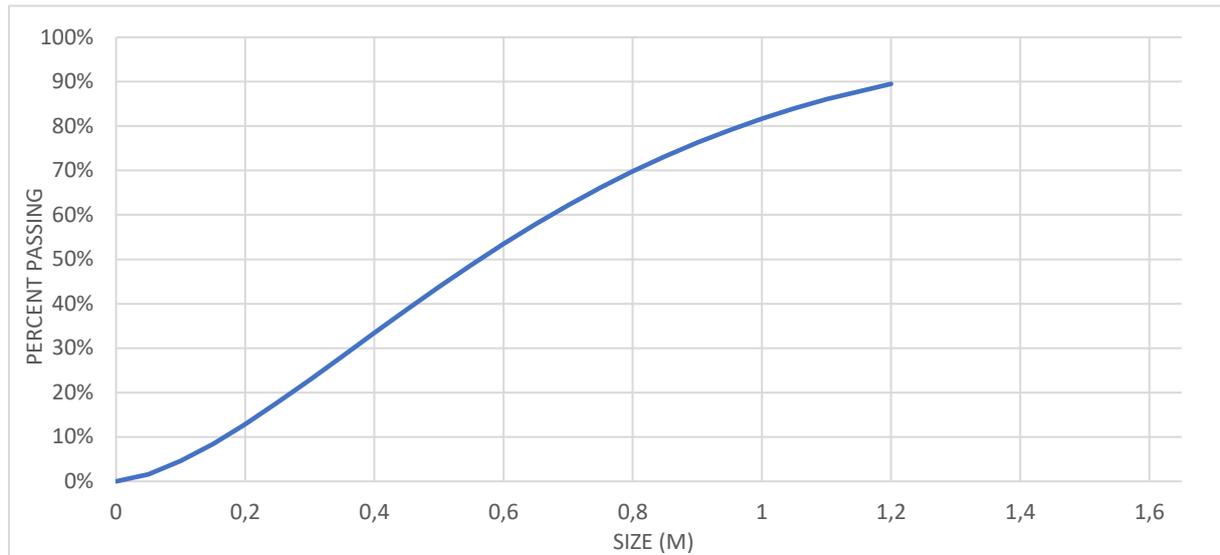


Figure III.9. Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode proposée.

III.12.1. Interprétation des résultats :

D'après les résultats des tableaux (III.18 et III.19) et la figure (III.9), on constate que le taux des hors gabarits obtenu pour les valeurs du plan de tir proposé est :

10.5% obtenu avec un diamètre 110 mm, et une maille de forme quinconce ($P=1.1$).

La valeur des hors gabarits obtenu avec le modèle de Kuz-Ram est inférieur à la norme acceptable des hors gabarits au niveau des carrières (la norme est fixée à 20 % et moins).

III.12.2. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant :

Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir existant dans la carrière est présente dans (tableau III.20 et annexe 13) et la (figure III.10.).

Tableau III.20. La répartition des roches abattues par le plan de tir existant dans la carrière.

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	22.3
Roches moyennes	77.4
Roches fines	0.2

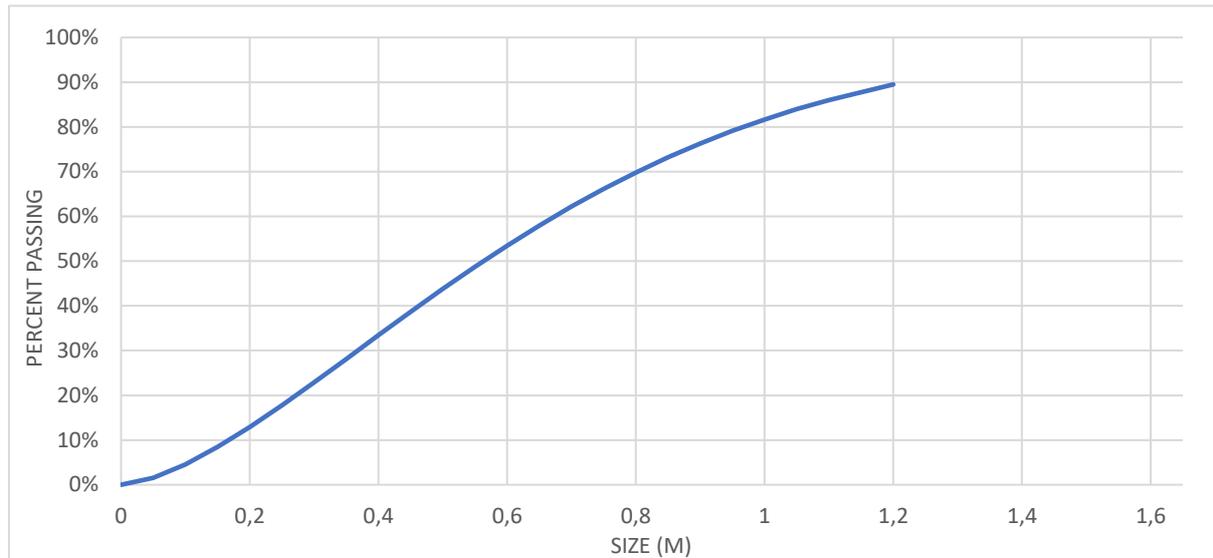


Figure III.10. Courbe granulométrique des résultats de tir par plan de tir existant.

III.12.3. Interprétation des résultats :

D'après les résultats de tableaux (III.20) et la figure (III.10), on constate que le taux des hors gabarits obtenu pour les valeurs du plan de tir existants au niveau de la carrière est : 22.3 % obtenu avec un diamètre 110 mm, et une maille de forme carrée (P=1.1).

La valeur des hors gabarits obtenu avec le modèle de Kuz-Ram est supérieur à la norme acceptable des hors gabarits au niveau des carrières (la norme est fixée à 20 % et moins)

III.13. Comparaison.

III.13.1. Comparaison quantitative des hors gabarit entre le plan existant et calculer (voir tableau III.21.) :

Tableau III.21. Comparaison des hors gabarit entre la variante existante et la variante proposée.

Volume Annuelle Plan (existant) (m ³)	Volume Par Tir Plan (existant) (m ³)	% (existant)	Dimensions des blocs	% (proposé)	Volume par Tir Plan (proposé) (m ³)	Volume Annuelle Plan (proposé) (m ³)
177972.732	2118.723	22.3	Roches hors gabarit	10.5	997.605	83798.82
617717.016	7353.774	77.4	Roches moyenne	89.8	8493.894	713487.096
1596.168	19.002	0.2	Roches fines	0.1	9.501	798.084
798084	9501	100	TOTAL	100	9501	798084

III.13.2. Comparaison économique entre les deux plans de tir (voir tableau III.22.) :**Tableau III.22.** Comparaison économique entre les deux plans de tir existant et calculé.

Les accessoires de tir	Prix unitaire DA/U	Unités	Plan de tir existant		Plan de tir propose	
			Quantité	Les coûts (DA)	Quantité	Les coûts (DA)
MARMANITE (par tir)	150	Kg	1623	243450	400	60000
INFOMIL (par tir)	126	Kg	1900	239400	2800	352800
Cordeaux détenant	69	MI	662	45678	554	38226
DEI	232	/	1	232	1	232
DMR	368	/	37	13616	31	11408
Forage	520	MI	623.58	324261.6	518.4	269568
Totale des coûts (DA)			866637.6		732234	

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 22.3% à 10.5%) en termes de maîtrise de tir au niveau de la carrière d'Ain El Kebira (W. Sétif). Ces résultats de diminution des taux des hors gabarit influés considérablement sur le côté économique de l'entreprise.

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

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

L'amorçage et la synchronisation doivent être arrangés de manière à augmenter raisonnablement la fragmentation et éviter les ratés de tir ; L'explosif doit avoir une énergie proche de son Relative Weight Strength, RWS calculé.

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

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

Conclusion générale

Dans cette étude, nous avons examiné l'abattage comme l'une des étapes essentielles des activités minières, dont l'un des résultats majeurs est la fragmentation des roches. La qualité de cette fragmentation a un impact direct sur tous les processus technologiques, de la charge initiale à la préparation mécanique.

Pour améliorer la qualité de la fragmentation, il est nécessaire d'étudier tous les facteurs qui influencent ce paramètre, ce qui relève de la responsabilité de l'ingénieur minier. À cette fin, des modèles de prédiction granulométrique, tels que le modèle KUZ-RAM, ont été développés. Dans ce travail, nous avons utilisé le modèle empirique de prédiction KUZ-RAM pour étudier les paramètres de tir qui peuvent influencer la qualité de la fragmentation des roches. L'objectif était de développer un plan de tir rationnel permettant de réduire le nombre de blocs hors gabarit, c'est-à-dire d'obtenir une fragmentation optimale des roches.

À partir des différentes approches mentionnées ci-dessus et de l'analyse granulométrique réalisée grâce au modèle KUZ-RAM, nous avons relevé les points suivants :

- La construction de la charge explosive est l'une des causes de la mauvaise qualité de la fragmentation des roches dans la carrière d'Ain El Kebira.
- Un rapport de maille plus petit entraîne une réduction du nombre de blocs hors gabarit. Nous avons observé que le rapport de 1.25 (E/b) nous permettait de prédire efficacement les roches avec une maille de dimension 3.88 / 3.1.
- La disposition en maille triangulaire semble offrir des avantages économiques supérieurs et pourrait contribuer à une réduction du nombre de blocs hors gabarit par rapport à la disposition carrée.

Les experts du domaine minier ont montré qu'il n'existe pas de loi de forage et de tir garantissant un taux nul de blocs hors gabarit (surtout dans le cas de l'association explosif/roches). Cependant, en combinant plusieurs méthodes, il est possible de réduire ce taux à des valeurs acceptables.

En réduisant le nombre de blocs hors gabarit, nous pouvons diminuer les dépenses liées à l'achat d'explosifs et rationaliser le travail en réduisant le temps consacré au débitage secondaire ainsi qu'au chargement et au transport des matériaux.

Cette approche est à la fois technique et économique. Elle est technique car les paramètres proposés influencent positivement le transfert d'énergie explosive et sa répartition entre la charge et la masse rocheuse, ce qui se traduit par une meilleure qualité de fragmentation et donc un produit final de meilleure qualité. Sur le plan économique, elle permet de réduire les blocs hors gabarit dans les stocks de roches abattues, ce qui se traduit par une réduction des dépenses liées à l'achat d'explosifs et une rationalisation du travail en réduisant le temps consacré au débitage secondaire, au chargement et au transport des matériaux.

Références bibliographiques

- [1] Vincent van Overbeke, Integrating Blast Management in to Loading, Hauling and Crushing Cycle, Cimescaut (Belgique).**1987**
- [2] Yahiaoui, Djemaoui, « influence des paramètres de forage roto percutant sur l'exploitation de calcaire », Mémoire de fin d'études, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.**2015**
- [3] 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**
- [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).**2020**
- [5] Belhous Merzouk, « Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches, cas de la carrière d'Ain el Kebira w de Sétif », Mémoire de fin d'études, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.**2016**
- [6] ONEX : « guide technique d'utilisation des explosifs et les accessoires de tir ».
- [7] Hustrulid W. A., and Fairhurst C., "A Theoretical and Experimental Study of the Percussive Drilling of Rock," International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 9, pp. 431-449. **1972**
- [8] Boutarfa Chahrazed, « Méthodologie d'amélioration du degré de fragmentation tenant compte de la fissurité naturelle des roches cas : la mines de phosphate de Djebel –Onk », Mémoire de fin d'études, Université Cheikh Larbi Tébessa. **2014**
- [9] Livre : « TIRS », tome I (théories ET technologies), les techniques de l'industrie minérale N° 13 -ISSN 1296-9281.**2002**
- [10] Jean-Alain Fleurisson, influence du massif rocheux sur les résultats des tirs, Mines paris Tech (CESECO-Géosciences).**1987**
- [11] Bhandari S, Engineering Rock Blasting Operations. A.A. Balkema. **1997**
- [12] U.S. Bureau of Reclamation, Engineering Geology Field Manual. **2001**

Références bibliographiques

- [13] Mouloud NEFIS, « modèle d'un plan de tir », mémoire de MAGISTER, Université Badji Mokhtar Annaba. **2010**.
- [14] Le forage des roches, « données théorique, les matériels, les accessoires », Ecole des Mines de DOAUI, Formation TIM, Extrait support de cours, pages 2 -31.**2013**
- [15] Kheris adel, Zemamouch selma, « Etude et analyse des processus technologiques dans les conditions de la carrière de Ain El-Kebira», Mémoire de fin d'études, Université Badji Mokhtar de Annaba. **2013**
- [16] Alain Blanchier et Anne Charline, sauvages techniques de l'ingénieur utilisation des explosifs dans le génie civil p C54
- [17] BELAID Houssam, , « Optimisation des paramètres de tir et choix de plan de tir (dans les conditions de S.N.C ZITI & ISAADI – Sétif) », Mémoire fin d'étude, Université Bejaia. **2020**
20-13.**2004**
- [18] DE Renzo Alban, « le minage, une alternative aux techniques courantes de terrassement rocheux à la réunion », projet de fin d'études, INSA Strasbourg, Spécialité Génie Civil, Option Aménagement du territoire.**2009**.
- [19] B. Mahdi et M. Nourdine , «Analyse et prédiction de la qualité du tir par la méthode Kuz-Ram : Application à la carrière de Kef Azerou Seghir (W-BBA) », Mémoire de fin d'études, Université Abderrahmane Mira de Bejaia. **2019**
- [20] Persson P.-A., Holmberg R. and Lee J, Rock Blasting and Explosives Engineering, chapter 6. Principles of Charge Calculation for Surface Blasting, pages 184-185. CRC Press. **1994**
- [21] CETIM, «Rapport géologique actualisé calcaire Dj. Médjounes_120PXC_SCAEK de la carrière d'Ain El Kebira ». **2022**
- [22] CETIM,« Plan d'Exploitation Annuel Calcaire Dj. Medjounes_SCAEK de la carrière d'Ain El Kebira ». **2022**
- [23] Cécile COULOMBEZ, «Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats» <Hal-00595332>; *MINES PARIS*. **2007**

Références bibliographiques

- [24] 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**.
- [25] B. Abdelhak et B. Abdelmadjid , « Optimisation des paramètres d'abattage à l'explosif pour améliorer les résultats de tir Carrière (Chouf-Amar) ». **2016**
- [26] Saadoun Abderezak, « contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar.M'sila », Mémoire de Magister, Université Badji Mokhtar Annaba.**2012**
- [27] « Cours de Fragmentation des roches », Université Abderrahmane mira Bejaia.**2022**
- [28] Q Zeng Navidi, J Zarka, Fragmentation by blasting, mohanty .**1996**
- [29] Larbi Abdelghani, « L'influence des tirs à l'explosif sur la stabilité des terrains miniers, cas de la mine de Boukhadra (Tébessa) site BK II », Mémoire de fin d'études, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.**2016**
- [30] Tayeb SERRADJ, « Conception du plan de tir, formules de Langefors », séminaire, centre d'études et de services technologiques de l'industrie des matériaux de construction.**2022**
- [31] Héraud H., Leblond J-J., Souchet C., Veronneau J-Y., Bellerepayre J-M., Minage. Intérêts technique et économique d'une foration de qualité en carrière. Bulletin des laboratoiresdes ponts et chaussées n°215, pp 33-39. **1994**
- [32] Hino K. – Theory and practice of Blasting, Nippo kayaku Co. Ltd., Japan, **1959**.
- [33] Cunningham C.V.B, The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. In Proceedings of the first International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 439-454. **1983**
- [34] Cunningham C.V.B, Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model: four yearson. In Proceedings of the second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 475-487. **1987**

Références bibliographiques

[35] Berdoudi.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. **2012**

[36] Rosin P., Rammler E, the laws governing fineness of powdered coal. In J. Inst. Fuel, volume 7 (31), pages 29-36. **1933**

[37] Lilly P, an empirical method of assessing rock mass blastability. In Proc. Large OpenPit Mining Conference (AusIMM), pages 89-92. **1986**

Annexes

OFFICE NATIONAL
DES
SUBSTANCES EXPLOSIVES



الديوان الوطني
للمواد المتفجرة

المواصفات التقنية

Caractéristiques techniques / technical characteristics

		MILACORD /ONACORD
Nature	الطبيعية	Cordeau gainé en matière plastique Cord wrapped with plastic material قيل مغلف بمادة بلاستيكية
Resistance 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 التقطع (كغ/24 ساعا)	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 sheating 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 sheating aspect لا يوجد تغيير في شكل الغلاف

مواصفات التوضيب

Dimentions et conditionnement / Dimensions and packaging

Couleur / color	اللون	أحمر 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 بحوي 8 كيب	-Caisse en carton renforcé contenant 4 bobines -Reinforced card board box containing 4 reels صندوق من الكرتون المقوى بحوي 4 كيب	-Caisse en carton renforcé contenant 4 bobines -Reinforced card board box containing 4 reels صندوق من الكرتون المقوى بحوي 4 كيب

التخزين / Stockage / Storage

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)

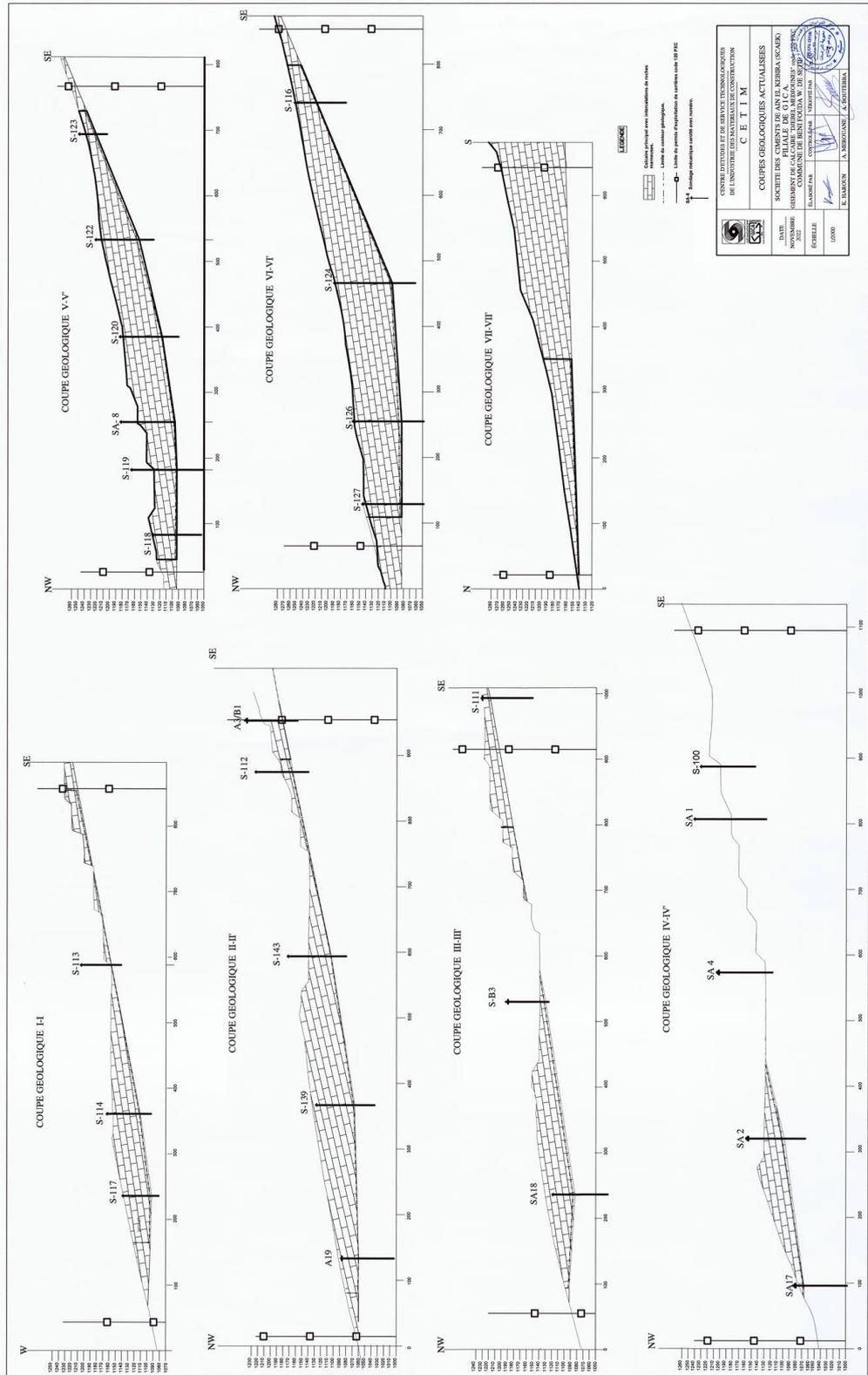
Annexe n ° 1. Caractéristique technique Cordeau détonant utilise.

Annexes

OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIVES		 ONEX		الديوان الوطني للمواد المتفجرة	
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 البيروتكني	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	
<ul style="list-style-type: none"> I₀ : intensité maximale de non fonctionnement (Maximum non operating intensity.) I₁ : intensité minimale de fonctionnement pour un détonateur tiré isolément (Minimum operating intensity for a detonator fired separately) I_n : intensité minimale de fonctionnement pour 05 détonateurs accouplés en série (Ampère) (Minimum operating intensity for five detonators fired in series.) W1/R : Energie minimale par ohm de fonctionnement (Minimum energy per ohm operating) 		<ul style="list-style-type: none"> شدة التيار القصوى الأمانة شدة التيار الدنيا الكافية لتشغيل صاعق بمفرده شدة التيار الدنيا الكافية لتشغيل خمسة صواعق مربوطة على التسلسل الطاقة الدنيا اللازمة للتشغيل 			
المواصفات التوضيب Dimentions 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 يحفظ في مخازن المتفجرات المعتمدة، بعيداً عن الرطوبة والعرض المسنم 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)					

Annexe n ° 2. Caractéristique technique Détonateurs utilise.

Annexes



Annexe n° 4. *Plan de Coupe géologique Medjounes.

Annexes

Annexe n ° 6. Caractéristiques techniques de sondeuses utilisée au niveau de la carrière.

Caractéristiques techniques	Type de sondeuse			
	Atlas copco roc f 6	Furukawa dcr 20	Ingersoll rand DM25	Ingersoll rand DM30
Puissance du moteur (KW)	328	328	317	317
Type du moteur	Cat C11	Cat C13	Cat C15	Cat C15
Diamètre de foration (mm)	105	80	110	110
Vitesse de forage (m/s)	3.5	2.9	0.36	0.5
Poids (tonnes)	21.7	21	28	31.75
Vitesse de rotation (Tours /min)	120	110	72	100

Annexe n ° 7. Caractéristiques techniques des chargeuses utilisées au niveau de la carrière.

Caractéristiques techniques	Type de chargeuse		
	Komatsu WA600	Komatsu WA700	Caterpill ar 990K
Puissance du moteur (KW)	357	641	521
Type du moteur	SAA3D170E-3	SAA6D170E	Cat C27 ACERT
Vitesse de déplacement en avant (Km/h)	30.3	30	22.9
Vitesse de déplacement en arrière (Km/h)	7.5s	8	7.9
Capacité du godet (m ³)	7.5	8.7	8.0
Poids opérationnel (kg)	49400	64730	80974
Poids du godet (kg)	5075	6900	4610
Hauteur maximal (mm)	5165	4610	8293
Longueur (mm)	11404	12100	13072
Largeur (mm)	3685	4040	3795
Rayon de braquage (mm)	8225	9200	8225

Annexes

Annexe n ° 8. Caractéristiques techniques des camions utilisés au niveau de la carrière.

	Type du camion			
Caractéristiques techniques	HitachiEH1100	HitachiEH1000	KomatsuHD 465	Caterpillar 773G
Puissance du moteur(KW)	567	736	533	578
Poids net à vide (kg)	41900	41900	39900	102739
Charge utile maximale(tonnes)	64.9	58.1	55	60
Capacité de la benne (m ³)	38.7	36.6	34.2	35.75
Vitesse de déplacementen avant(Km/h)	61.3	70	70	66.9
Hauteur maximal (mm)	4620	4620	4400	4459
Longueur (mm)	9680	9300	9355	4411
Largeur (mm)	4240	42470	4235	10070
Rayon de braquage (mm)	8900	8000	8500	8500



Annexe n ° 9. Degré de fissuration du massif rocheux au niveau de la carrière d'Ain El Kebira.

Annexes

**OFFICE NATIONAL
DES
SUBSTANCES EXPLOSIVES**



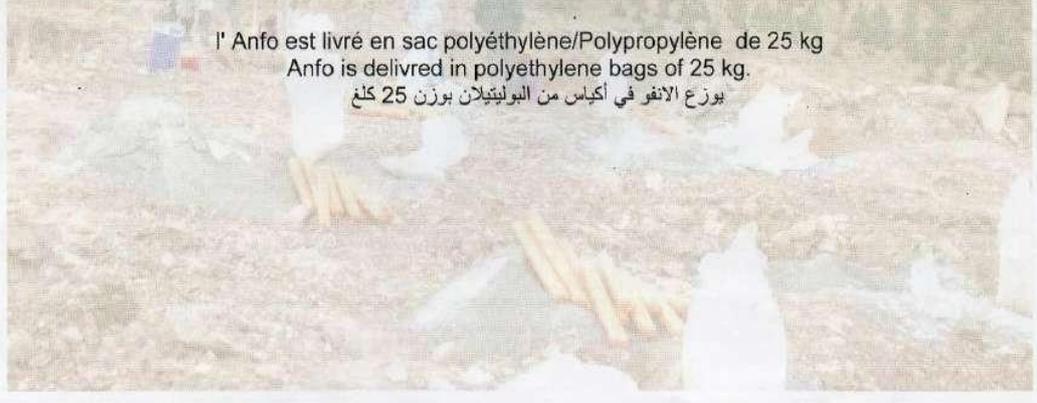
**الديوان الوطني
للمواد المتفجرة**

المواصفات التقنية
Caractéristiques techniques / technical characteristics

Densité d'encartouche 3 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
Dimentions 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



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)
Must be stored in authorized stores (protected from moisture and

Annexe n ° 10. Caractéristique technique Anfomil utilisée.

Annexes

OFFICE NATIONAL
DES
SUBSTANCES EXPLOSIVES



الديوان الوطني
للمواد المتفجرة

المواصفات التقنية

Caractéristiques techniques / technical characteristics

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

مواصفات التوضيب

Dimentions et conditionnement / Dimensions and packaging

	Types d'encartouchage / type of cartridge	Dimensions (mm)	Poids / Weight/ الوزن Kg / كغ	Emballage/ packaging
Marmanit I مرمانيت 1	Cartouches en papier paraffiné Paraffined paper cartridges	30 x 135	100	Caisse en carton renforcé de 25 kg / reinforced card board box of 25 kg صندوق من الورق المقوى بسعة 25 كغ
	Gaine en polyéthylène Polyethylene sheath	50 x 610	1 250	
		65 x 750	2 500	
		80 x 500	2 500	
Marmanit II مرمانيت 2	Cartouches en papier paraffiné Paraffined paper cartridges	30 x 135	100	Caisse en carton renforcé de 25 kg / reinforced card board box of 25 kg صندوق من الورق المقوى بسعة 25 كغ
	Gaine en polyéthylène Polyethylene sheath	50 x 610	1 250	
		65 x 750	2 500	
		80 x 500	2 500	
Marmanit III مرمانيت 3	Cartouches en papier paraffiné Paraffined paper cartridges	30 x 135	100	Caisse en carton renforcé de 25 kg / reinforced card board box of 25 kg صندوق من الورق المقوى بسعة 25 كغ
	Gaine en polyéthylène Polyethylene sheath	50 x 610	1 250	
		65 x 750	2 500	
		80 x 500	2 500	

التخزين / Stockage / Storage

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

Annexe n ° 11. Caractéristique technique Marmanit III utilisé.

Annexes



Annexe n ° 12. Images montre les roches hors gabarit existant à la carrière de Ain El-Kebira.

Annexes



Annexe n ° 13. 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.

Annexes



Annexe n ° 14. Résultats de simulations des paramètres du plan de tir de la carrière d'Ain El Kebira (plan de tir proposé) avec le modèle de Kuz-Ram.



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 11.8 % 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 11.8 %.

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

ملخص

الهدف الرئيسي لعمليات التفجير في المناجم هو تحقيق تفتيت فعال للصخور، حيث تلعب درجة تفتيت الصخور دوراً حاسماً في التحكم وتقليل التكلفة الإجمالية للإنتاج، ويشمل ذلك تحميل ونقل المواد الخام. يعمل هذا التفتيت المثلثي على تعزيز كفاءة عملية الطحن، ويمكن أن يساهم في تحقيق توفير كميات كبيرة من الطاقة سنوياً. تقوم الدراسة الحالية بتقديم نهج جديد يعتمد على محاكاة باستخدام نموذج Kuz-Ram لتقييم وتحسين جودة التفتيت الناتج عن عمليات التفجير. يعتمد هذا النهج على تحليل إحصائي مفصل لخصائص عمليات التفجير. تظهر النتائج التي تم الحصول عليها تأثير بعض العوامل على نتائج التفجير، وخاصة نسبة الشبكة (E/B) التي تلعب دوراً رئيسياً في دقة تنبؤ بحجم الصخور. وقد أدى تحسين هذه النسبة إلى زيادة متوسط كفاءة التفجير في الصخور بنسبة 11.8%.

كلمات مفتاحية: مقلع عين الكبيرة، مادة متفجرة، التجزئة، الودائع، كوزرام، صخرة.