



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et Géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master

Filière : Génie Minier

Option : Exploitation des Mines

Présenté par :

Ouizem Abderrahim

Ait ouali yacine

Thème

**Adaptation des paramètres contrôlables des tirs aux exigences liées
à la granulométrie des tas avec simulation par le modèle Kuz-Ram
cas de la carrière Chouf Amar**

Soutenu le 19 /09 /2024 devant le jury composé de :

Président	Mr djazairi O	M.A.A	U.A.M.B
Promoteur	Mme Saadoun A	M.C.A	U.A.M.B
Examineur	Mme. Kamli O	M.C.B	U.A.M.B

Année Universitaire : 2023-2024

Remerciements

Je souhaite exprimer ma profonde gratitude a toutes les personnes qui ont contribué à l'aboutissement de ce mémoire.

Tout d'abord, on remercie sincèrement mon encadreur Mr Saadoune abderrazak pour son soutien précieux, ces conseils avisés et sa patience tout au long de ce projet. Sa guidance a été essentielle pour la réalisation de ce travail.

On tiens également a remercier le membre de jury, dont les remarques constructives ont enrichi et approfondi cette recherche et d'avoir accepté a l'examiner.

Un grand merci à nos collègues et amis, pour leur soutien et leurs discussions stimulantes qui ont souvent éclairé nos réflexions.

Enfin, on voudrait exprimer nos gratitudes a nos familles, pour leurs compréhension, leurs patience et leurs soutien inconditionnel tout au long de ce trajet.

Dédicaces

Je dédie ce mémoire

A ma chère maman, pour tout l'amour, la sagesse et la tendresse que tu as toujours partagés avec moi. Ta force et ton soutien inconditionnel sont les plus grands cadeaux de ma vie. Merci d'être une source constante d'inspiration et de bonheur.

A mon père, pour ton soutien indéfectible, ta patience et ton encouragement tout au long de ce parcours. Sans toi, ce travail n'aurait pas été possible. Merci pour tout ce que tu as fait et continues de faire pour moi.

A mes frères et sœurs, pour votre soutien constant, vos encouragements et les moments partagés qui ont rendu ce voyage plus supportable et joyeux. Vous avez toujours été là pour moi, et pour cela, je vous en suis profondément reconnaissant.

Abderrahim

Dédicaces

Je dédie ce mémoire

A ma mère, dont l'amour, le soutien et les sacrifices ont été les piliers de ma réussite. Merci pour tout ce que tu as fait pour moi.

A mon père, dont la sagesse, la patience et le soutien indéfectible ont été des sources d'inspiration tout au long de mon parcours. Merci pour ta confiance et ton encouragement constant.

A ma petite sœur, dont la joie, l'énergie et le soutien ont illuminé mon parcours. Merci pour ta présence précieuse et ton encouragement constant.

A ma famille, dont l'aide et les souvenirs ont été les fondations sur lesquelles ce travail repose. Que ce mémoire soit un témoignage de notre histoire commune et de l'impact profond que chacun de vous a eu sur ma vie et ma carrière. Merci pour votre patience, vos encouragements et votre présence constante.

Avec toute ma gratitude et mon affection.

Yacine

Sommaire

Introduction Générale	1
-----------------------------	---

Chapitre I

Introduction	2
I. L'abattage des roches par l'explosif dans le domaine minier	2
I.1. L'abattage	2
I.1.2.Types d'abattage	2
I.1.3. Définition de l'abattage à l'explosif	2
I.1.4.Objectifs du tir	3
I.2. Effets de l'explosif sur la roche	3
I.2.1 La théorie du travail à l'explosif	4
I.3. paramètres contrôlables et incontrôlables	5
I.4. Les caractéristiques pratiques d'un explosif	7
I.5. Critères de choix d'explosifs	7
I.6. Les accessoires de tir	9
I.7. Les explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX	9
I.8. La foration	10
I.8.1. Choix du matériel de foration	10
I.8.2 Choix de la méthode de foration	11
I.9. Paramètres caractérisant l'engin de foration	11
I.10. Techniques de foration	12
I.10.1. Réalisation de la foration	13
I.11. Paramètres d'un plan de tir	13
I.11.1Paramètres liés aux trous (contrôlables)	13
I.11.1.1Qualité de foration	13
I.11.1.2. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage	14
I.11.1.3. Les déviations de forage	14
I.11.1.4. Les conséquences de déviation des trous	16
I.11.2. Diamètre du trou	16
I.11.3. L'inclinaison du trou	17
I.11.4. L'excès de forage (sous forage)	18

I.11.5. Longueur du trou	19
I.11.6. La longueur du bourrage et sa disposition dans les trous	20
I.11.6.1 Qualité du matériau de bourrage	20
I.11.7. Paramètres liés au plan de tir	20
I.11.7.1. Banquette	20
I.11.7.2. L'espacement	20
I.11.7.3. Rapport de maille.....	21
I.11.7.4. Présence des faces libres	21
I.11.7.5. La hauteur du gradin	21
I.12. Type d'amorçage et séquence d'initiation	21
I.13. Anomalies de tir	24
Conclusion	27

Chapitre II

Introduction	28
II.1. La situation administrative et géographique	28
II.2. La géologie régionale	28
II.3. Géologie du site	29
II.3.1. L'hydrologie	31
II.3.2. L'hydrogéologie	31
II.4. Climat de la région	31
II.5. Les réserves géologiques	31
II.6. Ouverture de la carrière de Chouf-Amar	34
II.6.1. Les caractéristiques de la demi-tranchée d'accès	34
II.6.2. L'angle de bord de la demi-tranchée d'accès	35
II.6.3. Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès	35
II.6.5. Volume de la demi-tranchée d'accès	37
II.6.6. Volume de la demi-tranchée de découpage	37
II.7. Méthode d'exploitation	39
II.7.1. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation	40
II.7.1.1. Hauteur du gradin : " Hgr"	40
II.7.1.2. Angle du talus des gradins	40

II.7.1.3. Largeur d'enlèvement : "A"	40
II.7.1.4. La largeur de la plateforme du travail	41
II.8. Travaux de forage et de tir	45
II.8.1. Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir	45
II.8.2. Caractéristiques techniques de la sondeuse	47
II.8.3. Travaux de tir	49
II.8.3.1. Paramètres des travaux de tir	49
II.9. Chargement et transport	49
II.9.1. Chargement	49
II.9.2. Le choix du moyen de chargement	50
II.10. TRANSPORT.....	51
II.10.1. Le choix du type de camion.....	51
II.11. Concassage	52
II.12. Production des blocs hors gabarits	53
II.13. Influence de la formation structurale géologique des massifs et les discontinuités sur la qualité de fragmentation	55
II.13.1. Massif rocheux en place	55
II.13.2. L'influence de la matrice et des hétérogénéités de nature	55
II.13.3. Les propriétés mécaniques de la matrice rocheuse	55
Conclusion	58

Chapitre III

Introduction	59
III.1. Processus de forage	59
III.1.2. Mode de forage	59
III.2. Calcul de forabilité et tirabilité	60
III.3.1. La résistance à la compression	60
III.3.2. La résistance à la traction	60
III.3.3. La résistance au cisaillement	60
III.4. Les propriétés technologiques des roches	61
III.4.1. L'indice de destruction des roches	61

III.4.2. L'indice de forabilité.....	62
III.4.3. Indice de la tirabilité	62
III.5. Les caractéristiques techniques des explosifs utilisés dans la carrière	63
III.6. Consommation Spécifique du projet	64
III.7. Les calculs de plan de tir	66
III.8. Calcul de forage	74
III.8.1. Temps réel du cycle de forage d'un trou	74
III.8.2. Rendement de la sondeuse par poste	76
III.8.3. Nombre de sondeuses	77
III.9. Influence du diamètre du trou sur le degré de fragmentation des roches	77
III.10. Influence de l'inclinaison des trous sur le degré de fragmentation des roches	78
III.11. Influence de la consommation spécifique d'explosifs sur la qualité de fragmentation des roches	79
III.12. Influence de la hauteur des gradins sur la qualité de la fragmentation	80
III.13. Influence de la forme de la maille sur la qualité de fragmentation	81
III.14. Méthode empirique de Kuz-Ram	81
III.14.1. Description basic du programme de simulation	81
III.14.2. Méthodes de calcul	82
III.14.3. Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram	82
III.14.4. Application du model kuz-ram pour la fragmentation	82
III.15. Définition d'une distribution granulométrique	86
III.16. Comparaison des résultats de calculs de distribution granulométrique en fonction des dimensions des roches fragmentés	87
III.17. La solution proposée	88
III.17.1. Les calculs de plan de tir pour Hg=15 et une maille quiconque	88
III.18. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant	94
III.18.1 Plans correctif des paramètres de longfors	95
Conclusion	97
Conclusion générale.....	98
Références bibliographiques	
Résumé	

Liste des figures

Chapitre I

Figure I.1 : Zones d'endommagement et de fissuration radiale autour d'un trou de Mine	4
Figure I.2 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	14
Figure I.3 : Déviation due aux discontinuités	15
Figure I.4 : Différence entre maille théorique et maille réelle.....	15
Figure I.5 : choix de diamètre de trou en fonction de la hauteur de gradin	17
Figure I.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces minage profond en vertical et avec inclinaison	18
Figure I.7 : La rupture de la roche au pied du gradin	19
Figure I.8 : la relation entre la profondeur de trou et la charge d'explosif.....	19
Figure I.9 : Sens d'initiation d'une charge explosive.....	22
Figure I.10 : paramètres d'un plan de tir	23
Figure I.11 : échappement de gaz à travers un joint marneux	25
Figure I.12 : fissuration causée suite à un tir de mine	26
Figure I.13 : exemples d'un gradin en surplomb	27

Chapitre II

FigureII.1 : Carte géologique régional.....	29
FigureII.2 : Carte et coupes géologiques	30
Figure II.3 : MNT de la topographie actualisée.....	31
Figure II.4 : Fosse virtuelle et plancher d'exploitation (mur C3)	32
Figure II.5 : Intersection du solide représentant la matière avec le MNT du plancher d'exploitation	32
FigureII.6 : solide final représentant les réserves exploitables	33
Figure II.7 : Section transversale finale demi-tranchée d'accès	36
Figure II.8 : Piste avec 2 voies de transport.....	37
Figure II.9 : schéma du mode d'ouverture de la carrière Chouf-Amar.....	39
Figure II.10 : largeur de voie du transport.....	41.
Figure II.11 : La plateforme de travail.....	43
F Figure II.12 : sondeuse ATLAS COPCO ROC L6	43
Figure II.13 schéma de la méthode d'exploitation.....	47
Figure II.14 : chargeuse CARTER PILAR 990 IT	50

Figure II.15 .Camion Caterpillar 775 ^E	52
Figure II.16 : Schéma de préparation mécanique (concassage)	53
Figure II.17 : présentation d'un grand bloc hors gabarits	54
Figure II.18 : Anomalie de tir dû à la présence d'un karst	56
Figure II.19 : représentation d'une faille au niveau 850 dans la carrière de Chouf Amar.....	57
Figure II.20 : présentation d'une faille intercalée au niveau 950 dans la carrière de Chouf Amar	57
Figure II.21 : Débitage secondaire par explosif et brise roche dans la carrière de Chouf Amar	58

Chapitre III

Figure III.1 : plan de tir calculé dans la carrière	73
Figure III.2 : Diamètres des trous et fragmentation dans les roches fissurées	78
Figure III.3 : Diamètres des morceaux en fonction de degrés d'inclinaisons des trous.....	78
Figure III.4 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert.....	81
Figure III.5 : modale de Kuz-Ram	85
Figure III.6 : Illustration des concepts de densité de probabilité des classes de fragments (Vert) et de fonction de répartition granulométrique (bleu), pour l'exemple d'une masse de roche MT passée dans une série de n tamis de mailles x_1, \dots, x_n	86
Figure III.7 : Exemple de distribution granulométrique théorique (Fonction de Rosin-Rammler)	87
Figure III.8 : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode existe	95
Figure III.9 : Courbe granulométrique des résultats pour une $H_g=15m$ et maille triangulaire	96

LISTE DES TABLEAUX

Chapitre I :

Tableau I.1 : Paramètres de tir des mines	06
Tableau I.2 : caractéristiques des explosifs.....	07
Tableau I.3 : les différents types d'explosif fabriqués par l'ONEX.....	10

Chapitre II

Tableau II.1: coordonnées géographiques de la wilaya de M'sila	28
Tableau II.2 : Angles des bords des tranchées d'accès	33
Tableau II.3 : les réserves exploitables par niveau	35
Tableau II.4 : Paramètres de la demi- tranchée d'accès	36
Tableau II.5 : Les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès.....	38
TableauxII.5 : La largeur de la plateforme du travail	42
Tableaux II.6 : Paramètres de la méthode d'exploitation.	44
Le tableau II.7 : représente les caractéristiques de la sondeuse	46
Tableau II.8 : représente mode de forage en fonction de l'indice de forabilité des roches, ainsi que son diamètre	47
Tableau II.9 : Tableau récapitulatif des paramètres de forage et de tir existant dans la carrière Chouf Amar.....	48
Tableau II.10 : Caractéristiques techniques de la chargeuse Caterpillar II	50
Tableau II.11 : Caractéristiques techniques du camion Caterpillar 775 ^E	52

Chapitre III :

Tableau III.1 : représente mode de forage en fonction de l'indice de forabilité des roches, ainsi que son diamètre	59
Tableau III.2 : Caractéristiques géotechniques des roches	60
Tableau III.3 : Indice acoustique.....	61
Tableau III.4 : La classification des roches selon l'indice de destruction.....	61
Tableau III.5 : L'indice de forabilité et leur classement	62
Tableau III.6 : L'indice de la tirabilité et leur classement.....	63
Tableau III.7: caractéristiques des explosifs utilisés à Chouf Amar	63
Tableau III.8 : Nombre de surfaces dégagées	63
Tableau III.9 : paramètres de plan de tir au niveau de Chouf Amar calculé	65
Tableau III.10 : Consommation spécifiques d'explosifs	71

Tableau III.11 : Inclinaisons des trous en degrés	79
Tableau III.12 : résultats de calculs.....	80
Tableau III.13 : paramètres de plan de tir au niveau de Chouf Amar calculé	93
Tableau III.14 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode existé.....	95
Tableau III.15 : la répartition des roches abattu pour une Hg=15m et maille carrée.....	96

Dans le domaine de l'exploitation minière, la granulométrie des matériaux excavés joue un rôle crucial dans l'efficacité des opérations de broyage et de traitement. L'ajustement précis des paramètres de tirs, tels que la quantité d'explosifs et leur répartition, est essentiel pour obtenir une taille de fragments optimale qui facilite les étapes ultérieures du traitement. L'optimisation de ces paramètres nécessite une approche basée sur des simulations fiables qui permettent de prédire l'impact des modifications sur la granulométrie des tas.

Le modèle Kuz-Ram est un programme de simulation largement utilisé pour prédire les résultats des tirs dans la carrière et les mines. Ce modèle combine les principes du modèle de Kuznetsov et de la loi de Rittinger pour estimer la taille des fragments résultants d'une explosion. En adaptant les paramètres contrôlables des tirs aux exigences spécifiques liées à la granulométrie souhaitée, ce modèle permet d'affiner les réglages afin d'améliorer la qualité du produit final tout en réduisant les coûts et le pourcentage de hors gabarits.

Cette approche, reliant simulation et optimisation, permet non seulement de répondre aux exigences granulométriques spécifiques mais aussi d'améliorer globalement l'efficacité des processus d'extraction. Ce mémoire se propose d'explorer l'adaptation des paramètres contrôlables des tirs aux besoins granulométriques des tas, en s'appuyant sur les simulations fournies par le modèle Kuz-Ram pour atteindre une meilleure performance et une gestion plus efficace des ressources.

Chapitre I

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

Introduction :

L'abattage des roches par explosif est une technique largement utilisée dans l'industrie minière pour réaliser des travaux dans les mines et carrières pour fragmenter de grandes masses de roche. Cette technique permet d'effectuer des activités d'excavation nécessite des travaux préparatoires tels que le forage et tir par des trous des mines. L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations minières, qui donnent plus de rendement en comparaison avec les moyennes mécaniques d'extraction.

Un plan de tir en exploitation minière est une clé qui vise à garantir des opérations sécurisées, efficaces, et conformes aux normes environnementales. Il est essentiel pour optimiser l'extraction des ressources tout en préservant la sécurité des personnes et l'intégrité de l'environnement.

I. L'abattage des roches par l'explosif dans le domaine minier :

I.1. L'abattage :

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Il consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents. Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend :

- type de roches, et leur état naturel ;
- les propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches ;
- de la productivité de l'entreprise minière ;
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait ;

I.1.2. Types d'abattage :

- ✓ L'abattage à l'explosif ;
- ✓ L'abattage mécanique ;
- ✓ L'abattage Hydro mécanisé, ... etc.

I.1.3. Définition de l'abattage à l'explosif :

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

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une dureté supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/cm² selon Mr protodiakonov.

Les travaux de forage et de tir en carrières doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;

- État normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement (selon la loi minière);
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

I.1.4.Objectifs du tir :

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes (Foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte.

De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé.

A partir d'une succession d'Operations à priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- ✓ assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non abattus;
- ✓ abattre un grand volume de roche, avec :
 - une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
 - un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas ;
- ✓ assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
 - une bonne sortie du pied ;
 - des effets arrière réduits.

I.2. Effets de l'explosif sur la roche :

L'observation expérimentale des résultats de tir en échelle réduite et en échelle réelle permet généralement de constater un réseau d'endommagement autour des charges explosives ainsi que schématisé à la (figureI.2.1)

La zone de broyage est à l'interface immédiate entre explosif et roche. Sa portée est faible et généralement de l'ordre de deux à plusieurs rayons de trous (des références essayais) . Dans cette zone, la roche est intensément fragmentée par des mécanismes combinés de compression et de cisaillement.

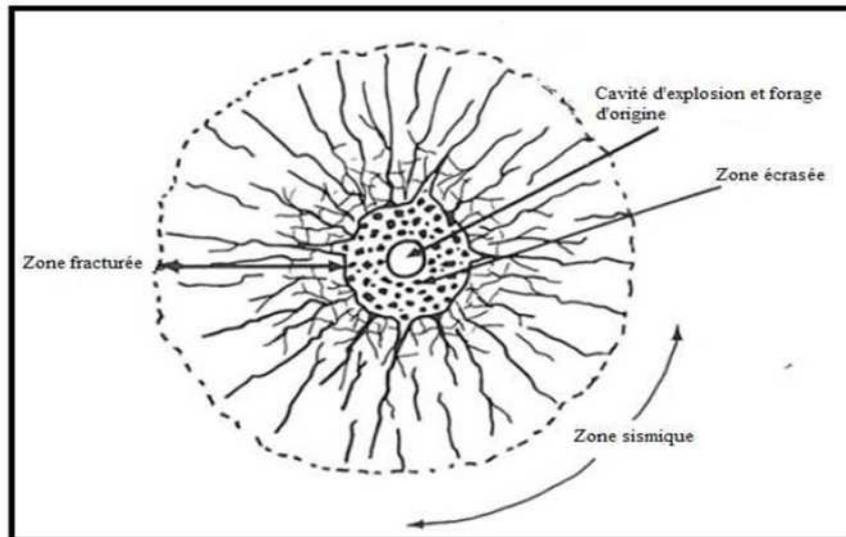


Figure I.1 : Zones d'endommagement et de fissuration radiale autour d'un trou de Mine. [1]

Il a longtemps été considéré que les fines produites. La zone de fissuration radiale correspond à la création de fissures par des tractions orientées tangentiellement par rapport au trou. Des fissures tangentielles peuvent également se former, à la faveur de discontinuités localisées dans la roche. Les fissures radiales peuvent être créées par le passage de l'onde de choc, ouvertes par la pression interne des gaz d'explosion, les deux phénomènes étant largement combinés comme nous l'avons précédemment évoqué. La fissuration radiale localisée peut également être observée dans de fines plaques de verre soumises à un impact mécanique ponctuel.

Au-delà de la zone de fissuration radiale, les niveaux de contrainte tangentielle dynamique atteints (que ce soit par la pression interne des gaz ou par l'action des ondes de choc) sont trop faibles pour poursuivre la rupture. L'énergie mécanique résiduelle est propagée dans la roche sous forme d'ondes sismiques ou convertie en énergie cinétique pour la mise en mouvement des fragments. [1]

I.2.1. La théorie du travail de l'explosif

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

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes : [1]

1. combustion simple

2. déflagration

3. détonation

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

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

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation. En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

- ✓ Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde),
- ✓ Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (2000 à 8000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve :

- ✓ Les explosifs primaires : très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc,
- ✓ Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles

I.3. paramètres contrôlables et incontrôlables :

La discussion ci-dessus donne une idée de la complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux. Toutefois, nous pouvons classer les variables et les paramètres qui interviennent selon que ces paramètres sont contrôlables ou non comme indiqués dans le Tableau :

Tableau I.1 : Paramètres de tir des mines [1]

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement Contrôlables
<p style="text-align: center;">Paramètres géométriques</p> <ul style="list-style-type: none"> - Diamètre du trou ; - longueur de foration ; - sur profondeur de foration ; - inclinaison du trou ; - longueur de bourrage ; - matériel de bourrage ; - hauteur de talus ; - géométrie de maille ; - rapport espacement/banquette (rapport de maille) ; - configuration globale de la géométrie du tir ; - direction de tir ; - nombre de faces libres ; - taille de volé. 	<p style="text-align: center;">Paramètres du massif en place</p> <ul style="list-style-type: none"> - géologie ; - résistance et propriétés de matériaux ; - discontinuité préexistantes dans le massif.
<p style="text-align: center;">Paramètres liés à l'énergie explosive</p> <ul style="list-style-type: none"> - type d'explosif utilisé ; - énergie (choc, gaz) ; - configuration de chargement ; - méthode de chargement ; - type d'amorçage ; - séquence d'initiation. 	<p style="text-align: center;">Paramètres hydrologiques</p> <ul style="list-style-type: none"> - eau (quelquefois maîtrisable). <p style="text-align: center;">Autres</p> <ul style="list-style-type: none"> - temps.

I.4. Les caractéristiques pratiques d'un explosif :

Les caractéristiques techniques des explosifs sont classées dans le tableau : [4]

Tableau I.2 : caractéristiques des explosifs

Caractéristique
Densité
Vitesse de détonation, (m /s)
Volume de gaz, (l /Kg)
Energie, (KJ /Kg)
Résistance à l'eau
Diamètre de cartouche (mm)
Longueur de cartouche (cm)
Le poids de cartouche (sac) (kg)

I.5. Critères de choix d'explosifs :

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

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 : [4]

❖ 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).

❖ 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.

I.6. Les accessoires de tir :

• Détonateurs :

Pour la mise à feu des différentes charges explosives, il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de mine tels que : mèche, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau etc.

Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise à feu, de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait. Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif.

• La mèche lente ou de sûreté :

Elle est fabriquée à partir de poussière de poudre noire enveloppée dans du papier, de textile et de la matière plastique. Elle sert principalement à la mise à feu d'une charge de poudre noire ou la mise à feu du détonateur pyrotechnique n°8.

La durée de combustion de la mèche lente est de 120 secondes/m $\pm 10\%$.

• Détonateur pyrotechnique:

La mise en détonation des explosifs brisants ne peut se faire qu'avec un détonateur. Le détonateur pyrotechnique en est le type le plus simple et est constitué d'un tube en aluminium chargé d'explosif secondaire sans dispositif de mise à feu.

Sa mise à feu se fait par une mèche lente placée en contact direct avec la charge d'amorçage. Le sertissage des rebords du détonateur avec la mèche assure une liaison robuste et une bonne étanchéité, si on voudrait utiliser plusieurs mèches pour un seul tir, il est nécessaire de faire recours à une mèche de contrôle plus courte que l'ensemble des mèches de la volée. Le responsable du tir ordonnera à ses boutefeux de quitter les lieux à la fin de la combustion de la mèche de contrôle.

• Cordeau détonant :

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans du textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. Il sert principalement à :

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact ;

- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois ;
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation ;
- Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation. .

Le cordeau détonant fabriqué par l'ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

L'ONEX fabrique le cordeau 10 gr/m, 12 gr/m, le 20 gr/m et le 40 gr/m.

- **Poudre noire :**

L'ONEX produit trois variétés de poudre Noire :

- Poudre noire militaire 1 à 6 ;
- Poudre noire pour mèche ;
- Poudre fantasia.
- **Fil de tir :**

L'ONEX produit le fil électrique de tir de Ø 0,6 mm gainé par du P.V.C antistatique

- **Exploseur :**

Générateur de courant utilisé pour la mise à feu de charges explosives à l'aide de détonateurs électriques.

I.7. Les explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX :

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

En plus des substances explosives, l'ONEX met à la disposition des opérateurs miniers des accessoires de tir comme le cordeau détonant, la mèche lente, le fil électrique et les détonateurs pyrotechniques et électriques (ONEX. 2015).

Tableau I.3 : les différents types d'explosif fabriqués par l'ONEX

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

I.8. La foration :

Généralités :

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre. [13]

I.8.1. 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.

I.8.2 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.

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

I.9. Paramètres caractérisant l'engin de foration : [12]

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par :

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

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

I.10. Techniques de foration : [13]

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent :

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

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

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

A partir de là on distingue quatre techniques de foration :

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

A) Foration par roto percussion avec marteau hors du trou

Les matériels roto percutants sont caractérisés par :

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

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

B) Foration par roto percussion avec marteau fond de trou

Cette méthode présente de nombreux avantages :

- ✓ rectitude du trou, limitant les déviations et les risques de coincement par la présence du marteau immédiatement derrière le taillant ;
- ✓ l'énergie transmise au taillant est indépendante de la profondeur ;
- ✓ l'air de l'échappement est utilisé également pour le nettoyage du trou ;
- ✓ rendement élevé. [20]

C) Foration par coupe rotative avec outil à lames

Le matériel utilisé doit assurer sur l'outil une pression élevée et transmettre un couple

élevé si l'on veut obtenir une pénétration correcte.

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

D) Foration rotary par outil tricône

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

I.10.1. Réalisation de la foration

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

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

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

I.11. Paramètres d'un plan de tir : [1]

I.11.1 Paramètres liés aux trous (contrôlables) :

I.11.1.1 Qualité de foration :

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés. D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'il est confiné à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanarité des forages. La mauvaise qualité de la foration se traduit, le plus souvent, par des déviations bien visibles, ceci ; dans le cas de découpage. Ou non directement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences

parfois considérables : projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir, etc. Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves.

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

I.11.1.2. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage :

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles 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.

On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième. [1]

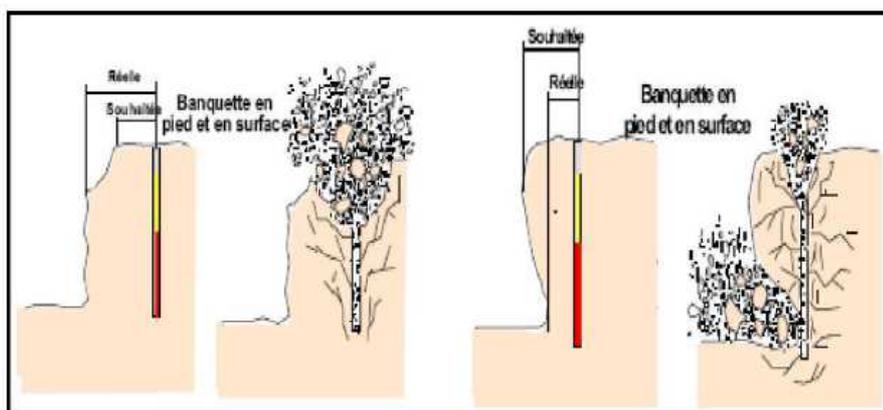


Figure I.2 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage

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

I.11.1.3. Les déviations de forage :

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

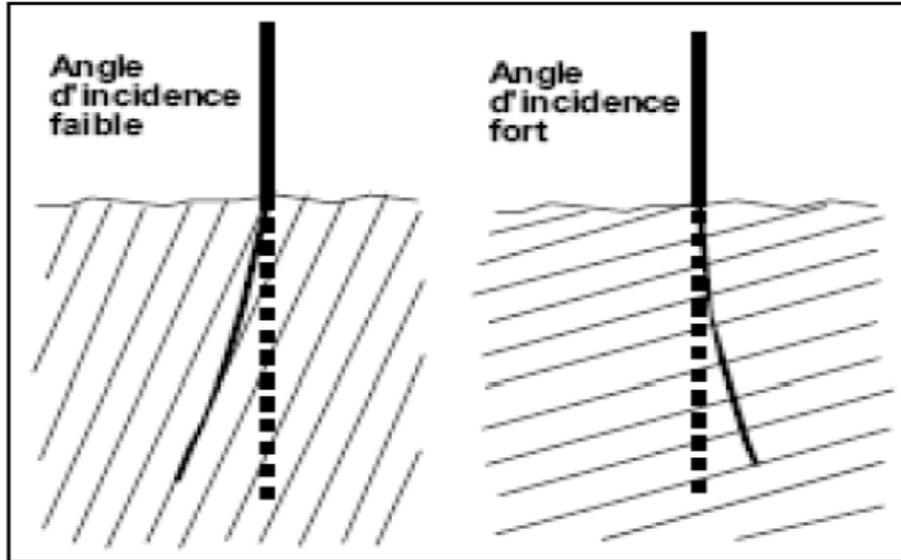


Figure I.3 : Déviation due aux discontinuités. [12]

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

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

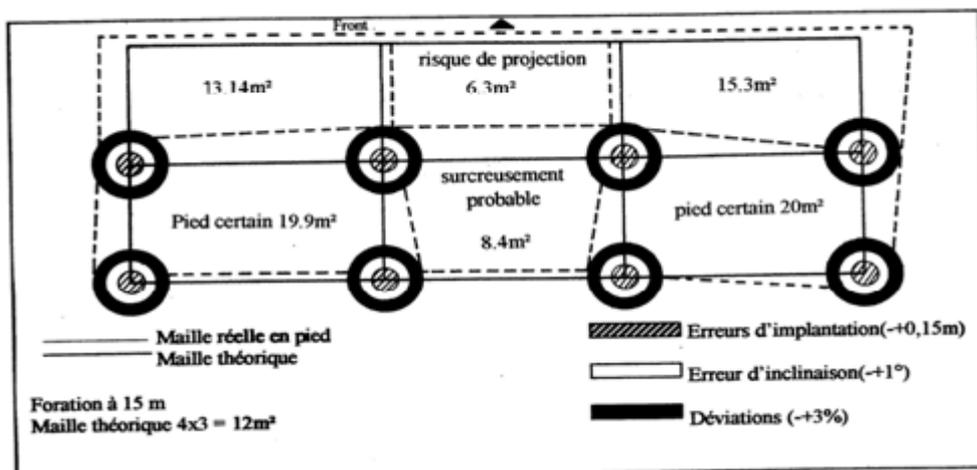


Figure I.4 : Différence entre maille théorique et maille réelle. [12]

Une déviation de foration dans un plan perpendiculaire au front de taille provoque suivant le sens de la déviation une surévaluation ou une sous-évaluation de la banquette d'abattage. Les risques sont les mêmes que dans le cas d'un défaut d'implantation. Si la déviation a lieu dans un plan parallèle au front de taille on peut avoir un rapprochement dangereux de deux charges de pied avec des risques de projection importants. [1]

La déviation des trous est un facteur principal influençant la fragmentation et le tir global résultant, est que le trou de forage suit sa trajectoire de conception sur toute sa longueur. Car les trous droits sont importants, la déviation de trou devrait être toujours évitée si possible.

I.11.1.4. Les conséquences de déviation des trous :

Les déviations étaient d'autant plus prononcées que les profondeurs étaient importantes, c'est généralement en pied du fond de taille que les conséquences sont les plus prononcées.

1. Risque de projection en cas de bouquette insuffisante.
2. Production de blocs
3. Présence de pied
4. La géométrie du talus est mauvaise

I.11.2. Diamètre du trou :

Les résultats des travaux de certains chercheurs Baron L, Dimidiuk T et Juanov V montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue.

Plusieurs chercheurs, argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion.

De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions de l'abattage. Un diamètre plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée dans le cas de l'amorçage latéral et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.

En d'autres termes, certaines données du terrain peuvent intervenir aussi sur le choix du diamètre telles que :

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine) ;
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie. Donc elle influencera indirectement le choix du diamètre de foration ;
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui en conséquence aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration ;
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente

La hauteur du front à abattre : l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre.

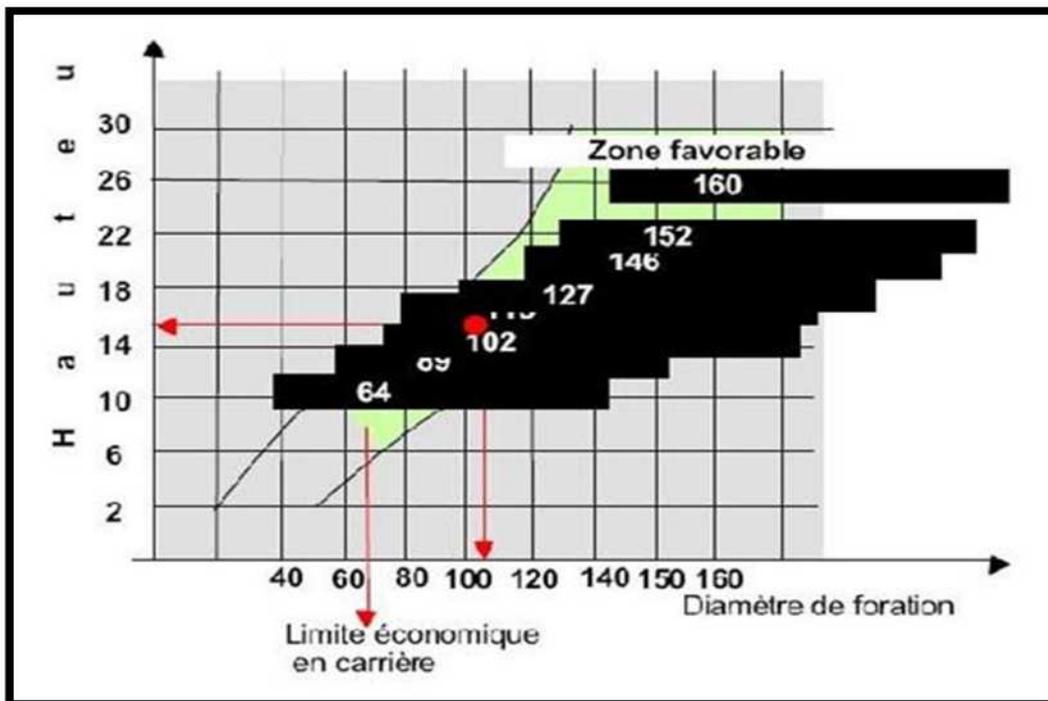


Figure I.5 : choix de diamètre de trou en fonction de la hauteur de gradin.

I.11.3. L'inclinaison du trou :

L'inclinaison des trous améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une haute sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et tir.

L'abattage des trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables dans le cadre d'une granulométrie planifiée. Le tir des trous inclinés est l'une des méthodes les plus efficaces qui assure les avantages suivants :

- La répartition la plus régulière de l'énergie d'explosif, cette dernière montre cela ;
- Améliorer la qualité de fragmentation et le traitement du pied du gradin ;
- Elargir le réseau des trous ;
- Diminue simultanément la ligne de moindre résistance ;
- Augmente le coefficient d'utilisation du trou
- Consommation en explosif est optimale ;
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminer.

L'angle d'inclinaison de trou se choisit d'une manière à ce qu'il soit plus grand que l'angle du talus du gradin ; dans plusieurs carrières cet angle constitue 15-20° par rapport à la verticale.

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

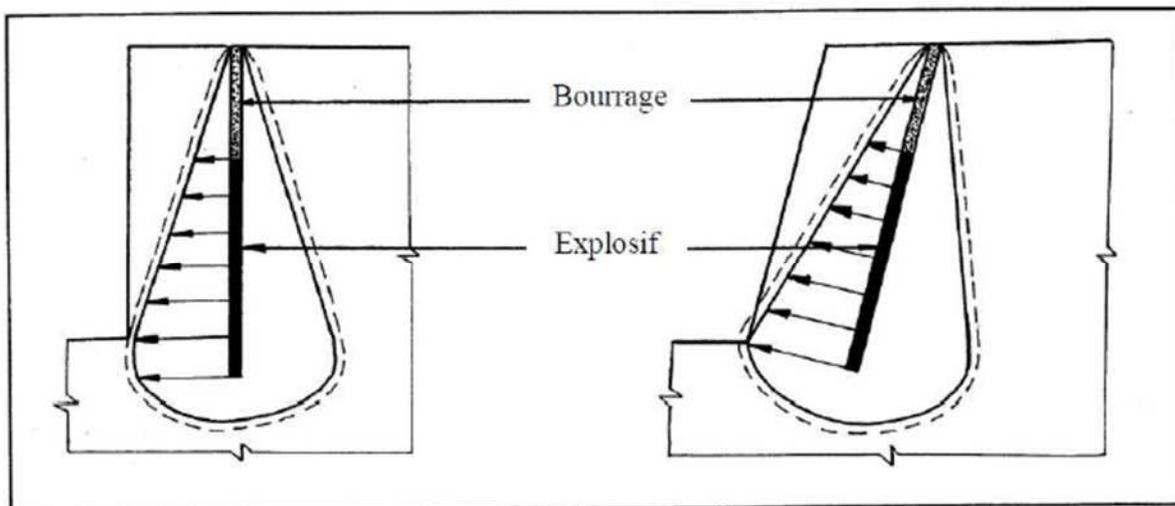


Figure I.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces minage profond en vertical et avec inclinaison.

I.11.4. L'excès de forage (sous forage) :

L'excès de forage est nécessaire pour fragmenter la roche au pied de gradin et pour permettre aux engins de chargement de suivre le niveau exigé. Une fragmentation de qualité médiocre à ce niveau, peut conduire à des opérations très chères. La fragmentation excessive,

endommagement probablement la partie inférieure, et cela implique une réduction dans la stabilité du talus.

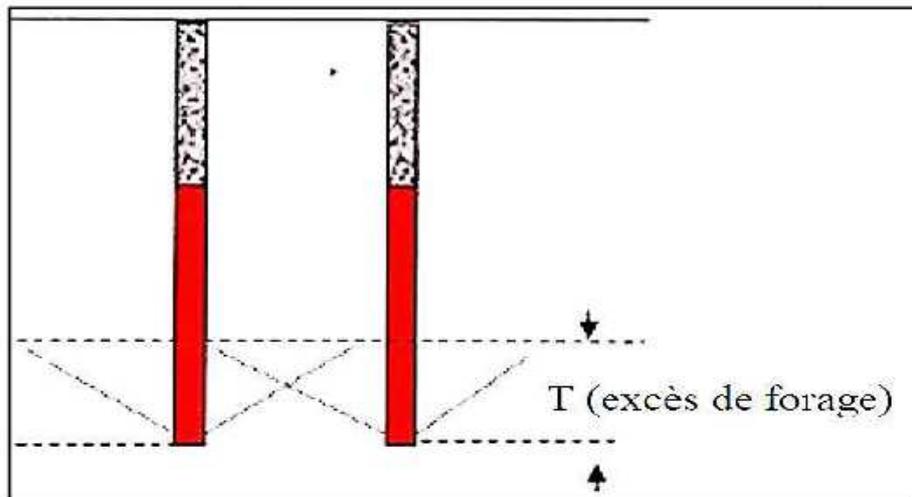


Figure I.7 : La rupture de la roche au pied du gradin.

L'expérience a montré, qu'un excès de forage de 0,2 à 0,3 fois la distance entre les trous est adéquate pour assurer le creusement efficace au niveau du pied de gradin. C'est particulièrement important, que l'excès de forage ne devrait pas être dépassé dans la première et la dernière ligne, autrement qu'une crête instable et une condition du pied de gradin peuvent être créés dans le nouveau gradin. En fait, il y a la bonne justification pour réduire ou même éliminer l'excès de forage dans la première et la dernière ligne, si la stabilité du gradin est critique.

I.11.5. Longueur du trou :

Elle dépend essentiellement : de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès. Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs.

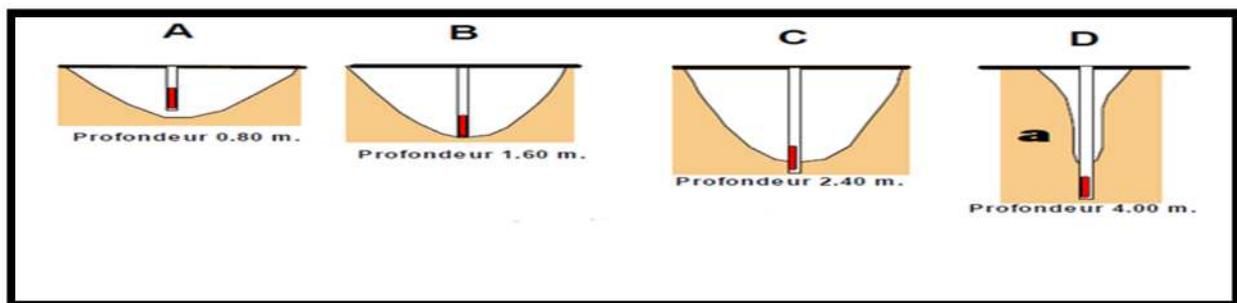


Figure I.8 : la relation entre la profondeur de trou et la charge d'explosif

Après le tir on observe

En A, le cratère est plus profond que la charge initiale et de forme évasée.

En B, le cratère est plus profond qu'en A mais moins évasé, il passe sensiblement par

l'extrémité inférieure de la charge.

En C, on a le même phénomène mais avec un culot.

En D, la mine qui a fait canon, le cratère est en forme d'entonnoir et le volume est très réduit.

On compare les volumes en pesant les matériaux extraits, on observe que c'est dans le cas C que le volume est maximal. L'enfouissement de la charge est optimum.

I.11.6. La longueur du bourrage et sa disposition dans les trous

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. En général, il dépend de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à (0,5 de la banquette) dans les courts trous.

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

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

I.11.6.1 Qualité du matériau de bourrage

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et débouillage important au moment du tir. Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

I.11.7. Paramètres liés au plan de tir

I.11.7.1. Banquette

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

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

I.11.7.2. L'espacement

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

I.11.7.3. Rapport de maille

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

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

I.11.7.4. Présence des faces libres :

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

I.11.7.5. La hauteur du gradin :

La hauteur du gradin est un paramètre très important dans l'exploitation à ciel ouvert. L'augmentation de la hauteur du gradin entraîne une réduction du taux de hors-gabarits, par l'effet de la chute libre des blocs d'une grande hauteur.

Le choix de la hauteur du gradin dépend des propriétés des roches, de la méthode d'exploitation, des équipements d'extraction et en même temps, elle doit assurer la production annuelle planifiée de la carrière tout en assurant la sécurité du travail.

La principale exigence envers le tas des roches abattues dans les conditions des petites hauteurs des gradins c'est-à-dire quand la hauteur des gradins est inférieure à la hauteur maximale d'excavation (h_{max}), la nécessité d'assurer le remplissage du godet pendant un seul cycle d'excavation sur toute la largeur du tas.

I.12. Type d'amorçage et séquence d'initiation :

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

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose :

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

- D'un explosif secondaire.

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

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

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

Dans les charges allongées (charge de trou), il est très important de souligner le mode d'amorçage. En effet, si le détonateur électrique permet d'initier l'explosion d'une charge allongée à partir de sa base ou son sommet, il n'en est pas de même pour le cordeau détonant. Autrement dit, si la charge est amorcée par le cordeau détonant, l'impulsion est toujours perçue au sommet de la charge. Ainsi l'onde explosive se dirige du haut vers le bas du gradin, alors qu'on essaie dans la plupart des cas d'obtenir l'inverse qui permet de faire réfléchir totalement l'onde de choc, et par conséquent améliorer la qualité de fragmentation désirée. Pour que la charge d'amorçage amorce la charge principale d'explosif, une solution est possible si le cordeau détonant venait à être introduit à l'intérieur d'un tube isolant comme le montre le schéma ci-dessous. Dans ce cas, la charge principale n'étant pas en contact direct

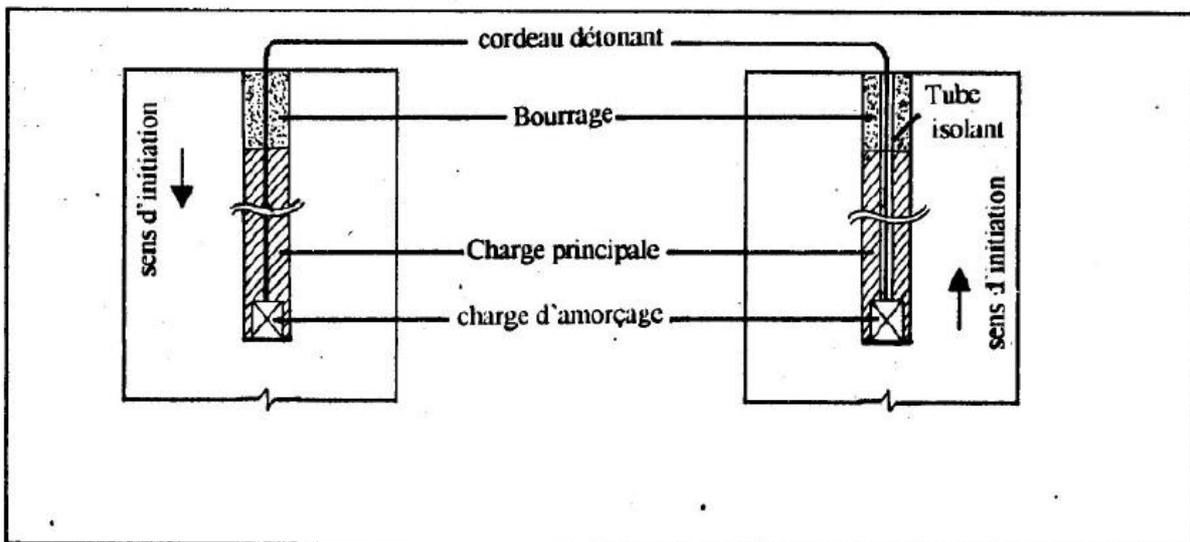


Figure I.9 : Sens d'initiation d'une charge explosive [12]

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

Chapitre I

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

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

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

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

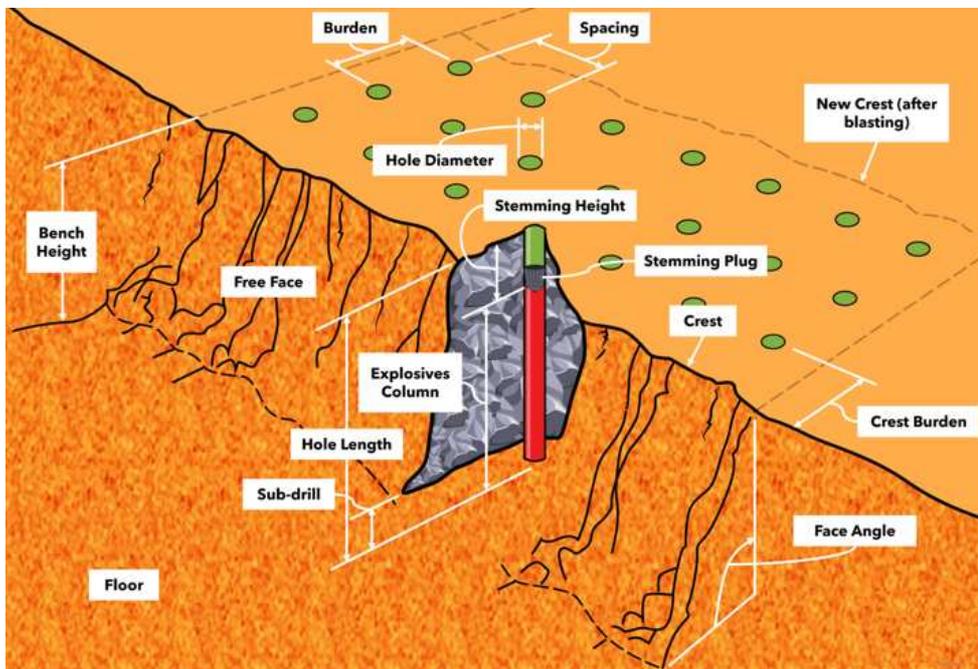


Figure I.10 : paramètres d'un plan de tir

I.13. Anomalies de tir [14]

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.

❖ Tas trop étalé et granulométrie trop fins

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.

❖ Tas mal foisonné et mauvaise granulométrie

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.

❖ Mauvaise granulométrie et étalement important

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.

❖ Mauvaise granulométrie et mauvais foisonnement

Une quantité anormale de gros bloc 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.

B) Les joints

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

Ces zones de faiblesse peuvent « débousser » de manière violente, avec projection à grande distance du matériau de remplissage et de fragments rocheux arrachés à la surface.

En conséquence, le gradin ne subit pas un choc suffisant pour l'abattre

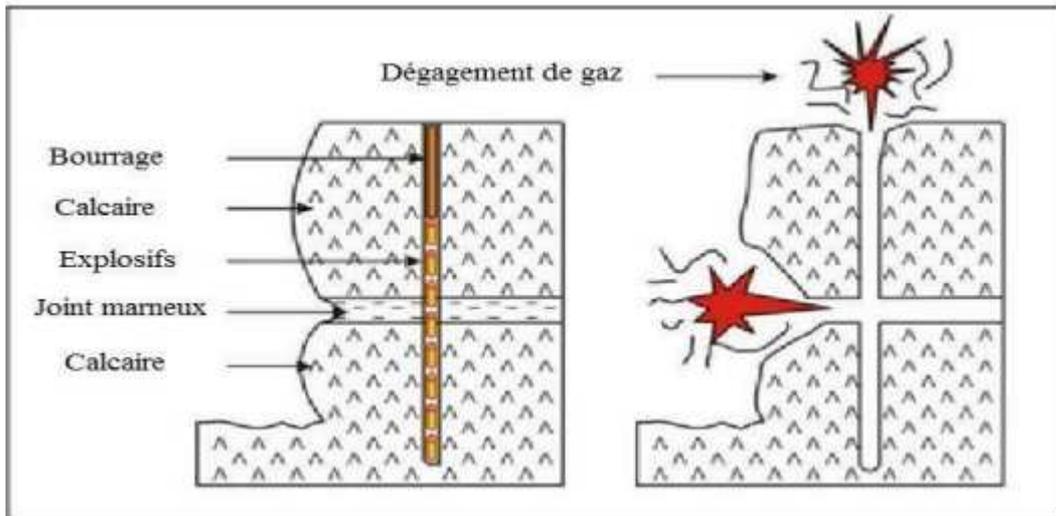


Figure I.11 : échappement de gaz à travers un joint marneux. [14]

C) La fracturation

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

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

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

D) Les failles

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

E) Fissuration arrière (effet arrière)

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

- Des fissures dont l'ouverture diminue alors que l'écartement entre elles augmente

lorsque l'on s'éloigne du front de taille.

- Que seule la partie supérieure du front de taille est affectée,
- Un découpage « en dentelle », les creux sont situés entre deux mines successives.

Cette anomalie est caractéristique d'une onde de traction réfléchiée trop importante.

L'intensité de cette contrainte dépasse la résistance à la traction de la roche au-delà du plan défini par les mines.

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

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

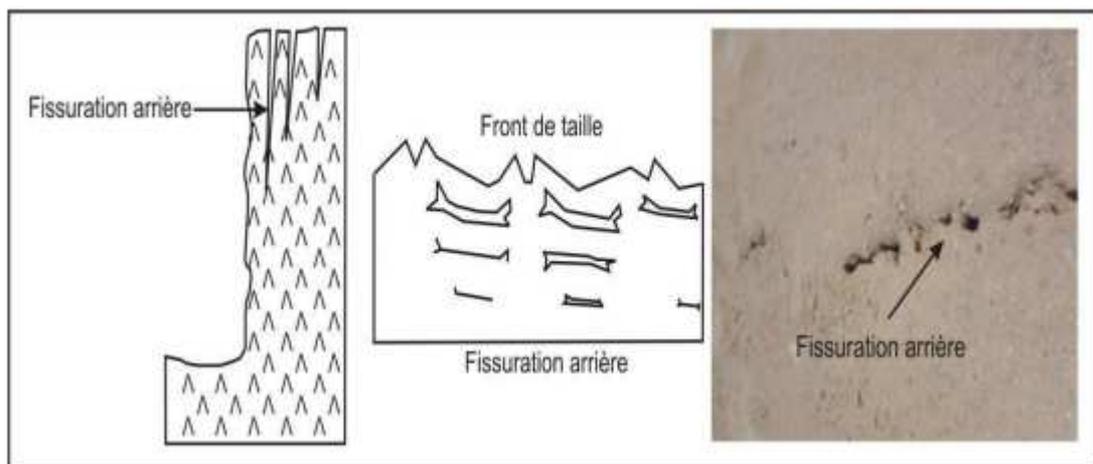


Figure I.12 : fissuration causée suite à un tir de mine.

F) **Gradin en surplomb**

Cette anomalie signifie que le haut du front de taille présente un surplomb (figure I.10).

Les causes possibles de cette anomalie peuvent être résumées comme suit :

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

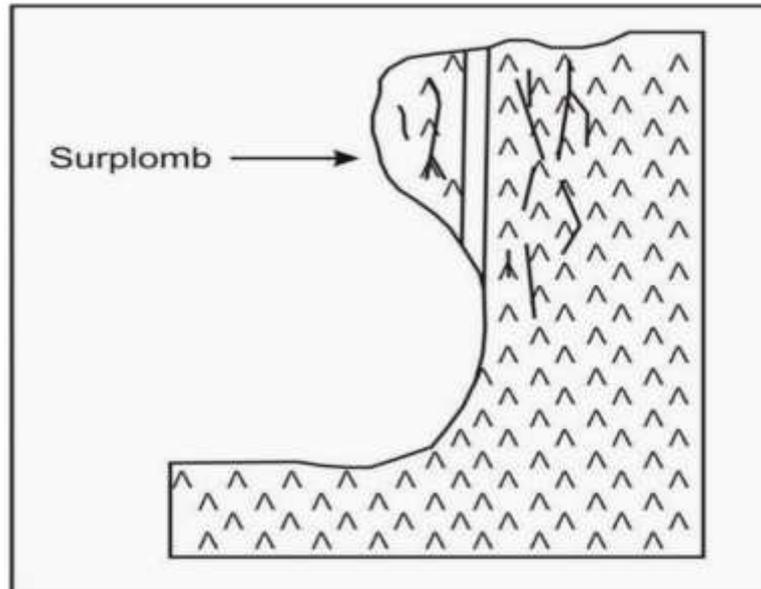


Figure I.13: exemples d'un gradin en surplomb.

Conclusion :

Dans ce chapitre nous avons pu avoir des généralités sur les paramètres d'un plan de tir et les travaux de forage et d'abatage.

L'abatage à l'explosif est le meilleur procédé d'exploitation des roches dures de la chaîne technologique minière, le plan de tir ainsi que les travaux de forage et d'abatage sont des étapes clés dans le domaine des travaux miniers et de la construction, notamment pour le déblaiement de roches et la préparation de sites. La conception optimale d'un plan de tir à l'exploitation minière est cruciale pour assurer l'efficacité, la sécurité et la rentabilité des opérations.

Un plan de tir optimal doit intégrer toutes ces considérations afin de maximiser l'efficacité des opérations tout en garantissant la sécurité des équipes et la protection de l'environnement.

Chapitre II

Description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

Introduction :

Dans ce chapitre, nous allons examiner le gisement cas d'étude, d'abord il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en prenant en considération la géologie régionale et locale, leurs formations et structures géologiques, et surtout les caractéristiques des massifs rocheux. Nous aborderons également la méthodologie d'exploitation adoptée pour ce gisement, en mettant en lumière les techniques utilisées d'exploitation, les étapes du processus d'extraction comme : chargement, transport et concassage, et les difficultés ou les obstacles qui influés sur l'exécution de leur exploitation.

II.1. La situation administrative et géographique :

La wilaya de M'sila est située dans la partie Centre-Est du pays, soit à 250 km au sud-est de la capitale Alger ; elle est limitrophe avec les wilayas de Bouira et Bordj Bou Arréridj au nord, Batna à l'est, Biskra au sud-est, Djelfa et Médéa à l'ouest.

S'étendant sur une superficie de 20 000 km². Elle comprend des aires géographiques variés : massif des Bibans et monts du Hodna au nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas saharien dans sa partie méridionale ; la localité de Hammam Dalàa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila, située aux confins nord celle ci, à la lisière occidentale de la chaîne du Hodna, plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'hir et 25 km au nord-ouest du chef-lieu. [12]

Tableau II.1: coordonnées géographiques de la wilaya de M'sila.

Zone de M'sila	Coordonnées
Longitude	04°30 E
Latitude	35°40 N
Altitude	441 m

II.2. La géologie régionale :

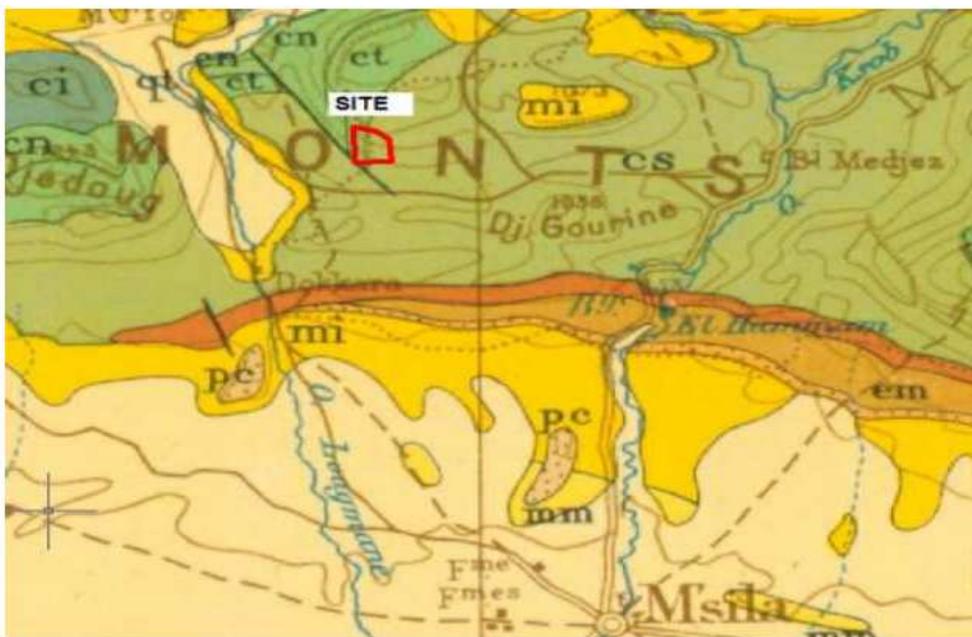
La région du site fait partie du versant méridional des monts du Hodna, eux même compris dans l'Atlas tellien. Sur le plan géologique, la région est constituée de formations sédimentaires du secondaire et du tertiaire gisant sous forme monoclinale avec un pendage général vers le Sud. Les principales formations observées dans la région du site sont du plus ancien au plus récent :

Chapitre II description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

- Crétacé inférieur : Les formations du crétacé qui affleurent au Sud du site sont composées essentiellement de calcaires et dolomies du Barrémo-Aptien et de dolomies, grès et argiles de l'Albien;

Miocène inférieur : Il débute par une série continentale de marnes grises puis par des grès alternant avec des marnes et argiles. A la base se dispose une série essentiellement marneuse avec des grès et des calcaires à algues et huitres

Du point de vue sismique, la région est classée dans la catégorie « zone d'aléa sismique IIa, d'intensité faible à moyenne ».



FigureII.2 : Carte géologique régional. [12]

II.3. Géologie du site :

Le gisement est composé d'une formation marno-calcaire du crétacé supérieur (emsherien) reposant sur une puissante assise franchement marneuse (dénommée C4). La formation utile débute par une couche de calcaires assez bien individualisée (Couche N° 3 ou C3) puis une série représentée par une alternance de bancs allant des calcaires à des marnes couches (Couche N°1 ou C1 et Couche N°2 ou C2). Les caractéristiques de ces trois couches qui forment la matière utile sont décrites ci-dessous :

Couche 1 (C1) :

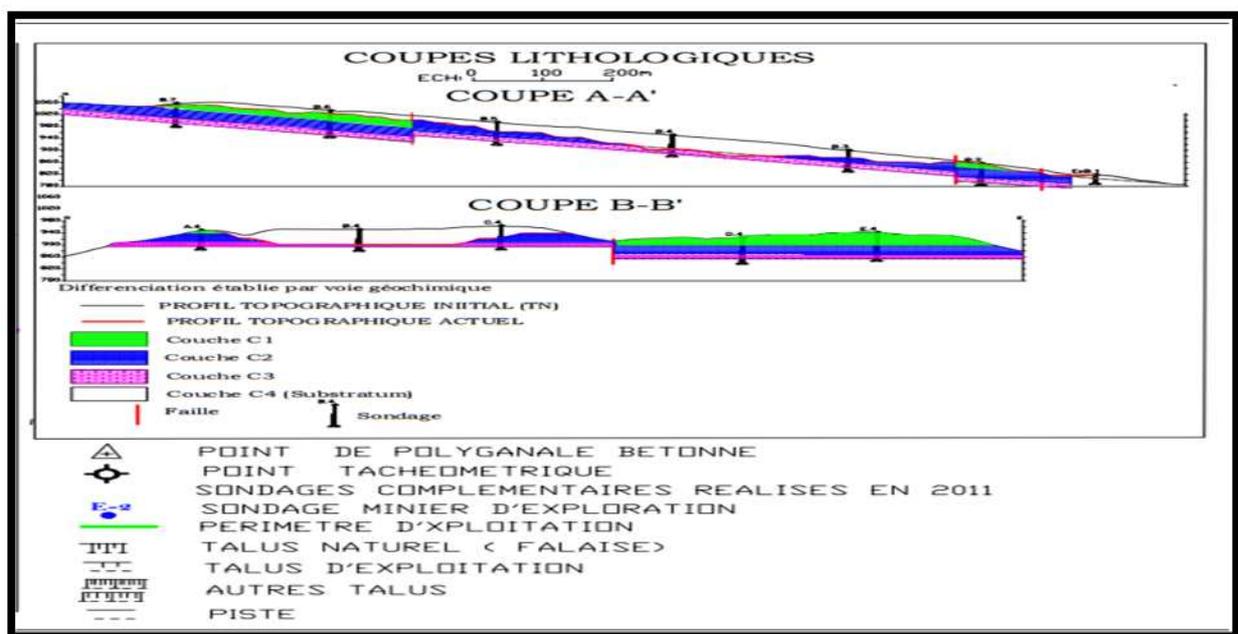
Elle forme la partie supérieure de la formation utile. Conventionnellement, sa limite inférieure est fixée au toit d'une couche marneuse repérable dans tous les sondages. Sa puissance maximale atteint 44.9 m. En moyenne, sur l'ensemble du gisement, la puissance est de 23.9m. Actuellement, elle est largement entamée par les travaux d'exploitation sur tout le gisement.

Couche N°2 (C2) :

Elle git sous la couche C1 et sa limite inférieure est fixée au toit de la couche franchement calcaire C3. Sa puissance atteint 40m. En moyenne, sur l'ensemble du gisement, son épaisseur est de 29.6 m.

Couche N°3 (C3) :

Elle forme la partie inférieure et sa limite inférieure est fixée au toit de la série marneuse inférieure (couche C4). Sa puissance varie de 9.2 m à 20.8 m mais cette dernière valeur pourrait être due aux failles qui affectent cette zone car en moyenne, sur l'ensemble du gisement, la puissance n'est que de 16.05 m.



FigureII.3 : Carte et coupes géologiques. [12]

II.3.1. L'hydrologie :

Il n'y a pas de cours d'eau important dans la zone du gisement. Le cours d'eau principal dans la région est l'Oued Ksob situé à l'Est de la région et sur le cours duquel a été érigé le barrage de même nom. Dans la zone d'étude, l'hydrographie est représentée par un système dendritique dense de ravinement du flanc Sud des monts du Hodna.

II.3.2. L'hydrogéologie :

Compte tenu de leur position topographique sur les parties sommitales de reliefs, leur inclinaison vers le Sud, les calcaires du gisement de Chouf-Ammar ne peuvent pas constituer un réservoir propice à accueillir un aquifère, ceci est étayé par l'absence du moindre suintement d'eau à la base des calcaires, notamment le long des falaises, et les pertes totales d'eau enregistrées au cours de la réalisation des sondages de prospection.

Le prolongement des calcaires vers le sud, en profondeur sous la couverture marneuse du campanien. Présente des conditions similaires et peut constituer un aquifère pouvant donner un débit équivalent.

II.4. Climat de la région :

La région est soumise à un climat continental, sec et aride à semi-aride à forts écarts de température et fortement dominé par des influences désertiques, ceci est nettement définie par des données météorologiques enregistrées durant les dix dernières années (1989 – 1999) sur la station de M'sila située à 25 km de la région d'étude.

II.5. Les réserves géologiques :

Les réserves exploitables restantes ont été calculées par modélisation 3D à l'aide du logiciel Surpac 6.6.2. Pour cela, la procédure suivante a été appliquée :
- la topographie du gisement actualisée en janvier 2017 a été modélisée sous forme d'un MNT (Modèle Numérique de Terrain ou DTM : Digital Terrain Model). [12]



Figure II.4 : MNT de la topographie actualisée.

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

- Afin de prendre des limites réalistes intégrant les talus et les banquettes, un MNT correspondant à une fosse virtuelle a été généré d'une manière ascendante depuis le niveau de base +740 m avec les paramètres suivants : Hauteur gradins : 15 m ; Angle de talus : 80° ; Largeur banquette : 5 m. Ce modèle a cependant un plancher horizontal à +740 m alors que le plancher d'exploitation correspond à des plans inclinés disjoints par les failles. Ce plancher réel incliné est modélisé par un MNT d'après les altitudes du mur de la couche C3 la plus profonde dans tous les secteurs.

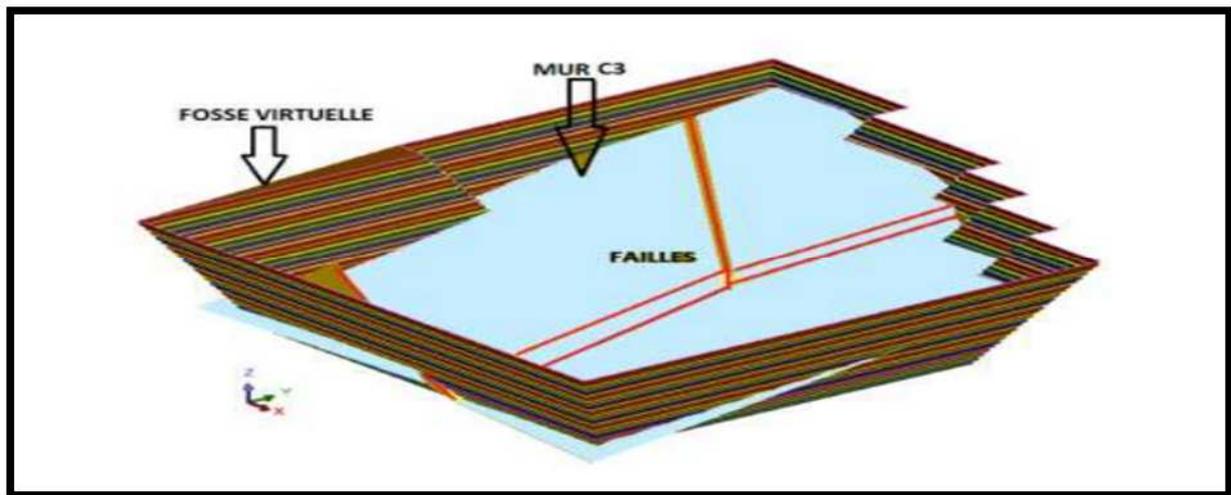


Figure II.5 : Fosse virtuelle et plancher d'exploitation (mur C3).

- Un premier traitement consistant à générer un solide en intersectant le MNT de la topographie et celui du mur de la couche inférieure C3 a été effectué. Le volume de ce solide correspond à la matière totale y compris celle située sur les talus. C'est l'équivalent de réserves dites « géologiques ».



Figure II.6 : Intersection du solide représentant la matière avec le MNT du plancher d'exploitation.

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

- Afin de ne retenir que les réserves réellement exploitables, on intersecté ensuite ce solide avec le MNT de la fosse virtuelle. Toute la matière située au niveau des talus est ainsi supprimée. Le volume du nouveau solide correspond aux réserves exploitables.

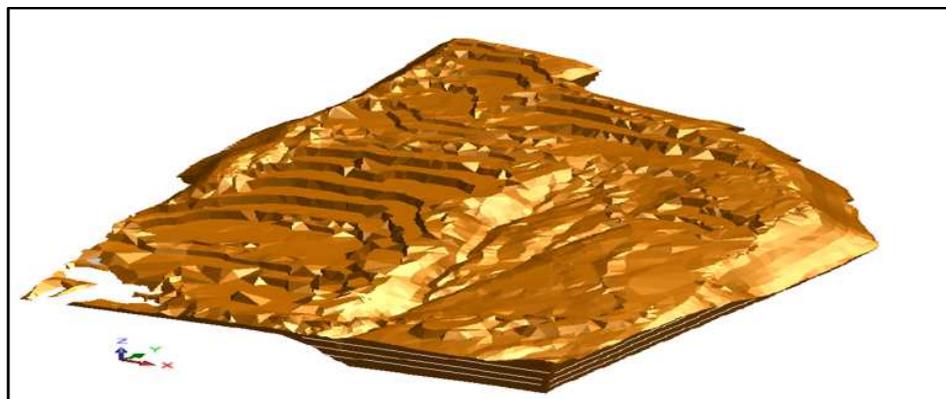


Figure II.7 : solide final représentant les réserves exploitables.

Les résultats du calcul des réserves exploitables par niveaux sont reportés dans le ci-dessous.

Tableau II.2 : les réserves exploitables par niveau.

Niveau (m)	Volume (m ³)	Tonnage (Mv t/ m ³)
740	59 135	150 794
755	544 865	1 389 405
770	1 203 963	3 070 105
785	2 026 817	5 168 384
800	3 177 912	8 103 677
815	4 756 566	12 129 244
830	6 110 682	15 582 240
845	5 865 272	14 956 442
860	5 733 793	14 621 173
875	5 374 671	13 705 410
890	5 054 655	12 889 369
905	5 009 805	12 775 003
920	5 102 861	13 012 296
935	5 092 820	12 986 692
950	5 002 505	12 756 388

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

965	4 942 528	12 603 448
980	4 935 898	12 586 541
995	4 233 216	10 794 700
1010	3 070 885	7 830 758
1025	1 622 705	4 137 898
1040	717 775	1 830 326
1055	236 099	602 052
Total	79 875 429	203 682 345

II.6. Ouverture de la carrière de Chouf-Amar : [12]

Dans le cas de la carrière de Chouf Amar, le gisement de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux. L'accès au gisement se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée du bas vers le haut. Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

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

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

L'ouverture choisie doit assurer :

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

II.6.1. Les caractéristiques de la demi-tranchée d'accès :

Elle est aussi appelée route d'accès et lie tous les gradins de la carrière. Etant donné que le gisement de Chouf Amar est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type

de gisement est l'ouverture par demi tranchée d'accès à partir des niveaux 768 m jusqu'au sommet (niveaux 1060m). Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, l'inclinaison du flanc de coteau, à la carrière de Chouf Amar on utilise les tracés en forme de serpentine. Dans la carrière de Chouf Amar, la circulation se fait à double voie. Ces caractéristiques sont :

- a. Angle de bord de la demi-tranchée d'accès
- b. La largeur du fond de la demi-tranchée.
- c. La pente longitudinale.
- d. La longueur de la demi-tranchée.
- e. Le volume de la demi-tranchée.

II.6.2. L'angle de bord de la demi-tranchée d'accès :

Dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches, dans notre cas le calcaire de la carrière de Chouf Amar est de dureté de $f = 10$, donc l'angle de bord de la demi-tranchée d'accès approprié est égal $\alpha = 80^\circ$.

Tableau II.3 : Angles des bords des tranchées d'accès.

Tranchées	Angles des talus d'après f (degré)			
	2-4	5-8	10-14	15-20
De découpage	60	65	70	80
D'accès	60	70	80	85

II.6.3. Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès :

La largeur de la demi- tranchée d'accès dépend de celle des camions, du nombre de voies et de la vitesse de déplacement des camions. Elle est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$b = B_t + Z + R \text{ (m).}$$

Où :

B_t : Chaussée de transport ; (m)

Z : La largeur de la digue de protection ; (m)

R : Rigole ;(m)

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

Avec :

$$B_t = 2T + a + 2C$$

Où :

- T : Largeur du camion ;(m)
- a : Distance de croisement de camion ;(m)
- C : Distance de sécurité entre l'arête inférieure du tas de roche et la voie de transport.(m)

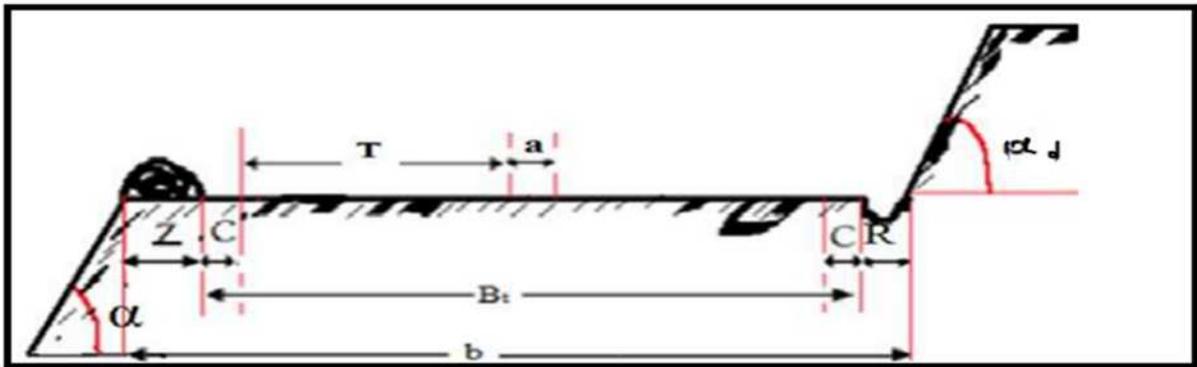


Figure II.8: Section transversale finale demi-tranchée d'accès

Les paramètres de la demi-tranchée d'accès construite à Chouf Amar sont donnés dans le tableau suivant

Tableau II.4 : Paramètres de la demi- tranchée d'accès.

Désignations	R	C	A	T	Z	B _t
Valeurs (m)	0.5	1	1.7	4.5	7.8	12.7

Donc :

$$b = 12.7 + 7.8 + 0.5 = 21 \text{ m.}$$

La largeur de la demi-tranchée existant au niveau de la carrière de Chouf Amar est de

$$b = 22 \text{ m.}$$



Figure II.9 : Piste avec 2 voies de transport. (photo prise le : 20/ 04/2024)

II.6.5. Volume de la demi-tranchée d'accès :

$$V_{dt.acc} = \frac{b_{dt.acc}^2 \sin \alpha \cdot \sin \beta * L}{2 \sin(\alpha - \beta)} \text{ (m)}.$$

Ou :

$b_{dt.acc}$: Largeur de la demi tranchée d'accès, $b_{dt.acc}=21\text{m}$ (m).

$\alpha_{déc}$: Angle de bord de la tranchée de d'accès, $\alpha_{déc} = 80^\circ$

β : L'angle du flanc de coteau, $\beta = 12^\circ$

L : Longueur de tranchée de d'accès , $L = 3500\text{(m)}$. (Paramètre existant dans la carrière).

$$V_{déc} = \frac{21^2 \sin 80 \sin 12 * 2500}{2 \sin(80 - 12)} = 170428.07 \text{ m}^3.$$

II.6.6. Volume de la demi-tranchée de découpage :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$V_{déc} = \frac{b_{déc} \sin \alpha \cdot \sin \beta}{2 \sin(\alpha - \beta)} L \text{ (m)}.$$

Ou :

$b_{déc}$: Largeur de la tranchée de découpage, (m).

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

- $b_{\text{déc}} = 2 (R_b + 0,5 \times B + m) ; (m)$
- R_b : Rayon de braquage du camion, $R_b = 9,2 (m)$;
- B : Largeur du camion, $B = 4,45 (m)$;
- m : L'accotement, $m = 1 (m)$.

$$b_{\text{déc}} = 2 \times (9,2 + 0,5 \times 4,45 + 1) = 23,85 (m).$$

$\alpha_{\text{déc}}$: Angle de bord de la tranchée de découpage, $\alpha_{\text{déc}} = 70^\circ$

β : L'angle du flanc de coteau, $\beta = 12^\circ$

L : Longueur de tranchée de découpage, $L = 400 (m)$. (Paramètre existant dans la carrière).

$$V_{\text{déc}} = \frac{23.85}{2} \frac{\sin 70. \sin 12}{\sin(70 - 12)} 400 = 1098.91 \text{ m}^3.$$

Tableau II.5 : Les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès. [12]

Paramètres de la demi-tranchée	Symbole	Valeurs	Unités
Largeur de la demi-tranchée d'accès	b_d	21	M
Volume de la demi-tranchée d'accès	V_d	170428.07	m^3
Angle de bord de la demi-tranchée d'accès	α	80	$^\circ$
Largeur de demi tranchée de découpage	$b_{\text{déc}}$	23.85	M
Angle de bord de demi tranchée de découpage	$\alpha_{\text{déc}}$	70	$^\circ$
Volume de demi tranchée de découpage	$V_{\text{déc}}$	1098.91	m^3
L'angle du flanc de coteau	B	12	$^\circ$



Figure II.10 : schéma du mode d'ouverture de la carrière Chouf-Amar. [12]

II.7. Méthode d'exploitation [1]

Lors du choix de la méthode d'exploitation on prend en considération les facteurs suivants :

- La dimension du gite
- Angle de pendage du gisement
- Puissance du minerai et des stériles
- Propriétés physiques et mécaniques du minerai et des stérile
- Topographie (relief) du gisement
- Equipements minières et de transport

Selon le plan topographique, le site de Chouf Amar est caractérisé par un relief montagneux donc .La méthode d'exploitation se fait en fonçage avec l'exploitation des roches de haut vers le bas (méthode avec transport).

II.7.1. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation

II.7.1.1. Hauteur du gradin : " Hgr" :

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

- la productivité de la carrière
- la qualité des minéraux
- la sécurité des travaux miniers.
- Les moyens de la production
- Les propriétés physique et mécanique des roches.
- Le volume de travaux capitaux.

Dans la carrière de Chouf Amar la hauteur du gradin est 20 m

II.7.1.2. Angle du talus des gradins :

Le talus du gradin est la surface inclinée du coté attaqué. L'angle entre le talus et le plan horizontal s'appelle l'angle du talus du gradin. Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 85°.

L'angle du talus des gradins de la carrière de Chouf Amar est : $\alpha = 80^\circ$. pour la dureté de la roche $f = 10$ selon l'échelle de Pr PROTODIAKONOV.

II.7.1.3. Largeur d'enlevure : "A"

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

- le mode de préparation des roches à l'abattage.
- le type et dimensions des engins de chargement.
- les propriétés physico-mécaniques des roches.

Dans la carrière de Chouf Amar l'abattage se fait par travaux de forage et de tir, les roches étant dures (Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV)

($f = 10$) Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- ✓ les propriétés des roches ;
- ✓ le mode d'abattage des roches ;

- ✓ type et dimensions des engins de chargement.

Elle est déterminée d'après la formule suivante :

$$A = w + (n - 1) b, m.$$

Où :

w : la résistance au pied du gradin, w = 3.5m.

n : Nombre de rangées, n = 2.

b : Distance entre deux ranges, b = 3.5m. (Paramètre existant dans la carrière)

Alors :

$$A = 3.5 + (2-1) * 3.5 = 7m$$

II.7.1.4. La largeur de la plateforme du travail :

La largeur de la plateforme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques des roches, des dimensions des tas des roches abattues, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Lors de l'abattage des roches par explosif, et transport par camion la largeur de plateforme de travail est déterminée par la formule suivante :

$$L_p = A + B_t + X + C + Z ; (m)$$

Où :

A : Largeur d'enlèvement ; A = 7m.

C : Distance de sécurité entre l'arête inférieure du tas de roche et la voie de transport.

$$C = 0.2 * H_g ; (m)$$

Donc :

Pour $H_g = 20m$; $C = 4m$.

B_t : Largeur de chaussée de transport : $B_t = 12.7 m$

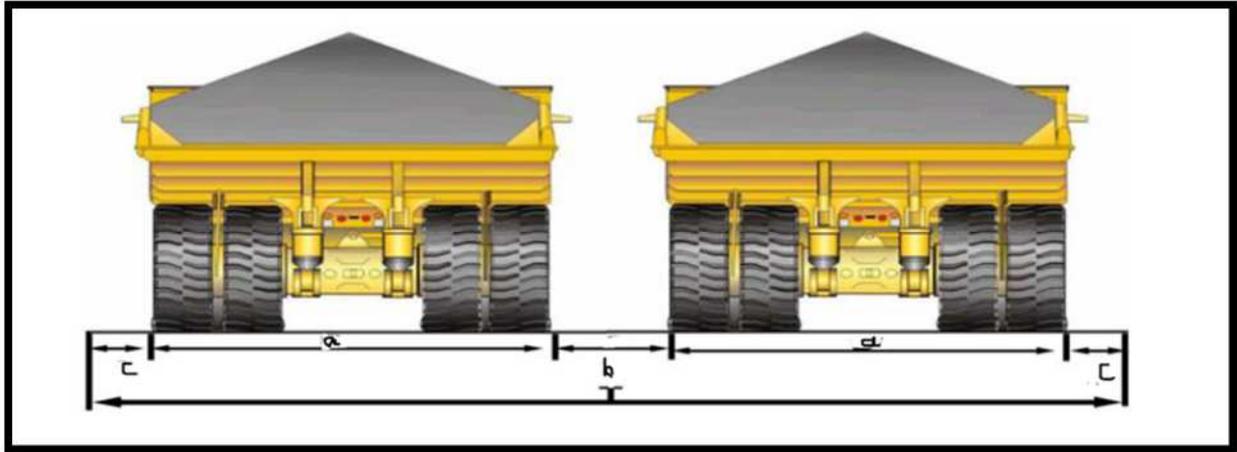


Figure II.11 : largeur de voie du transport.

La formule selon laquelle on détermine la largeur de la Chaussée de transport est la suivante :

$$T=2a+b+2c ; (m).$$

Où :

a : largeur de camion ; a=4,5 m

c : accotement ; c=1m (donnée de la carrière).

b : distance de croisement ; b=1,5m (donnée de la carrière).

Donc : $T=2(4,5) + 1,5 + 2*1=12.70$ m

Z : largeur de prisme d'éboulement :

$$Z = H_g (\text{ctg } \Upsilon - \text{ctg } \alpha) ; (m)$$

α : Angle du talus de gradin en exploitation ; $\alpha = 80^\circ$

Υ : Angle du talus de gradin en liquidation ($35 \div 60$) ; $\Upsilon=60^\circ$

Pour $H_g= 20m$;

$$Z=20(\text{ctg}60^\circ - \text{ctg}80^\circ)=8.02 \text{ m.}$$

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif est calculée par la relation suivante :

$$X= A*[(2*K_f*H_g/H_t) - 1] ; m$$

K_f : coefficient de foisonnement, $K_f = 1.5$

H_g : Hauteur du gradin ;(m)

H_t : Hauteur du tas ($0.5 \div 0.6$) $\times H_g$;(m).

On prend:

$$H_t= (0.6*H_g) ; (m)$$

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

Pour $H_g=20$ m ; $H_t = 0.6 \times 20 = 12$ m (Paramètre existant dans la carrière)

Ainsi :

Pour $H_g=20$ m ; $X = 7 \times [(2 \times 1.5 \times 20/12) - 1] = 28$ m

Tableaux II.6 : La largeur de la plateforme de travail :

Désignations	A	B_t	X	C	Z
$H_g=20$ m	7	12.7	28	4	8.02

Donc :

La largeur minimale de la plate-forme de travail est ;

Pour $H_g=20$ m ; $L_p = 59.72$ m

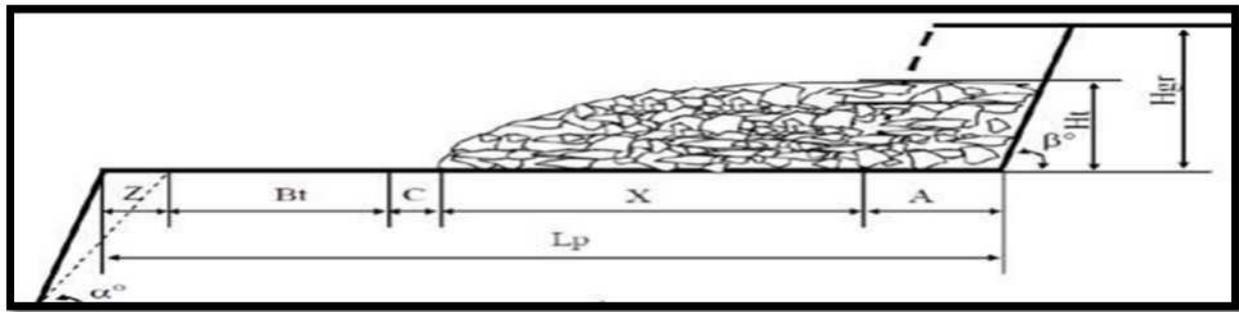


Figure II.12 : La plateforme de travail.

Légende :

Z: Prisme d'éboulement.

B_t : Largeur de chaussée de transport.

C : Distance de sécurité entre l'arête inférieure du tas de roche et la voie de transport.

A : Largeur d'enlèvement.

X : Largeur en dehors de l'enlèvement.

L_p : Largeur de plateforme de travail.

H_t : Hauteur du tas abattus.

H_g : Hauteur de gradin.

α° : Angle du talus de gradin.

β° : Angle du talus en activité.

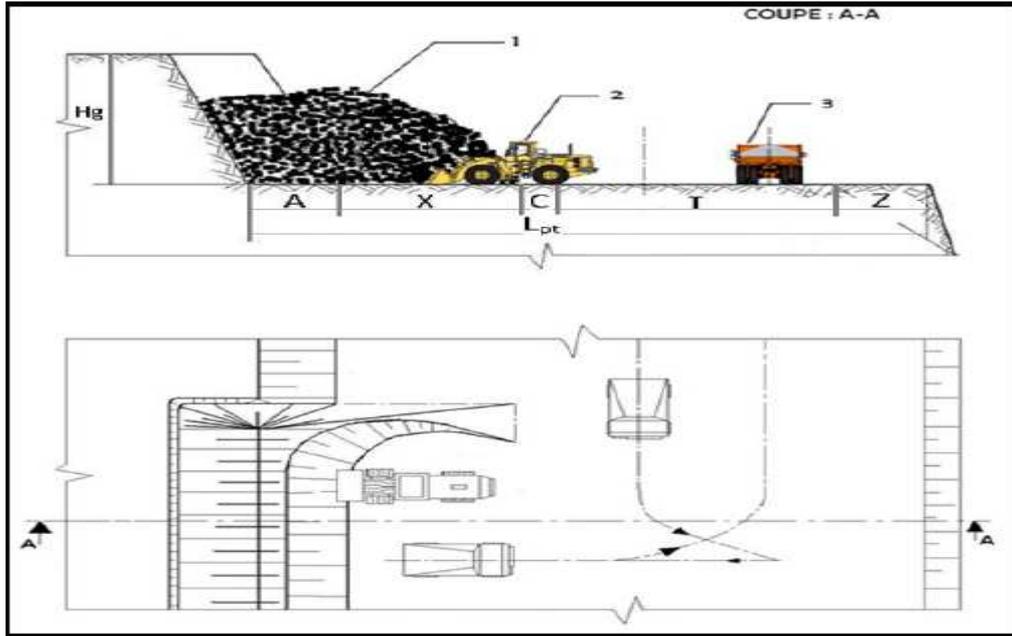


Figure II.13 : schéma de la méthode d'exploitation.

Légende :

- 1) Tas de roche abattue
- 2) Chargeuse
- 3) Camion

Tableaux II.7: Paramètres de la méthode d'exploitation.

Paramètres	Désignations	Valeurs	
Hauteur du gradin	H_g	20	M
Largeur d'enlevure	A	7	M
La largeur de la plateforme de travail	L_p	59.72	M
Angle du talus de gradin en liquidation	γ	60	Degré
Angle du talus de gradin en exploitation	α	80	degré

II.8.Travaux de forage et de tir [1]

Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension nécessaire et admissible pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport.

Dans la pratique, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir :

- L'abattage mécanisé.
- L'abattage hydro-mécanisé.
- L'abattage par ripage.
- L'abattage par explosif.

Aussi, il est important de souligner que le cout d'abattage représente une partie considérable du cout total de l'exploitation minière à ciel ouvert.

Vu la dureté de la roche du calcaire qui forme le gisement du carrier de Chouf Amar qui atteint sur l'échelle de Protodiakonov une valeur égale à 10, on applique la méthode de préparation des roches par des travaux de forage et de tir qui est la plus répandue parmi les autres méthodes connues.

II.8.1.Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir : [22]

Il est à noter que les travaux de forage et de tir en carrières doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire une surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaire ;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour les installations au jour et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail ;

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

Aussi, parmi les exigences technologiques aux travaux de forage et de tir, on a une dimension maximale admissible des blocs de roche abattue à déterminer en fonctions des paramètres des engins miniers de chargement, de transport et de traitement :

selon le volume du godet de l'excavateur (E):

$$C \leq 0.8 * \sqrt[3]{E} \dots\dots\dots m;$$

C : diamètre maximal admissible des morceaux abattus, (m).

E : la capacité du godet de la chargeuse, $E=8.4m^3$

Le chargement est assuré par la chargeuse sur pneus dont la capacité du godet est : $E=8.4m^3$ (voir le chargement).

Donc on a :

$$C \leq 0.8 * \sqrt[3]{8.4} = 1.62m$$

- selon le volume de la benne de l'engin de transport (V) :

$$C \leq 0.5 * \sqrt[3]{V_c}, \dots m;$$

V_c : la capacité de la benne des camions, $V_c = 31.4m^3$ (voir transport).

$$C \leq 0.5 * \sqrt[3]{31.4} = 1.57m$$

- suivant les dimension du concasseur (B)

$$C \leq 0.8 * B_{ou} (m)$$

B_{ou} : les dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou du concasseur $B_{ou} = 2m$

$$C \leq 0.8 * 2_{ou} (m)$$

$$C \leq 1.6 m.$$

N.B : Les morceaux abattus ayant $C \leq 1.57m$ peuvent être chargés, transportés et concassés.

Les morceaux ayant $C > 1.57m$ sont considérés comme étant blocs hors gabarit et feront l'objet de débitage secondaire.

II.8.2. Caractéristiques techniques de la sondeuse [12]

Le tableau II.8 : représente les caractéristiques de la sondeuse :

Marque.	ATLAS. COPCO
Type.	ROCL6 – 44
Type de moteur	CAT C10
Puissance du moteur	R72 KW
Diamètre du trou	(110 ÷ 125) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40 m
Poids	18,5 t
Pression de travail, max	25 bar



Figure II.14 : sondeuse ATLAS COPCO ROC L6.

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

- ❖ forage rotatif (sondeuse rotative).
- ❖ Forage percutant (sondeuse percutante).
- ❖ Forage roto percutant (sondeuse roto-percutante).
- ❖ Forage thermique (sondeuse thermique).

Chapitre II
description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

Selon l'académicien V.RJEVESKY, le choix du mode de forage dépend de l'indice de Forabilité et son diamètre :

Tableau II.9 : Mode de forage en fonction de l'indice de forabilité des roches, ainsi que son diamètre :

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

On a : L'indice de forabilité est :10.63

Dans les conditions de la carrière Chouf Amar, le mode de forage utilisé est roto percutant avec une sondeuse de types ATLAS COPCO.

❖ **Perforatrice roto-percutante :**

L'énergie est utilisée pour 80% dans la rotation, et pour la quantité restante dans la percussion. Son actionnement est hydraulico-pneumatique ou pneumatique et le diamètre de leur sondage va de 20mm à 50mm. La perforatrice comprend un marteau qui descend au fond du trou est destiné pour les roches dures (de 10 à 20 d'après l'échelle de Protodiakonov).

La vitesse de forage, avec des couronnes des 50 mm, qui est deux à trois fois supérieure à celle de la perforatrice à percussion, est la suivante :

- Calcaire tendre3.00 à 3.6m/mn.
- Calcaire dur... 1.50 à 2.00m/mn.
- Granit.....0.90m/mn

II.8.3. Travaux de tir :

Les travaux de tir nécessitent d'utiliser des produits chimiques (explosifs) destinés pour libérer leur énergie potentielle en un temps très court, qui s'accompagne de dégagement d'un important volume gazeux et une température très élevée. Chaque produit explosif se caractérise par sa capacité de travail, sa brisance ou vitesse de détonation, sa sensibilité à l'onde explosive, son aptitude à transmettre la détonation, sa résistance à l'humidité ou l'eau, son état physique et son mode de présentation.

II.8.3.1. Paramètres des travaux de tir [12]

Au niveau de la carrière Chouf Amar on utilise : 70% de l'Anfomil et 30% de Samex

Les paramètres de travaux de forage et de tir de la carrière Chouf Amar sont résumés dans le tableau suivant

Tableau II.10 : Tableau récapitulatif des paramètres de forage et de tir existant dans la carrière Chouf Amar

Paramètres	Symboles	Unités	Valeurs Existants dans la carrière
Diamètre du trou	Dtr	mm	110
Hauteur du gradin	Hg	m	20
Inclinaison du trou	β	degré	80
Consommation spécifique de l'explosif	qex	Kg/m ³	0.49
Longueur d'excès de forage	Lex	m	1.65
Longueur du trou	Ltr	m	21.9
Capacité métrique du trou	P	Kg/m	9.46
Ligne de moindre résistance	w	m	4.12
Distance entre deux trous	a	m	4.12
Distance entre deux rangées	b	m	4.12
Quantité d'explosif nécessaire dans un trou	Q	Kg/trou	166
Longueur de bourrage	Lb.t	m	4.36
Longueur de la charge explosive	Lch	m	17.54
Volume du bloc à abattre par trou	Vb/trou	m ³	339.48
Volume du bloc à abattre par tir	Vbl	m ³	29962.5

II.9. Chargement et transport :

II.9.1. Chargement :

La deuxième phase des processus technologiques dans les mines à ciel ouvert est le chargement de la masse rocheuse.

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.

Le choix de l'engin de chargement est un facteur important qui influe directement sur le procédé d'extraction des roches abattues en général.

Le choix de type de chargeuse au niveau de la carrière Chouf Amar doit être rationnel de manière à assurer la production planifiée de la carrière $P_a = 4\,000\,000$ t/an.

II.9.2. Le choix du moyen de chargement :

La détermination du type d'engin de chargement se fait en considération les facteurs suivants :

- ✓ Mesures de sécurité.
- ✓ Nature de matériaux.
- ✓ Méthode d'exploitation.
- ✓ Production envisagé.

Au niveau de la carrière de Chouf Amar l'engin d'extraction-chargement des roches préalablement abattues par travaux de forage et de tir et la chargeuse sur pneus de type

CATERPILAR 990 II



Figure II.15 : chargeuse CARTER PILAR 990 IT

Tableau II.11 : Caractéristiques techniques de la chargeuse Caterpillar II.

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
Marque, Caterpillar	-	-
Type 990II	-	-
Largeur entre les pneus	4600	Mm
Épatement	4600	Mm
Bande de roulement	3060	Mm
Rayon de braquage	10337	Mm
Hauteur de creusement maximal	10	M
Puissance du moteur diesel	466	KW
Capacité du godet	8,4 ÷ 9,2	m ³
Capacité de charge	15 ÷ 16,5	T
Vitesse maximale de déplacement	34	km/h
Poids net de la chargeuse	73453	Kg
Vitesse de rotation	2000	tr/min

II.10. TRANSPORT

Le transport dans les carrières prédétermine dans très large mesure, le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements ainsi que le prix de revient des produits.

Le transport par camion est le plus répandu en Algérie, Il est rationnel de l'appliquer en cas de gisements compliqués, de l'approfondissement et de la construction de la carrière et de l'exploitation sélective.

Le transport par camion présente les avantages suivants :

- ✓ Une bonne manœuvrabilité.
- ✓ Possibilité de circuler par des grandes pentes.
- ✓ Autonomie d'alimentation en énergie.
- ✓ Simplicité d'organisation de travail à la carrière.
- ✓ Capacité de travail dans les conditions climatiques diverses.

II.10.1. Le choix du type de camion

Le choix d'engin de transport dans les carrières est basé sur plusieurs caractères tel que la productivité de la carrière ; la distance de transport ; la nature de la matière a transporté ; la qualité de fragmentation des roches. Compte la distance de transport entre le front de travaux et le concasseur est de l'ordre de 2500m et plus, et les roches a transport dont la granulométrie est moyenne (blocométrie de 0,3 jusqu'à 1m), et la pente de la route d'accès est égale 10%, et pour assurer une production annuelle de 4.10^6 tonne de calcaire, d'après ces paramétrés. Le transport dans la carrière de Chouf- Amar s'effectue par des camions de marque CATER-PILLAR de type 775 E. [12]



Figure II.15 .Camion Caterpillar 775.^E

Tableau II.12 : Caractéristiques techniques du camion Caterpillar 775E.

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
Marque : Caterpillar	-	-
Type 775 ^E	-	-
Capacité de charge (charge utile)	65	Tonne
Capacité de la benne	31,4	m ³
Puissance du moteur (diesel)	544	Kw
Poids net à vide	47,5	Tonne
Poids à charge	112,5	Tonne
Longueur	9209	Mm
Largeur	4532	Mm
Hauteur	3938	Mm
Vitesse maximale avant	65	Km/h

II.11. Concassage :

Le concassage constitue la première étape du traitement. Son objectif n'est pas la libération des minéraux, mais simplement la réduction de dimension afin de faciliter la manipulation ultérieure du minerai. Il est normalement fait à sec en deux ou trois étapes. L'alimentation provient de la carrière et à une dimension pouvant aller jusqu'à 1 m. Des fois on utilise aussi le concassage comme étape intermédiaire dans certains circuits de broyage autogène.

La première étape de concassage opère normalement avec la même cadence horaire de la carrière et souvent se déroule dans la carrière même. Cette opération se fait toujours en circuit ouvert et permet de réduire la dimension des roches jusqu'à 10 à 15 cm, permettant ainsi son transport à la trémie. Le concassage secondaire et tertiaire est toujours accompli dans cette dernière. [12]

Comme mentionné déjà, le concassage peut se faire en circuit fermé ou ouvert; le choix dépend fondamentalement du produit final désiré.

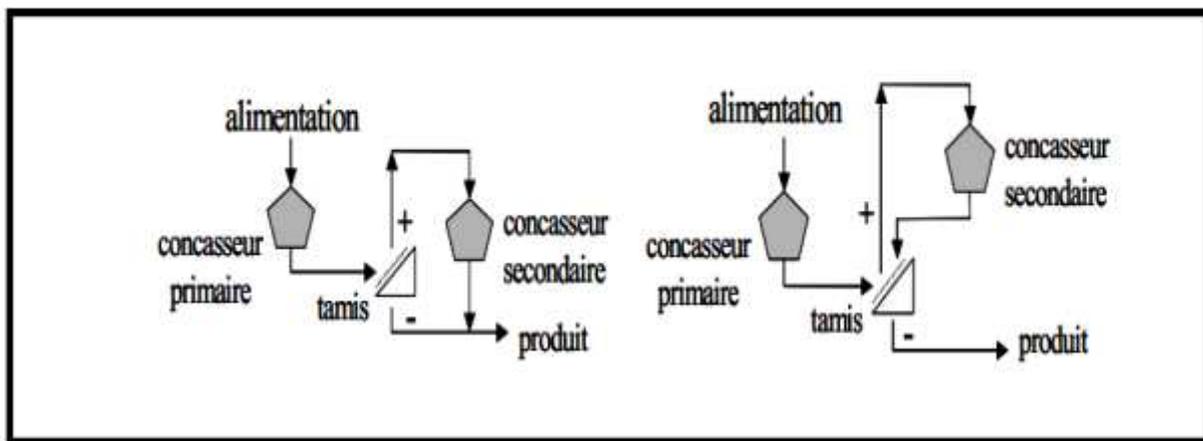


Figure II.16 : Schéma de préparation mécanique (concassage).

II.12. Production des blocs hors gabarits :

Après avoir effectué le tir, une partie des roches abattue présente des blocs dont les dimensions ne sont pas admissibles dans la trémie du concasseur, ces morceaux sont des hors gabarit (plus de 40% de hors gabarit n'est pas admissible lors de l'abattage, selon le professeur Protodiakonov 1986).

Afin de réduire les dimensions de ces blocs on a recouru 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 superficielle), ou à l'intérieur des trous forés à cet effet.

Chapitre II

description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

Dans les conditions actuelles d'exploitation des calcaires de Chouf Amar il a été noté une grande production de blocs hors gabarits notamment dans les figures suivantes :



Figure II.17 : présentation d'un grand bloc hors gabarits. Photo prise le : 22/04/2024

Parmi les principales causes qui provoquent la sortie des hors-gabarits, on peut citer :

- Mauvaise implantation des trous par rapport à la fracturation naturelle (le plan des mines est parallèle à celui des fissurations naturelles du terrain). :
- La construction de la charge à l'intérieur du trou ;
- changement entre les distances (a) et (b) qui fait sur le plan pratique ;
- Le temps de retard ;
- Qualité du matériau de bourrage (les produits de foration) ;

La pratique a fait ressortir que les blocs hors gabarits affectent la chaîne de production et ont pour les conséquences suivantes :

- Encombrement et parfois blocage de la chaîne d'exploitation.
- Augmentation de la consommation d'énergies (d'une part l'utilisation de débitage secondaire et d'autre part dans le concassage primaire)
- Faible productivité (augmentation du temps du cycle)
- Difficulté de pénétration du godet
- Mauvais remplissage des godets
- Tri des blocs
- Augmentation des réparations et de la maintenance
- Plateforme irrégulière
- Augmentation des temps d'attente (chargement, concassage)
- Mauvais remplissage des camions
- Diminution du taux de concassage par heure
- Plus de travail (moins d'éléments passent directement au travers) Blocage à l'entrée

➤ Consommation énergétique augmentée

II.13. Influence de la formation structurale géologique des massifs et les discontinuités sur la qualité de fragmentation : [14]

II.13.1. Massif rocheux en place :

Si l'on possède maintenant une assez bonne connaissance des mécanismes de la transmission de l'énergie explosive au massif rocheux, la quantification de cette transmission et l'influence des caractéristiques du massif sur celle-ci sont encore du domaine de la recherche scientifique. Il est clair que l'interaction du massif est primordiale. Facilement fragmentable, il est nécessaire de préparer un plan de tir adéquat. C'est le cas quotidiennement dans les exploitations de roches ornementales. Par contre, il est très difficile d'abattre un massif de nature hétérogène, très fracturé ou karstifié, particulièrement si les discontinuités sont ouvertes (massif décomprimé). Non seulement le rendement du tir sera mauvais, mais les conditions opératoires deviendront complexes : mauvaise précision de la foration, non stabilité des parois des trous de tir, présence d'eau, difficultés de chargement de l'explosif, risques de rupture du circuit d'amorçage, effets arrière importants, etc.

II.13.2. L'influence de la matrice et des hétérogénéités de nature :

Globalement les caractéristiques de la roche influent beaucoup sur :

- Les performances de la foration ;
- La transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci.

Une classification de la facilité d'un massif à être fragmenté par le tir a été proposée par Muller (1997), sur la base de la mesure de son impédance (vitesse x densité) et de la taille moyenne des blocs du massif in situ ou blocométrie. Le premier paramètre est en fonction de la matrice, le second est en fonction de la densité des discontinuités, et de la matrice rocheuse.

La nature de la matrice peut, dans des assez rares conditions, poser des problèmes pour le bon fonctionnement d'un tir. Du fait de leur bonne conductivité, ils perturbent le fonctionnement de l'amorçage des volées. Ce cas extrême vient aussi en partie du fait que les dispositifs de tir de l'époque n'étaient certainement pas aussi sécurisés qu'aujourd'hui.

II.13.3 Les propriétés mécaniques de la matrice rocheuse :

Les propriétés de la matrice rocheuse ici mise en jeu sont les propriétés physicomécaniques, acoustiques et à moindre degré, hydrologiques. Spécifiquement, ces

propriétés sont : la densité, les résistances à la traction et à la compression, le module de Young, le coefficient de poisson et l'impédance acoustique.

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la matrice rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se aillent, les essais au laboratoire de indiqués une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction

- **Les karst :**

Ces cavités souterraines invisibles depuis la surface constituent des poches où 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. A proximité des fronts, elles peuvent occasionner des phénomènes de projection.

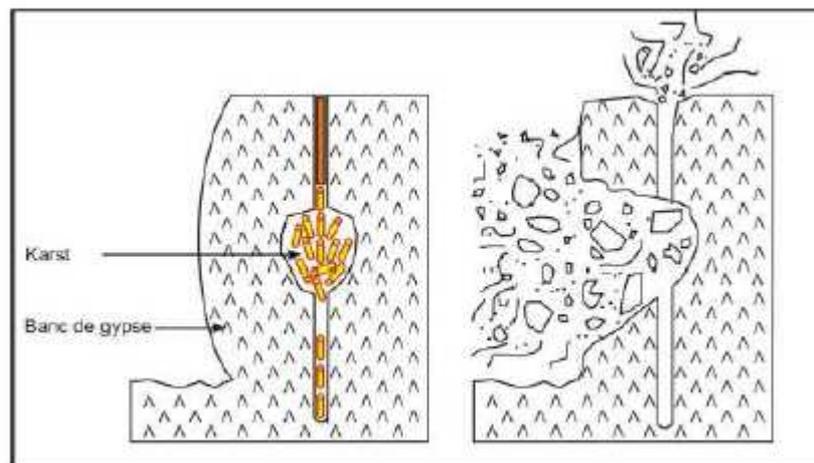


Figure II.18 : Anomalie de tir dû à la présence d'un karst.

- **Discontinuités stratigraphiques**

La présence d'une discontinuité peu remplie ou à remplissage peu résistant peut par ailleurs causer un échappement des gaz d'explosion et perturber la mise en mouvement de la roche abattue. Une discontinuité subhorizontale à d'arrachement au pied. L'orientation des jeux de discontinuités par rapport à l'orientation du gradin et des charges a une influence à la fois sur la portée et sur les formes d'arrachement observées après le tir dans les plans horizontaux et verticaux.

- **Les discontinuités structurales :**

la carrière de Chouf Ammar contient quelques failles ou on trouve généralement les intercalations et l'oxydation de la pyrite. Ces zones défavorisent l'abattage et la qualité de fragmentation.



Figure II.19 : représentation d'une faille au niveau 850 dans la carrière de Chouf Amar.
Photo prise le : 28/04/2024.



Figure II.20 : présentation d'une faille intercalée au niveau 950 dans la carrière de Chouf Amar. Photo prise le : 28/04/2024.

Le gisement est disloqué dans sa partie centrale par une grande faille de rejet vertical apparent atteignant plusieurs dizaines de mètres, en deux secteurs majeurs : Ouest et Est.

Chapitre II description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

Plus précisément, il s'agit de failles normales, de rejet vertical à sub-vertical n'atteignant que quelques mètres. Cela dit, ce rejet a été détecté plus important dans la partie SW du gisement actuel.

Les discontinuités existent au niveau de la carrière causent aussi les problèmes notés précédemment tel que ces derniers défavorisent les différent travaux d'abattage comme les travaux de foration (déviation de taillons), difficulté dans l'implantation des trous de mine et l'hors de tir l'explosif perte son effets à travers ces discontinuités.



Figure II.21 : Débitage secondaire par explosif et brise roche dans la carrière de Chouf Amar. Photo prise le : 22/04/2024.

Conclusion :

Dans ce chapitre, on a mené une étude générale sur le site étudié (carrière de calcaire Chouf Amar), 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 influe directement sur tous les processus technologiques du chargement jusqu'à l'étape de la préparation mécanique. On a identifié le grands problème de la carrière de Chouf Amar qui est la formation des hors gabarits, on a aussi souligné les conséquences de ce problème majeurs tel que l'empêchement et le blocage du cycle des travaux, la perte d'énergie, du temps, et d'argent ; tous ca provoque une diminution dans la productivité de l'entreprise.

Chapitre II

description du site d'étude de la carrière de la cimenterie Lafarge M'sila

On a fait une petite analyse des données concernant ce problème et on a pu tirer les différentes causes puis les relier avec les paramètres influençant sur la qualité de fragmentation

on a des causes contrôlables sur lesquelles on va jouer afin d'améliorer la qualité de la fragmentation , et on a des causes non contrôlables dont la géologie de gisements, les intercalations et la stratification irrégulières des couches géologiques. Ces causes sont malheureusement en majorité en dehors de notre gestion.

Chapitre III

Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière

Introduction :

L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert, qui donne plus de rendement en comparaison avec les moyennes mécaniques d'extraction. L'utilisation des explosifs nécessite des travaux préparatoires tels que le forage des trous de mines.

L'influence des paramètres contrôlables sur la qualité de fragmentation des roches est un sujet crucial dans le domaine de l'exploitation minière. La qualité de la fragmentation a un impact direct sur l'efficacité des opérations d'extraction, le coût de traitement et la continuité des travaux.

Le plan de tir repose sur des études approfondies des roches, dont le choix de la maille de forage joue un rôle très important dans les résultats de tir. Dans ce chapitre nous étudions l'optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière de Chouf Amar .

III.1. Processus de forage

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. Le type du 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. [6]

III.1.2. Mode de forage :

Le choix de mode de forage en fonction de l'indice de forabilité des roches, ainsi que son diamètre :

Tableau III.1 : représente mode de forage en fonction de l'indice de forabilité des roches, ainsi que son diamètre :

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

Selon l'académicien V.RJEVESKY, le choix du mode de forage dépend de l'indice de Forabilité et son diamètre :

On a : L'indice de forabilité est : 10.63

Dans les conditions de la carrière Chouf Amar, le mode de forage utilisé est roto percutant avec une sondeuse de types ATLAS COPCO.

III.2. Calcul de forabilité et tirabilité :

Tableau III.2 : Caractéristiques géotechniques des roches.

Propriété physico-mécanique	Indices des paramètres	Unités
Masse volumique (γ)	2.67	t /m ³
Résistance à la compression (δ_c)	400-1200	Kgf/cm ²
Résistance à la traction (δ_t)	60-100	Kgf/cm ²
Résistance au cisaillement (δ dép)	120-180	Kgf/cm ²
La dureté (f)	10	

III.3.1. La résistance à la compression :

$$\sigma_{\text{comp}} = 100 \times f = 100 \times 10 = 1000 \text{ kgf/cm}^2$$

III.3.2. La résistance à la traction :

$$\sigma_{\text{tr}} = (0.08 \div 0.12) \times \sigma_{\text{comp}}$$

Dans le cas de la carrière de Chouf Amar :

$$\sigma_{\text{tr}} = 0.12 \times 1000 = 120 \text{ kgf/cm}^2.$$

III.3.3. La résistance au cisaillement

$$\sigma_{\text{dép}} = [0.2 \div 0.33] \times \sigma_{\text{comp}}$$

On prend : 0.33 pour le cas de Chouf Amar :

$$\sigma_{\text{dép}} = 0.33 \times 1000 = 330 \text{ kgf/cm}^2.$$

III.4. Les propriétés technologiques des roches :

III.4.1. L'indice de destruction des roches

L'indice de destruction des roches a été développé par l'académicien V.RJEVESKY. La résistance à la destruction caractérise la conduite de la roche sous l'action des différents instruments machines ou procédés technologique lors de la destruction. L'indice de la résistance à la destruction de la roche est calculé d'après la formule suivante :

$$I_{dés} = 0.005 * A_i * (\sigma_{comp} + \sigma_{tr} + \sigma_{dép}) + 0.5\gamma$$

Où :

• A_i : Indice acoustique tenant compte de la fissurité il est calculé d'après la formule :

$$A_i = (V_0/V_m)^2$$

Où :

• V_0 : Vitesse des ondes longitudinales dans l'échantillon de la roche m /s

• V_m : Même vitesse dans le massif composé de même roche m/s ;

Tableau III.3 : Indice acoustique.

Catégories des roches suivant la fissuration	1	2	3	4	5
A_i	< 0.1	0.1÷0.25	0.25÷0.4	0.4÷0.6	0.6÷1

D'après la fissuration des roches de la carrière Chouf Amar (fissuration moyenne)

L'indice acoustique : $A_i = 0,3$

D'où :

$$I_{dép} = 0.005 \times 0.3 \times (1000 + 120 + 330) + 0.5 \times 2.67 = 3.5.$$

Tableau III.4 : La classification des roches selon l'indice de destruction.

Degré de destruction des roches	Id	Classes	Catégories
Destruction facile	≤ 5	1	1,2, 3,4, 5
Destruction moyenne	5.1÷10	2	6,7, 8, 9,10
Destruction difficile	10.1÷15	3	11, 12, 13,14, 15
Destruction très difficile	15÷20	4	16, 17, 18,19, 20
Destruction extrêmement difficile	20.1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

D'après la classification de l'indice de destruction des roches selon R.JEVESKY, on déduit que le calcaire du gisement Chouf Amar a un indice de destruction facile (Classe 1, Catégorie 3).

III.4.2. L'indice de forabilité

La forabilité d'une roche exprime la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche. Elle dépend d'un certain nombre des paramètres, en particulier de la résistance, dureté et texture de la matrice rocheuse, et de son abrasivité. Donc l'indice de forabilité est calculé par la formule suivante : [14]

$$D_f = 0.007(\sigma_c + \sigma_{dep}) + 0.7 * \gamma$$

Donc :

$$D_f = 0.007 (1000 + 330) + 0.7 \times 2.67 = 11.18$$

Tableau III.5 : L'indice de forabilité et leur classement.

classes	Valeurs de I_f	Appréciation des roches
I	1 ÷ 5.0	Forabilité très facile
II	5.1 ÷ 10.0	Forabilité facile
III	10.1 ÷ 15.0	Forabilité moyenne
IV	15.1 ÷ 20.0	Forabilité difficile
V	20.1 ÷ 25	Forabilité très difficile

D'après le tableau de la classification de la forabilité des roches selon V.RJEVESKI on déduit que la forabilité de calcaire du gisement Chouf Amar est **moyenne**.

III.4.3. Indice de la tirabilité

On peut déterminer l'indice de la tirabilité d'après la consommation spécifique étalon. Sa formule est donnée comme suite : [14]

$$q_{ét} = 0.02 * (\sigma_{comp} + \sigma_{tr} + \sigma_{dép}) + 2 * \gamma$$

$$q_{ét} = 0.02 \times (1000 + 120 + 330) + 2 \times 2.67 = 34.34 \text{ g/m}^3.$$

Tableau III.6 : L'indice de la tirabilité et leur classement.

classes	Valeurs de $q_{ét}$ (g /m ³)	Appréciation des roches
I	≤ 10	tirabilité facile
II	10.1 ÷ 20	tirabilité moyenne
III	20.1 ÷ 30	tirabilité difficile
IV	30.1 ÷ 40	tirabilité très difficile
V	40.1 ÷ 50.0	tirabilité exclusivement difficile

D'après le tableau ci-dessus, la tirabilité des roches du gisement Chouf Amar est très difficile. Elle appartient à la 4^{ème} Classe.

III.5. Les caractéristiques techniques des explosifs utilisés dans la carrière :

Dans la carrière de Chouf Amar les explosifs utilisés sont de deux types : [9]

30% de SAMEX 2 comme charge de pied.

70% d'ANFOMIL comme charge de colonne.

Les caractéristiques des explosifs SAMEX 2 et l'ANFOMIL sont données dans le tableau

Tableau III.7: caractéristiques des explosifs utilisés à Chouf Amar

caractéristique	Samex 2	Anfomil
densité	1.22	0.9
vitesse de detonation (m/s)	4000-5000	3000
Volume du gaz (L/Kg)	/	975
Energie (Kj/Kg)	/	3000
Resistance a l'eau	Bon	Moyenne
Diamètre de cartouche (mm)	80	Vrac

Longueur de cartouche (cm)	40	/
Le poids de la cartouche (sac)(kg)	2.5	25

Cordeau détonant - Vitesse de détonation7000 m/s

Cordeau de 12 g/m

Ohmmètre : Pour mesurer la résistivité dans le circuit. Et des micros retard de 25 millisecondes détonateur électriques de retard (DMR).

III.6. Consommation Spécifique du projet :

Le respect de la consommation spécifique d'explosif estimée satisfaisante pour le massif et l'objectif économique est probablement encore la méthode la plus utilisée. Ce facteur s'exprime généralement en grammes d'explosif utilisé pour « abattre » une tonne de rocher (ou encore en g d'explosif par m³) La pratique des travaux de tir à travers plusieurs mines à ciel ouvert montre que le changement de la consommation spécifique provoque une large variation de la fragmentation ce qui a permis à certains chercheurs de dire que « tous les problèmes de la fragmentation sont résolus par le réglage de la consommation spécifique d'explosif ». Ce paramètre se calcule par la formule suivante : [1]

$$q_p = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} \quad ; \text{ Kg /m}^3$$

q_{et} : Consommation spécifique étalon ; g/m³

$q_{et} = 34.34 \text{ g/m}^3$, (Voir la partie des travaux de tir et de forage dans le troisième chapitre)

K_{ex} : Coefficient tenant compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisée à la mine, ce coefficient se calcule par la formule :

$$K_{ex} = A_{ét}/A_u \quad ;$$

Donc :

$$K_{ex} = 360/320 = 1.125$$

k_f : Coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration du massif ;

$$k_f = 1.2 \times I_m + 0.2 \quad ;$$

Où :

I_m : Dimension moyenne du bloc dans le massif ; La valeur moyenne entre 02 fissures, est estimée à 2 m.

Chapitre III
Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière

Donc :

$$k_f = 1.2 \times 2 + 0.2 = 2.6$$

k_d : Coefficient tenant compte du degré de la fragmentation demandée ;

$$k_d = 0.5/C$$

C : Dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée ;

$$C = 0.175 \times \sqrt[3]{(E)} ;$$

$$C = 0.175 \times \sqrt[3]{(8.4)} = 0.72 ; \text{ m}$$

Donc :

$$k_d = 0.5/0.72 = 0.70$$

K_c : Coefficient tenant compte du degré de concentration de la charge ;

$K_c = (0.7 ; 0.8)$ Pour les roches a une tirabilité très difficile. Dans notre cas, la tirabilité des roches est très difficile, Donc on prend : $K_c = 0.80$

K_r : Coefficient tenant compte de l'influence du volume ;

Nous avons : $H_{gr} > 15 \text{ m}$;

$$K_r = \sqrt[3]{(H_{gr}/15)}$$

Donc :

$$K_r = \sqrt[3]{20}/15 = 1.1$$

K_{sd} : Coefficient qui tient compte du nombre de surface dégagée ;

Tableau III.8 : Nombre de surfaces dégagées.

Nombre de surfaces dégagées	K_{sd}
6	1
5	2
4	4
3	6
2	8
1	10

Nous avons 2 surfaces libres ; $K_{sd} = 8$

Donc : La consommation spécifique est :

$$q_p = 34.34 \times 1.125 \times 2.6 \times 0.70 \times 0.8 * 1.1 \times 8 = 494.99 \text{ g/m}^3 = 0.49 \text{ kg/m}^3$$

III.7. Les calculs de plan de tir :

➤ **Diamètre du trou :**

Le diamètre des trous détermine les principaux paramètres des travaux de forage et de tir et du type de la sondeuse (voir la partie de processus d'exploitation).

Type de sondeuses	Diamètre du trou [mm]	I _f
Sondeuses Roto percutant	110-125	6-15
	185	10-25
	200	10-25

Selon l'académicien V.RJEVESKY Le diamètre des trous utilisé (110mm) est optimal pour l'obtention d'une bonne fragmentation des roches.

➤ **L'excès de forage (L_{ex}) :**

La longueur de sous-forage se calcule par la formule suivante :

$$L_{ex} = (10 \div 15) \times D_{tr} ; (m)$$

Où :

D_{tr} : Diamètre du trou est égal à 110mm.

Dans notre cas la tirabilité est très difficile. Donc on prend :

$$L_{ex} = 15 * 0.11 = 1.65m.$$

➤ **La longueur du trou :**

Si les trous sont inclinés on doit calculer la longueur du trou par cette formule ;

$$L_{tr} = (H_{gr} + L_s) / \sin \beta$$

H_g : Hauteur du gradin ; H_g = 20m.

β : Angle d'inclinaison du trou ; β=80°.

L_{ex} : La longueur de sous-forage ; L_{ex}=1.65m.

Donc :

$$L_{tr} = (20 + 1.65) / \sin 80 = 21.9m$$

➤ **Capacité de la charge métrique du trou (P) :**

La capacité métrique est donnée par la formule suivante :

$$P = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta ; Kg/m$$

Où :

Δ : Densité moyenne de l'explosif et sa formule est :

$$\Delta = (70\% \times \Delta_1 + 30\% \times \Delta_2) / 100$$

Δ_1 : Densité d'explosif de l'ANFOMIL ; $\Delta_{anfo} = 900 kg/m^3$

Δ_2 : Densité d'explosif Samex 2 ; $\Delta_{tmx} = 1220 kg/m^3$

$$\Delta = 0.7 \times 0.9 + 1.22 \times 0.3 = 0.996 g/m^3 = 996 kg/m^3.$$

Donc :

$$P = (3.14/4) \times 0.11^2 \times 996 = 9.46 kg/m$$

➤ **La résistance au pied du gradin :**

- Pour les trous inclinés :

La résistance au pied du gradin se calcule par la formule :

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

Ou :

P : Capacité de la charge métrique du trou ; $P = 9.46 Kg/m$

q : Consommation spécifique du projet ; $q = 0.49 kg/m^3$

H_g : Hauteur du gradin ; $H_g = 20m$

L_{tr} : Longueur du trou ; $L_{tr} = 21.86m$

m : Coefficient de rapprochement entre deux trous :

$$m = 1.66 - 0.066 \times f ;$$

Ou :

f : La dureté de la roche ; $f = 10$

Donc : $f = 1.66 - 0.066 \times 10 = 1$

Ainsi :

$$W = \frac{\sqrt{(9.46^2 + 4 \times 1 \times 0.49 \times 20 \times 9.46 \times 21.9)} - 9.46}{2 \times 1 \times 0.49 \times 20} = 4.12m$$

➤ **Vérification de la sécurité de travail sur le gradin :**

La ligne de résistance au pied du gradin « W » doit être vérifiée par la relation suivante :

$$W \geq W_s$$

$$W_s = H_g * (\cotg\beta - \cotg\alpha) + C \quad ; (m)$$

Où :

α : Angle d'inclinaison du trou ; $\alpha = 80^\circ$

β : Angle du talus des gradins ; $\beta = 80^\circ$

C : est la distance minimum admissible entre de l'arrêt supérieur du gradin jusqu'à l'axe du trou de la première rangée ; $C = 4m$

H_g : Hauteur du gradin ; $H_g = 20m$

Donc :

$$W_s = 20 * (\cotg 82 - \cotg 82) + 4 = 4 \quad ; (m)$$

$$W_s = 4 m$$

La relation de sécurité de travail est vérifiée car : $4,12 > 4$

➤ **Distance entre deux trous « a » de la même rangée :**

ce paramètre se calcule par cette formule :

$$a = m \times w \quad ; (m)$$

Où :

m : Coefficient de rapprochement ; $m = 1$

w : la résistance du pied de gradin ; $w = 4.12m$

Cette valeur permet de déterminer la condition optimale de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de a et de w de telle façon que le produit $a * w$ reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation.

Donc :

$$a = 1 \times 4.12 = 4.12 m$$

➤ **La distance entre deux rangées :**

Elle dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Pour le schéma à plusieurs rangées en carré :

$$b = a \quad ; (m)$$

et pour celui en quinconce :

$$b = 0.85a \quad ; (m)$$

On a : la disposition des trous se forme quinconce

Donc :

$$b=0.85*4.12$$

$$b=3.5 \text{ ;(m)}$$

➤ **Quantité d'explosif nécessaire dans un trou (Q) :**

$$Q=W \times a \times q \times H_g \quad ; \text{ kg/trou}$$

Où :

q : Consommation spécifique du projet ; $q=0.49\text{kg/m}^3$

W : la résistance du pied de gradin ; $w=4.12\text{m}$

a : Espacement ; $a=4.12 \text{ m}$

H_g : Hauteur du gradin ; $H_g=20 \text{ m}$

Donc :

$$Q=0.49*4.12*4.12*20=166 \text{ kg/trou}$$

➤ **Construction de la charge :**

$$Q = Q_{\text{timex}} + Q_{\text{anfo}}$$

Ou :

Q_{timex} : la quantité de Samex $=30\%*166 =0.3*166=49.8 \text{ kg/trou}$

Remarque : le Samex se forme cartouche avec poids 2.5 kg

Donc : $50 /2.5=20$ Cartouches.

Q_{anfo} : est la quantité d' Anfomil $=166-50=116 \text{ kg/trou}$

➤ **Longueur de la charge d'explosif dans un trou (L_{ch}) :**

$$L_{\text{ch}}=\frac{Q}{P} ; \text{ m}$$

Où :

Q : Quantité d'explosif dans un trou ; $Q=166 \text{ kg/m}^3$

P : Longueur de la charge métrique du trou ; $P=9.46\text{kg/m}$

Donc :

$$L_{\text{ch}}=166/9.46 = 17.54 ; \text{ m}$$

➤ **Longueur de bourrage (L_b) :**

Ce paramètre se calcule comme suit :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} ; m$$

L_{tr} : Longueur du trou ; $L_{tr} = 21.9$ m

L_{ch} : Longueur de la charge ; $L_{ch} = 17.54$ m

Donc :

$$L_b = 21.9 - 17.54 = 4.36 \text{ m}$$

➤ **Bourrage de bouchon (L_{bb}) :**

$$L_{bb} = (20 \div 35) D_{tr}$$

Donc : $L_{bb} = 20 * 0.11$

$$L_{bb} = 2.2 \text{ m}$$

➤ **Bourrage intermédiaire :**

$$L_{bi} = L_b - L_{bb}$$

Donc :

$$L_{bi} = 4.36 - 2.2 = 2.16 \text{ m}$$

➤ **Longueur de la charge Samex $l_{ch.samex}$**

On a :

La longueur de cartouche 0.4 m

Nombre de cartouche dans un trou 20 cartouches

Donc :

$$l_{ch.samex} = 20 * 0.4 = 8 \text{ m}$$

➤ **Longueur de la charge Anfomil ($L_{ch.inf}$) :**

$$L_{ch.inf} = L_{ch} - L_{ch.Samex}$$

Où :

$L_{ch.inf}$: Longueur de la charge ; $L_{ch} = 17.54$ m

$L_{ch.Samex}$: Longueur de la charge Samex ; $L_{ch.Samex} = 8$ m

Donc :

$$L_{ch.inf} = 17.54 - 8 = 9.54 ; m$$

➤ **Volume de bloc à abattre tiré par un trou ($V_{bl/trou}$) :**

$$V_{bl/trou} = W * a * H_g ; m^3$$

Donc :

$$V_{bl/trou} = 4.12 * 4.12 * 20 = 339.48 \text{ m}^3$$

➤ **Volume de bloc à abattre par un tir**

$$V_b = P_{an} / N_s$$

Où :

P_{an} : Production annuelle ; $P_{an}=1498127.341 \text{ m}^3/\text{an}$

N_s : Nombre de semaines par an ; $N_s=50$ semaines.

Donc :

$$V_b = 1498127.341 / 50 = 29962.5 \text{ m}^3$$

➤ **Nombre des trous par un bloc (N_{tr}) :**

$$N_{tr} = V_b / V_{bl/trou} \quad (\text{trous})$$

Donc :

$$N_{tr} = 29962.5 / 339.48 = 88 \text{ trous}$$

➤ **Longueur des trous totale dans un bloc à abattre :**

$$\sum L_{tr} = L_{tr} \times N_{tr}; (m)$$

Donc :

$$\sum L_{tr} = 21.9 \times 88 = 1927.2m$$

➤ **Quantité d'explosif totale :**

$$Q_{ex} = Q_{tr} * N_{tr}; Kg$$

Donc :

$$Q_{ex} = 166 * 88 = 14608 Kg$$

Tableau III.9 : paramètres de plan de tir au niveau de Chouf Amar calculé

Paramètres de plan de tir	Valeurs calculés par la théorie	Désignation	Unité
La résistance à la compression	1000	σ_{comp}	kgf/cm ²
La résistance à la traction	120	σ_{tr}	kgf/cm ²
La résistance au déplacement	330	$\sigma_{dép}$	kgf/cm ²
La dureté	10	F	//
Hauteur de gradin	20	H_g	m
Diamètre du trou	110	D_{tr}	mm
Longueur de sous-foration	1.65	L_{ex}	M
Inclinaison du trou	80	α	°

Chapitre III
Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière

Angle du talus du gradin	80	B	°
Longueur du trou	21.9	L _{tr}	M
Consommation spécifique	0.49	Q _s	Kg/m ³
Charge métrique	9.46	P	Kg/m
la résistance au pied du gradin	4.12	w	m
Distance entre deux rangées	3.5	b	M
Distance entre deux trous	4.12	a	M
Nombre de rangées	2	N	//
Quantité d'explosif dans un trou	166	Q _{ch/tr}	Kg
Longueur de la charge	17.54	L _{ch}	M
Longueur de la charge d'Anfomil	9.54	L _{ch.s}	M
Longueur de la charge de Samex	8	L _{ch.i}	M
Longueur de bourrage final	4.36	L _b	M
Longueur de Bourrage de bouchon	2.2	L _{bb}	M
Longueur de bourrage d'intermédiaire	2.16	L _{bi}	M
Quantité totale de l'explosif	14608	Q _{tot.exp}	Kg
quantité de SAMEX dans un trou	50	Q _{timex}	Kg
quantité de l'anfomil dans un trou	116	Q _{ANFO}	Kg
Volume des roches à abattre par un	339.48	V _{bl/tr}	M ³
Volume de bloc à abattre	29962.5	V _{bl}	M ³
Nombre des trous dans bloc (trous)	88	N _{tr}	Trous
Utilisation de Samex %	30	//	%
Utilisation de l'ANFOMIL %	70	//	%
Nature de chargement	discontinue	//	
L'amorçage	Ponctuel	//	//

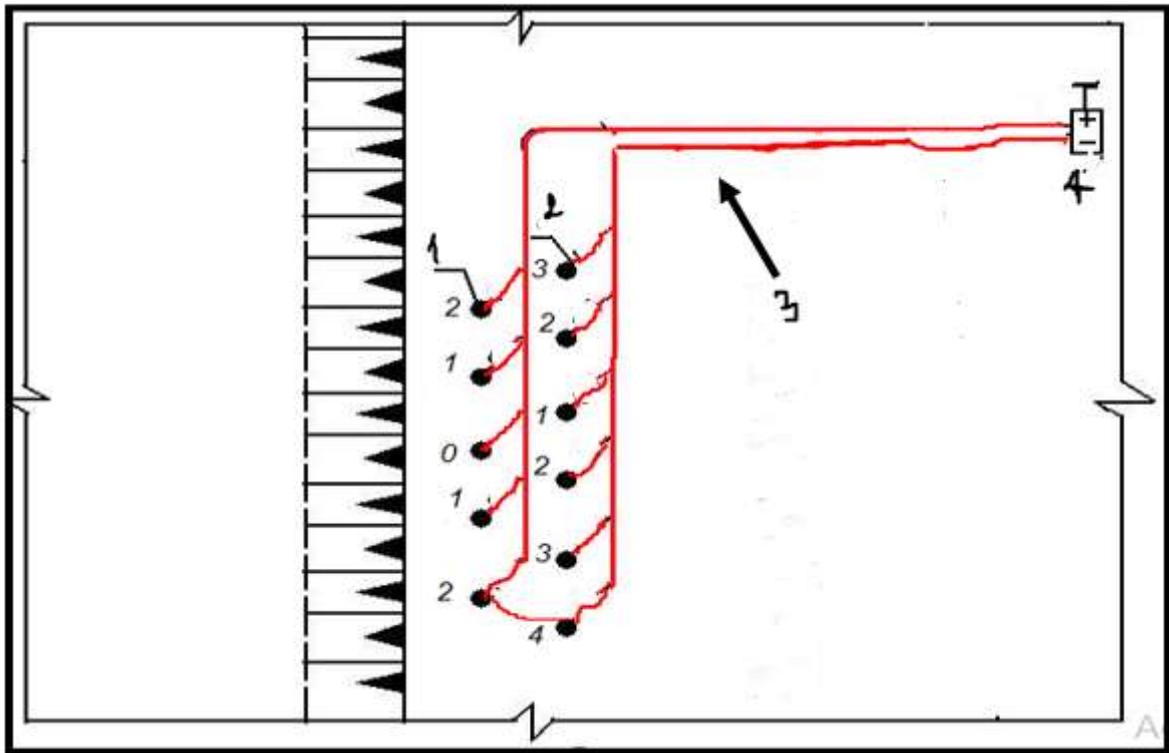


Figure III.1 : plan de tir calculé dans la carrière

Légende :

1. Trou.
 2. Cordeau détonant
 3. Fils électriques.
 4. Exploseur séquentiel
- b : Distance entre deux rangées.
H_g : Hauteur du gradin.
W : Ligne de résistance de pied de gradin.
L_{ex}: Excès de forage.
L_{bb} la longueur de Bourrage de bouchon.
L_{bi}: la longueur de Bourrage intermédiaire.
L_{Ch.1} L_{Ch.2} : Longueur de la charge (Timax + Anfomil)
L_{tr} : la longueur de trou
 β : Angle du talus.

III.8. Calcul de forage :

III.8.1. Temps réel du cycle de forage d'un trou

D'après le chronométrage que nous avons fait pour savoir le temps réel d'un cycle de Forage de cette machine pendant le forage des trous au niveau de la Carrière Chouf Amar est de l'ordre suivant :

✓ **Le premier trou**

- Le temps auxiliaire avant la première tige est égal à 50 s
- Le temps de forage avec la première tige est égal à 3 min 01 s
- Le temps entre la première tige et le deuxième est égal à 22 s
- Le temps de forage avec deuxième tige est égal à 4 min 44 s
- Le temps entre la deuxième et la troisième est égal à 22 s
- Le temps de forage avec la troisième tige est égal à 4 min 20 s
- Le temps entre la troisième et la quatrième est égal à 25 s
- Le temps de forage avec quatrième tige est égal à 2 min 19 s
- Le temps mort total est de 1 min 09 s
- Le temps de soufflage est égal à 11 s

Le temps effectif de forage.

$$T_{f1} = 3.01 + 4.73 + 4.33 + 2.31 = 13.38 \text{ min.}$$

Le temps auxiliaires ;

$$T_{aux1} = 0.83 + 0.36 + 0.36 + 0.41 + 1.15 + 0.18 = 3.29 \text{ min}$$

✓ **Le deuxième trou**

- Le temps de déplacement est égal à 0.97min
- Le temps de forage avec la première tige est égal à 3 min
- Le temps entre la première tige et le deuxième est égal à 21 s
- Le temps de forage avec deuxième tige est égal à 4 min 5 s
- Le temps entre la deuxième et la troisième est égal à 20 s
- Le temps de forage avec la troisième tige est égal à 4 min
- Le temps entre la troisième et la quatrième est égal à 24 s
- Le temps de forage avec quatrième tige est égal à 2 min 1 s
- Le temps mort total est de 1 min 5 s
- Le temps de soufflage est égal à 15 s

Le temps effectif de forage.

$$T_{f2} = 3 + 4.08 + 4 + 2.01 = 13.09 \text{ min.}$$

Le temps auxiliaires ;

$$T_{aux2} = 0.97 + 0.35 + 0.33 + 0.4 + 1.08 + 0.25 = 3.38 \text{ min}$$

✓ **Le troisième trou**

- Le temps de déplacement est égal de 1 min 1 s
- Le temps de forage avec la première tige est égal à 3 min 05 s
- Le temps entre la première tige et le deuxième est égal à 19 s
- Le temps de forage avec deuxième tige est égal à 4 min 40 s
- Le temps entre la deuxième et la troisième est égal à 21 s
- Le temps de forage avec la troisième tige est égal à 4 min 30 s
- Le temps entre la troisième et la quatrième est égal à 23 s
- Le temps de forage avec quatrième tige est égal à 2 min 5 s
- Le temps more total est de 1 min
- Le temps de soufflage est égal à 13 s

Le temps effectif de forage.

$$T_{f3} = 3.08 + 4.66 + 4.5 + 2.08 = 14.7 \text{ min.}$$

Le temps auxiliaires ;

$$T_{aux3} = 1.01 + 0.31 + 0.35 + 0.38 + 1 + 0.21 = 2.86 \text{ min}$$

✓ **Le quatrième trou**

- Le temps de déplacement est égal à 1 min
- Le temps de forage avec la première tige est égal à 3 min 18 s
- Le temps entre la première tige et le deuxième est égal à 23 s
- Le temps de forage avec deuxième tige est égal à 4 min 25 s
- Le temps entre la deuxième et la troisième est égal à 22 s
- Le temps de forage avec la troisième tige est égal à 4 min 9 s
- Le temps entre la troisième et la quatrième est égal à 25 s

- Le temps de forage avec quatrième tige est égal à 2 min 7 s
- Le temps more total est de 1 min 29 s
- Le temps de soufflage est égal à 12 s

- **Le temps effectif de forage.**

$$T_{f4} = 3.3 + 4.41 + 4.15 + 2.11 = 13.97 \text{ min.}$$

- **Le temps auxiliaires :**

$$T_{aux4} = 1 + 0.38 + 0.36 + 0.41 + 1.48 + 0.2 = 3.83 \text{ min.}$$

- **Le temps effectif de forage moyen.**

$$T_{f \text{ moy}} = (T_{f1} + T_{f2} + T_{f3} + T_{f4})/4 = (13.38 + 13.09 + 14.32 + 13.97)/4 = 13.92 \text{ min} = 0.23 \text{ h.}$$

- **Le temps auxiliaires moyen.**

$$T_{aux \text{ moy}} = (T_{aux1} + T_{aux2} + T_{aux3} + T_{aux4})/4 = (3.29 + 3.38 + 3.26 + 3.83)/4 = 3.44 \text{ min} = 0.057 \text{ h.}$$

- **La vitesse de forage :**

$$V_f = \frac{35 * P_{ax} * \eta}{D_f * d_{out}}; \text{ m/h}$$

Ou :

P_{ax} : Poussé axiale (pression) sur l'outil de forage, (tf) $P_{ax} = 23 \text{ tf}$ (voir le tableau)

η : Vitesse de rotation de l'outil, (tr/min) $\eta = 80 \text{ tr/min}$ (voir le tableau)

D_f : Indice de forabilité ; $D_f = 10.63$.

D_{tr} : Diamètre de l'outil de forage ; $D_{tr} = 110 \text{ mm}$

Donc :

$$V_f = (35 * 23 * 80) / (10.63 * 0.11) = 55.07 \text{ m/h}$$

III.8.2. Rendement de la sondeuse par poste :

$$R_{sp} = \frac{T_p \times K_u}{\frac{1}{V_f} + T_{aux}}; \text{ m / poste}$$

Ou :

t_p : durée d'un poste, 8h

K_u : coefficient d'utilisation (0.8 ÷ 0.9) on prend ($K_u = 0.87$) ;

V_f : vitesse de forage 55.07 m /h ;

T_{aux} : est la durée des travaux pour le forage d'un mètre de trou h/m

$$T_{aux} = T_{aux\ moy} / L_{tr} \quad (h/m).$$

$$T_{aux} = 0.057/20.68 = 0.0027 \text{ h/m.}$$

$$R_s = (8 * 0.87) / ((1/55.07) + 0.0027) = 333.67 \text{ m/p.}$$

III.8.3. Nombre de sondeuses :

Dans la carrière Chouf Amar il existe 3 sondeuses.

III.9. Influence du diamètre du trou sur le degré de fragmentation des roches :

Le tir avec un diamètre de foration réduit permet une meilleure répartition de l'énergie explosive fournie au sein du massif, et permet de déjouer les difficultés techniques posées par des réseaux de discontinuités resserrés. Ces avantages sont obtenus au détriment des coûts de foration. D'autre part, le diamètre des charges explosives influence leur vitesse de détonation ; notamment, les performances en détonation du nitrate-fuel diminuent significativement pour les diamètres inférieurs à 40 mm

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

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

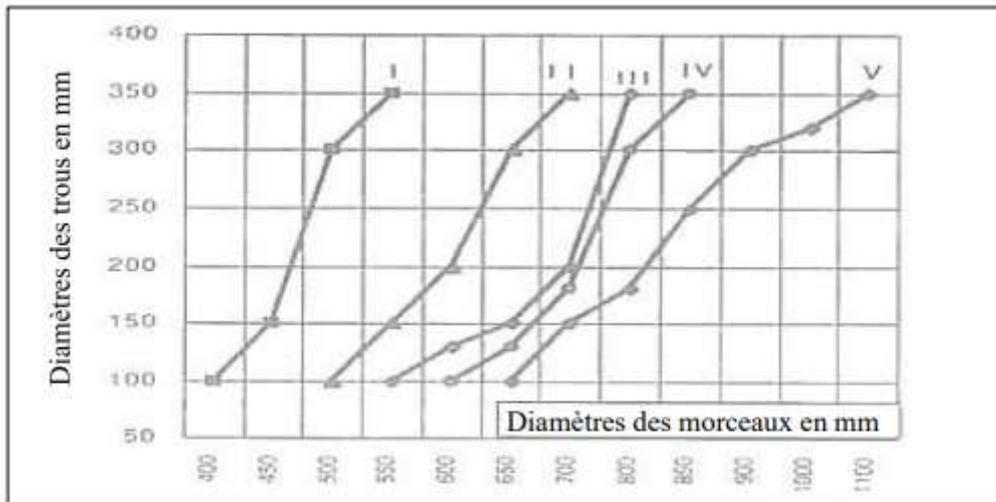


Figure III.2 : Diamètres des trous et fragmentation dans les roches fissurées.

III.10. Influence de l'inclinaison des trous sur le degré de fragmentation des roches :

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

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

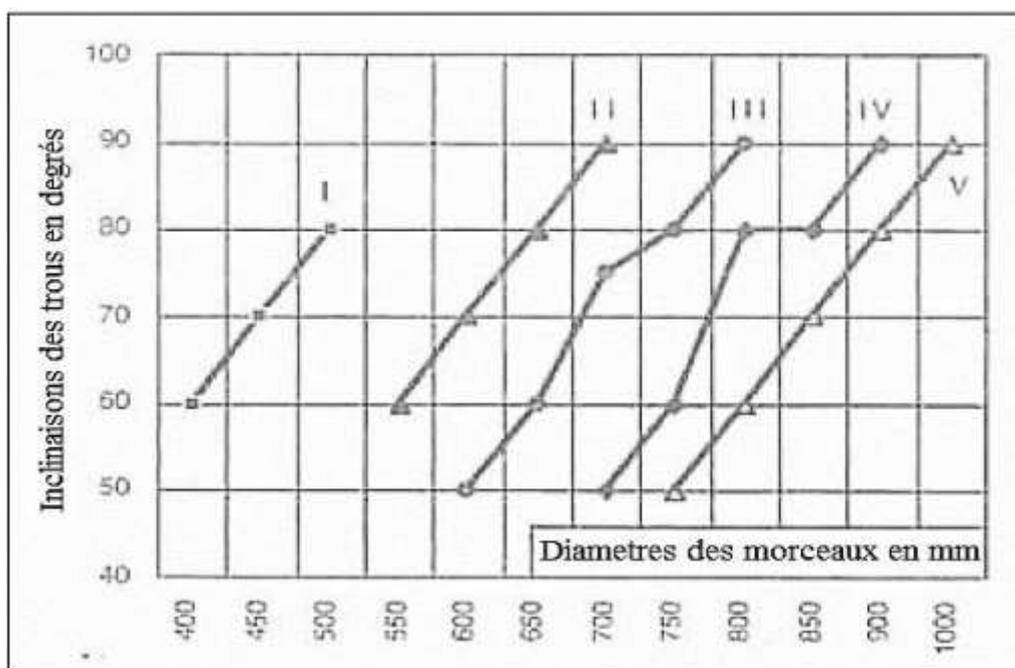


Figure III.3 : Diamètres des morceaux en fonction de degrés d'inclinaisons des trous.

Tableau III.10 : Inclinaisons des trous en degrés.

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

III.11. Influence de la consommation spécifique d'explosifs sur la qualité de fragmentation des roches :

La consommation d'explosif, dont dépend la réserve totale de l'énergie de la charge, est un des facteurs qui influent bien sur l'action de destruction des explosifs et sur la qualité de fragmentation des roches, l'expérience riche des travaux de tir depuis 100 ans témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif permet de faire varier à volonté ce degré de fragmentation.

Tableau III.11 : Consommation spécifiques d'explosifs

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

III.12. Influence de la hauteur des gradins sur la qualité de la fragmentation :

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

- ✓ La production exigée des minéraux utiles et des stériles

- ✓ Un rendement efficace des équipements miniers
- ✓ La sécurité de travail.

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

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

Il est nécessaire de vérifier que la hauteur du gradin noté : (Selon les caractéristiques de

L'engin de chargement) $Hg \leq 1.5 \times Hcr \text{ max (m)}$

III.13. Influence de la forme de la maille sur la qualité de fragmentation :

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

Pour abattre la roche, les trous de mine sont disposés en plusieurs lignes selon une géométrie théoriquement définie, dictée majoritairement par le diamètre de foration utilisé. L'épaisseur de roche entre lignes, appelée banquette, doit être proportionnelle au diamètre de trou.

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

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

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

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

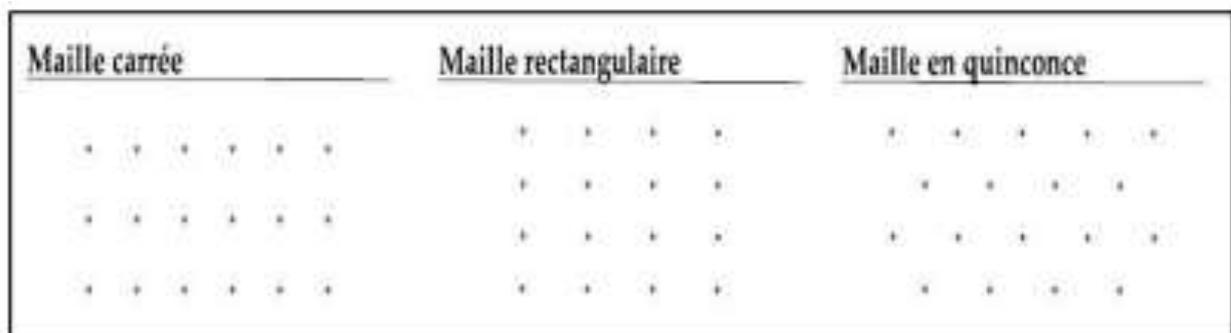


Figure III.4 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert.

III.14. Méthode empirique de Kuz-Ram :

III.14.1. Description basic du programme de simulation

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

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

composantes des distributions naturelles des blocs et de la distribution de la fragmentation par le tir.

III.14.2. Méthodes de calcul

- On introduit à l'intérieur du programme les caractéristiques de la roche (densité, module de Yong, et la résistance à la compression)
- On introduit les paramètres des discontinuités ainsi que les caractéristiques de l'explosif
- On fixe les valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition de plan de tir
Dans notre cas on a : $a = 4.12$ m / et $b = 3.5$ m / et maille en quiconque $P = 1.1$.
- On obtient des résultats qui sont résumés dans un tableau et représentés dans une figure.
- On conclue les résultats.

III.14.3. 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.14.4. Application du model kuz-ram pour la fragmentation :

- **Caractéristiques de la roche :**

Type de roche : calcaire.

Densité : 2.68.

Module de Young : 28Gpa.

UCS : 100Mpa.

- **Discontinuité :**

Espace : 0.01m

Profondeur : 72° .

Direction en profondeur : 72°

Bloc in-situ : 1.2m.

▪ **Explosifs**

Densité : 0.85

RWS : 100%.

Vitesse de détonation nominale : 2500m/s

Vitesse de détonation effective : 3000m/s

Résistance de l'explosif : 1.44

▪ **Conception de plan de tir :**

Coefficient de la disposition du plan : 1.1

Diamètre du trou : 110mm

Longueur de la charge : 17.54m

Banquette : 3.5m

Distance entre les trous : 4.12m

Précision de forage : 0.1m

Hauteur de gradin : 20m

Direction en profondeur de la face : 0°

Consommation spécifique : 0.18Kg/t

Densité de charge : 0.49Kg/m³

Quantité de charge par trou : 141.68Kg/hole

▪ **Paramètre cible de la fragmentation :**

Diamètre maximale : 1.5m

Diamètre moyen : 0.75m

Diamètre minimal : 0.01m

Indice de blastibilité : 7.7

Dimensions moyenne des morceaux : 27cm

Exposant d'uniformité : 1.73

Dimension caractérisée : 0.33

▪ **Pourcentage de la fragmentation prédit :**

Pourcentage hors gabarit : 0.0%

Pourcentage en moyen : 99.8%

Pourcentage en fin : 0.2%

Chapitre III

Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière

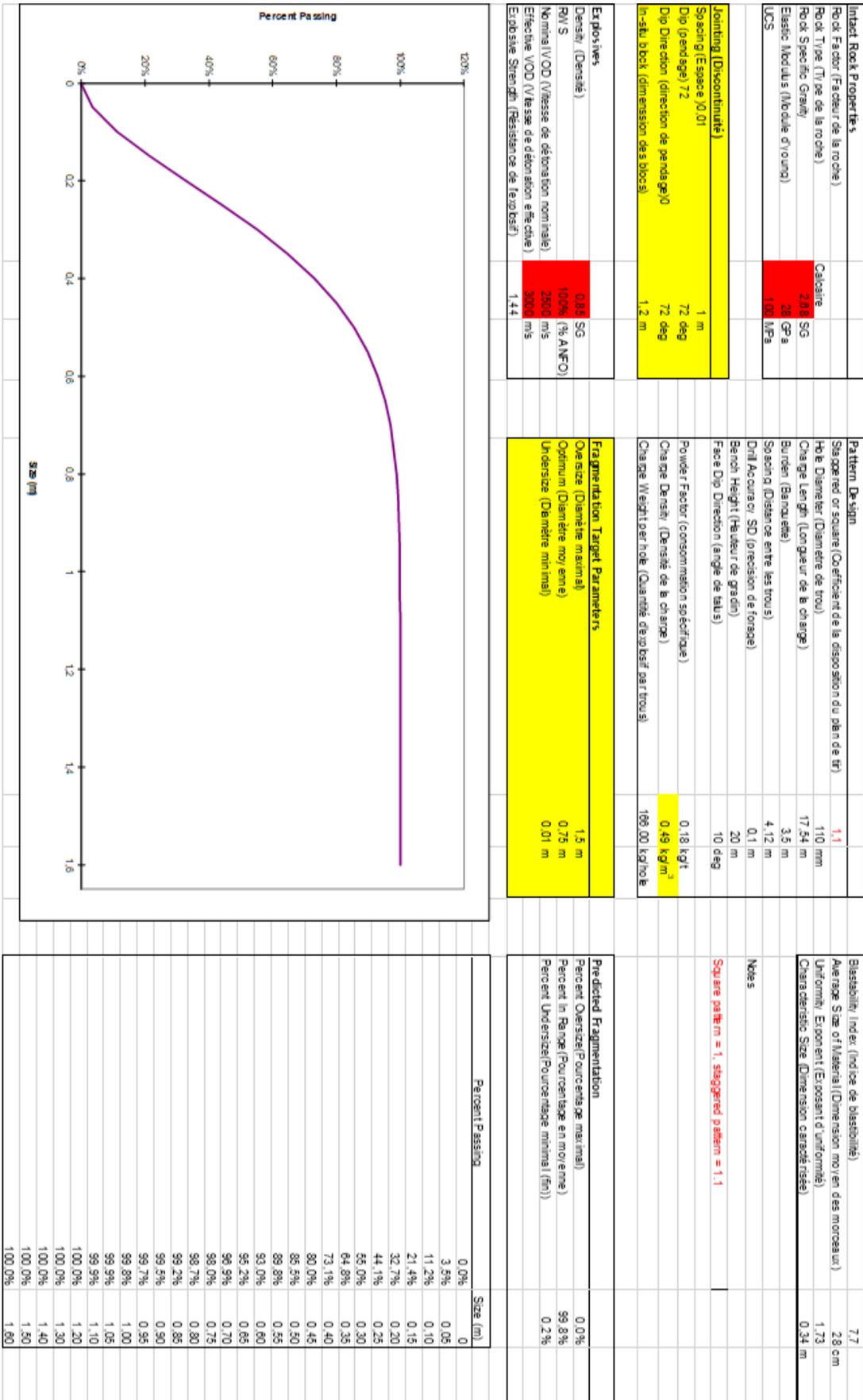


Figure III.5 : modale de Kuz-Ram

III.15. Définition d'une distribution granulométrique [11]

La granulométrie d'un matériau non consolidé fait référence aux tailles de fragments en présence et à leurs proportions dans un volume de matériau donné. Cette information ne comporte pas de donnée qualitative sur la forme des fragments, qui varie d'un matériau à l'autre. L'hypothèse de fragments sphériques est toujours faite de manière implicite sauf rares exceptions.

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

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

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

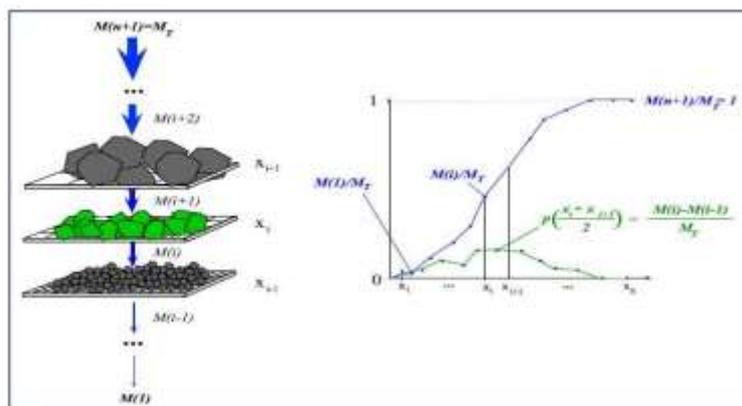


Figure III.6 : Illustration des concepts de densité de probabilité des classes de fragments (Vert) et de fonction de répartition granulométrique (bleu), pour l'exemple d'une masse de roche MT passée dans une série de n tamis de mailles x_1, \dots, x_n .

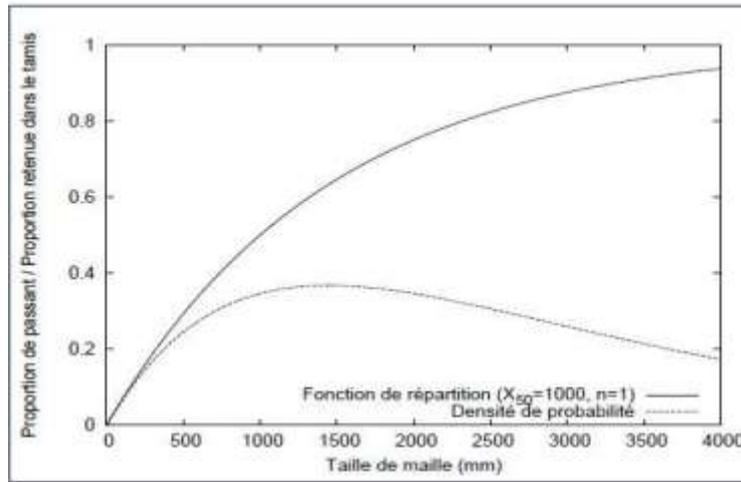


Figure III.7 : Exemple de distribution granulométrique théorique
(Fonction de Rosin-Rammler).

III.16. Comparaison des résultats de calculs de distribution granulométrique en fonction des dimensions des roches fragmentés :

Tableau III.12 : résultats de calculs

Percent Passing	Size (m)
0,0%	0
3,7%	0,05
11,7%	0,10
22,2%	0,15
33,9%	0,20
45,6%	0,25
56,6%	0,30
66,4%	0,35
74,7%	0,40
81,5%	0,45
86,8%	0,50
90,8%	0,55
93,8%	0,60
95,9%	0,65
97,3%	0,70
98,3%	0,75
99,0%	0,80
99,4%	0,85
99,6%	0,90
99,8%	0,95
99,9%	1,00
99,9%	1,05
100,0%	1,10
100,0%	1,20
100,0%	1,30
100,0%	1,40
100,0%	1,50
100,0%	1,60

III.17. La solution proposée :

III.17.1. Les calculs de plan de tir pour Hg=15 et une maille quiconque :

➤ **Diamètre du trou :**

Le diamètre des trous détermine les principaux paramètres des travaux de forage et de tir et du type de la sondeuse (voir la partie de processus d'exploitation).

Type de sondeuses	Diamètre du trou [mm]	I _f
Sondeuses Roto percutant	110-125	6-15
	185	10-25
	200	10-25

Selon l'académicien V.RJEVESKY Le diamètre des trous utilisé (110mm) est optimal pour l'obtention d'une bonne fragmentation des roches.

➤ **L'excès de forage (L_{ex}) :**

La longueur de sous-forage se calcule par la formule suivante :

$$L_{ex} = (10 \div 15) \times D_{tr}; (m)$$

Où :

D_{tr} : Diamètre du trou est égal à 110mm.

Dans notre cas la tirabilité est très difficile. Donc on prend :

$$L_{ex} = 15 * 0.11 = 1.65m.$$

➤ **La longueur du trou :**

Si les trous sont inclinés on doit calculer la longueur du trou par cette formule ;

$$L_{tr} = (H_{gr} + L_s) / \sin \beta$$

H_g : Hauteur du gradin ; H_g = 15m.

Roches dures donc H_g = 1.5.H_{cmax} = 1,5.10=15m

H_{cmax} : hauteur de creusement maximal de l'engin de chargement Caterpillar II

β : Angle d'inclinaison du trou ; β=80°.

L_{ex} : La longueur de sous-forage ; L_{ex}=1.65m.

Donc :

$$L_{tr} = (15 + 1.65) / \sin 80 = 16.90m$$

➤ **Capacité de la charge métrique du trou (P) :**

La capacité métrique est donnée par la formule suivante :

$$P = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta ; Kg/m$$

Où :

Δ : Densité moyenne de l'explosif et sa formule est :

$$\Delta = (70\% \times \Delta_1 + 30\% \times \Delta_2) / 100$$

Δ_1 : Densité d'explosif de l'ANFOMIL ; $\Delta_{anfo} = 900 \text{ kg/m}^3$

Δ_2 : Densité d'explosif Samex 2 ; $\Delta_{tmx} = 1220 \text{ kg/m}^3$

$$\Delta = 0.7 \times 0.9 + 1.22 \times 0.3 = 0.996 \text{ kg/m}^3 = 996 \text{ kg/m}^3.$$

Donc :

$$P = (3.14/4) \times 0.11^2 \times 996 = 9.46 \text{ kg/m}$$

➤ **La résistance au pied du gradin :**

- Pour les trous inclinés :

La résistance au pied du gradin se calcule par la formule :

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

Ou :

P : Capacité de la charge métrique du trou ; $P = 9.46 \text{ Kg/m}$

q : Consommation spécifique du projet ; $q = 0.44 \text{ kg/m}^3$

H_g : Hauteur du gradin ; $H_g = 15 \text{ m}$

L_{tr} : Longueur du trou ; $L_{tr} = 21.86 \text{ m}$

m : Coefficient de rapprochement entre deux trous :

$$m = 1.66 - 0.066 \times f ;$$

Ou :

f : La dureté de la roche ; $f = 10$

Donc : $f = 1.66 - 0.066 \times 10 = 1$

Ainsi :

$$W = 4.52 ; (m)$$

➤ **Vérification de la sécurité de travail sur le gradin :**

La ligne de résistance au pied du gradin « W » doit être vérifiée par la relation suivante :

$$W \geq W_s$$

$$W_s = H_g * (\cotg\beta - \cotg\alpha) + C ; (m)$$

Où :

α : Angle d'inclinaison du trou ; $\alpha = 80^\circ$

β : Angle du talus des gradins ; $\beta = 80^\circ$

C : est la distance minimum admissible entre de l'arrêt supérieur du gradin jusqu'à l'axe du trou de la première rangée ; $C = 3m$

H_g : Hauteur du gradin ; $H_g = 15m$

Donc :

$$W_s = 15 * (\cotg 80 - \cotg 80) + 3 = 3 ; (m)$$

$$W_s = 3 m$$

La relation de sécurité de travail est vérifiée car : $4,12 > 3$

➤ **Distance entre deux trous « a » de la même rangée :**

ce paramètre se calcule par cette formule :

$$a = m \times w ; (m)$$

Où :

m : Coefficient de rapprochement ; $m = 1$

w : la résistance du pied de gradin ; $w = 4.52m$

Cette valeur permet de déterminer la condition optimale de la rupture et de la fragmentation

En faisant varier les valeurs de a et de w de telle façon que le produit $a * w$ reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation.

Donc :

$$a = 1 \times 4.52 = 4.52 m$$

➤ **La distance entre deux rangées :**

Elle dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Pour le schéma à plusieurs rangées en carré :

$$b = a ; (m)$$

et pour celui en quinconce :

$$b=0.85a \text{ ;(m)}$$

On a : la disposition des trous sous forme carrée

Donc :

$$b=a$$

$$b=4.52 \times 0.85 = 3.84 \text{ ;(m)}$$

➤ **Quantité d'explosif nécessaire dans un trou (Q) :**

$$Q=W \times a \times q \times H_g \quad ; \text{ kg/trou}$$

Où :

q : Consommation spécifique du projet ; $q=0.44 \text{ kg/m}^3$

W : la résistance du pied de gradin ; $w=4.52 \text{ m}$

a : Espacement ; $a=4.52 \text{ m}$

H_g : Hauteur du gradin ; $H_g=15 \text{ m}$

Donc :

$$Q=0.44 \times 4.52 \times 4.52 \times 15 = 134.8 \text{ kg/trou}$$

➤ **Construction de la charge :**

$$Q = Q_{\text{Samex}} + Q_{\text{Anfo}}$$

Ou :

Q_{Samex} : la quantité de Samex $= 30\% \times 134.8 = 0.3 \times 134.8 = 40.44 \text{ kg/trou}$

Remarque : le Samex se forme cartouche avec poids 2.5 kg

Donc : $41 / 2.5 = 17$ Cartouches.

Q_{Anfo} : est la quantité d' Anfomil $= 134.8 - 41 = 93.8 \text{ kg/trou}$

➤ **Longueur de la charge d'explosif dans un trou (L_{ch}) :**

$$L_{\text{ch}} = \frac{Q}{P} ; \text{ m}$$

Où :

Q : Quantité d'explosif dans un trou ; $Q=134.8 \text{ kg/m}^3$

P : Longueur de la charge métrique du trou ; $P=9.46 \text{ kg/m}$

Donc :

$$L_{\text{ch}} = 134.8 / 9.46 = 14.24 ; \text{ m}$$

➤ **Longueur de bourrage (L_b) :**

Ce paramètre se calcule comme suit :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} ; m$$

L_{tr} : Longueur du trou ; $L_{tr} = 16.9$ m

L_{ch} : Longueur de la charge ; $L_{ch} = 14.24$ m

Donc :

$$L_b = 16.9 - 14.24 = 2.66 \text{ m}$$

➤ **Bourrage de bouchon (L_{bb}) :**

$$L_{bb} = (20 \div 35) D_{tr}$$

Donc : $L_{bb} = 20 * 0.11$

$$L_{bb} = 2.2 \text{ m}$$

➤ **Bourrage intermédiaire :**

$$L_{bi} = L_b - L_{bb}$$

Donc :

$$L_{bi} = 4.36 - 2.2 = 2.16 \text{ m}$$

➤ **Longueur de la charge Samex $l_{ch.samex}$**

On a :

La longueur de cartouche 0.4 m

Nombre de cartouche dans un trou 17 cartouches

Donc :

$$l_{ch.samex} = 17 * 0.4 = 6.8 \text{ m}$$

➤ **Longueur de la charge Anfomil ($L_{ch.inf}$) :**

$$L_{ch.inf} = L_{ch} - L_{ch.Samex}$$

Où :

$L_{ch.inf}$: Longueur de la charge ; $L_{ch} = 7.44$ m

$L_{ch.Samex}$: Longueur de la charge Samex ; $L_{ch.Samex} = 6.8$ m

Donc :

$$L_{ch.inf} = 14.24 - 6.8 = 7.44 ; m$$

➤ **Volume de bloc à abattre tiré par un trou ($V_{bl/trou}$) :**

$$V_{bl/trou} = W * a * H_g ; m^3$$

Donc :

Chapitre III
Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière

$$V_{bl/trou}=4.52*4.52*15=306,456 \text{ m}^3$$

➤ **Volume de bloc à abattre par un tir**

$$V_b=P_{an} / N_s$$

Où :

P_{an} : Production annuelle ; $P_{an}=1498127.341 \text{ m}^3/\text{an}$

N_s : Nombre de semaines par an ; $N_s=50$ semaines.

Donc :

$$V_b=1498127.341 / 41 =36539.6 \text{ m}^3$$

➤ **Nombre des trous par un bloc (N_{tr}) :**

$$N_{tr}=V_b/ V_{bl/trou} \quad (\text{trous})$$

Donc :

$$N_{tr}=29962.5/339.48 = 88 \text{ trous}$$

➤ **Longueur des trous totale dans un bloc à abattre :**

$$\sum L_{tr} = L_{tr} \times N_{tr}; (m)$$

Donc :

$$\sum L_{tr} = 16.9 \times 88 = 1487.2m$$

➤ **Quantité d'explosif totale :**

$$Q_{ex}= Q_{tr}*N_{tr}; \text{Kg}$$

Donc :

$$Q_{ex}=134.8*88=11862.4 \text{ Kg}$$

Tableau III.13 : paramètres de plan de tir au niveau de Chouf Amar calculé

Paramètres de plan de tir	Valeurs calculés par la théorie	Désignation	Unité
La résistance à la compression	1000	σ_{comp}	kgf/cm ²
La résistance à la traction	120	σ_{tr}	kgf/cm ²
La résistance au déplacement	330	$\sigma_{dép}$	kgf/cm ²
La dureté	10	F	//
Hauteur de gradin	15	H_g	M
Diamètre du trou	110	D_{tr}	mm
Longueur de sous-foration	1.65	L_{ex}	M

Chapitre III
Optimisation des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière

Inclinaison du trou	80	α	$^{\circ}$
Angle du talus du gradin	80	B	$^{\circ}$
Longueur du trou	16.9	L_{tr}	M
Consommation spécifique	0.44	Q_s	Kg/m^3
Charge métrique	9.46	P	Kg/m
la résistance au pied du gradin	4.52	w	M
Distance entre deux rangées	3.84	b	M
Distance entre deux trous	4.52	a	M
Nombre de rangées	2	N	//
Quantité d'explosif dans un trou	134.8	$Q_{ch/tr}$	Kg
Longueur de la charge	14.24	L_{ch}	M
Longueur de la charge d'Anfomil	7.44	$L_{ch.s}$	M
Longueur de la charge de Samex	6.8	$L_{ch.i}$	M
Longueur de bourrage final	2.66	L_b	M
Longueur de Bourrage de bouchon	2.2	L_{bb}	M
Longueur de bourrage d'intermédiaire	2.16	L_{bi}	M
Quantité totale de l'explosif	11862.4	$Q_{tot.exp}$	Kg
quantité de SAMEX dans un trou	40.44	Q_{timex}	Kg
quantité de l'anfomil dans un trou	93.8	Q_{ANFO}	Kg
Volume des roches à abattre par un	306.456	$V_{bl/tr}$	M^3
Volume de bloc à abattre	36539.6	V_{bl}	M^3
Nombre des trous dans bloc (trous)	88	N_{tr}	Trous
Utilisation de Samex %	30	//	%
Utilisation de l'ANFOMIL %	70	//	%
Nature de chargement	discontinue	//	
L'amorçage	Ponctuel	//	//

III.18. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant :

Dans ce dernier chapitre, nous allons intéresser à l'influence de la hauteur des gradins et la maille sur le résultat de la fragmentation des roches obtenue lors des tirs par la méthode empirique à travers le model Kuz-Ram.

Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir existé dans la carrière est présente dans le (Tableau III.14)

Tableau III.14: la répartition des roches abattu par le tir de la méthode existé

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	17.3
Roches moyennes	78.1
Roches fines	4.6

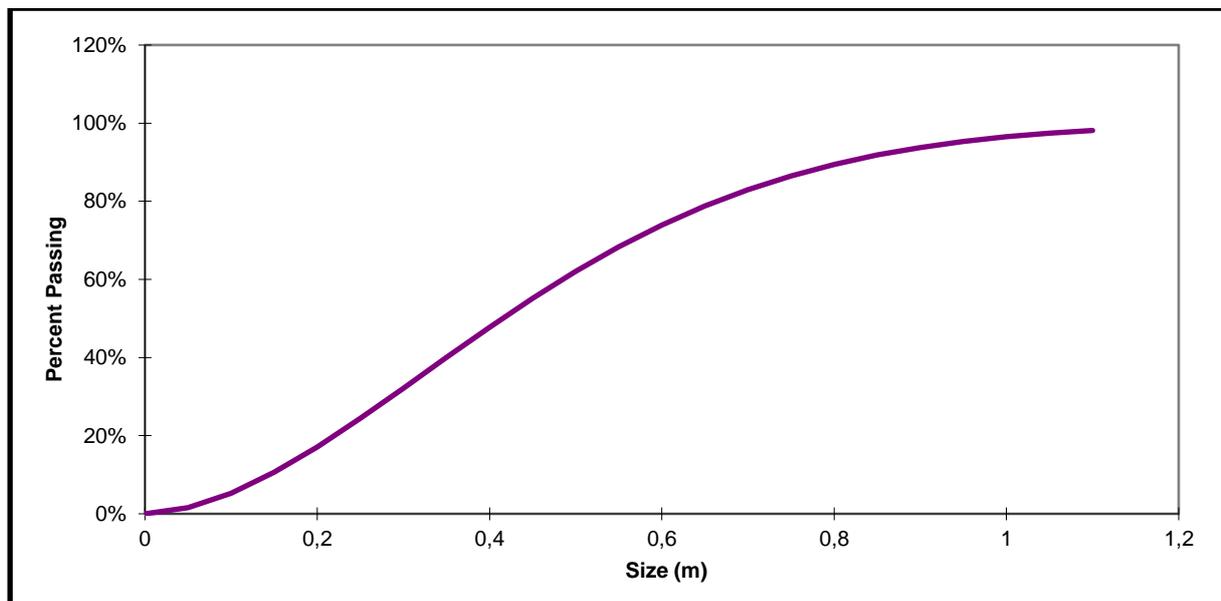


Figure III.8: Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode existe.

D'après les résultats présenter dans le Tableau.III.13 et la (FigureIII.8) on constate que le taux des hors gabarit obtenue pour les valeurs du plan de tir existent au niveau de la carrière est de l'ordre de 17.3 % qui représente une quantité important, et 4.6% de fines qui traduit une perte en quantité abattue .Néanmoins, la quantité admissible pour le passage à l'étape de préparation mécanique représente78,1 %.

III.18.1 Plans correctif des paramètres de longfors :

La correction a été visée à la hauteur des gradins et la maille de tel sort de faire une amélioration à la fragmentation (diminution des fragments hors gabarit, et fines).

Pour un changement de quelque paramètre contrôlable nous avons obtenu les résultats suivant :

Tableau III.14 : la répartition des roches abattu pour une Hg=15m et maille carrée.

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	6,3
Roches moyennes	88,7
Roches fines	5,0

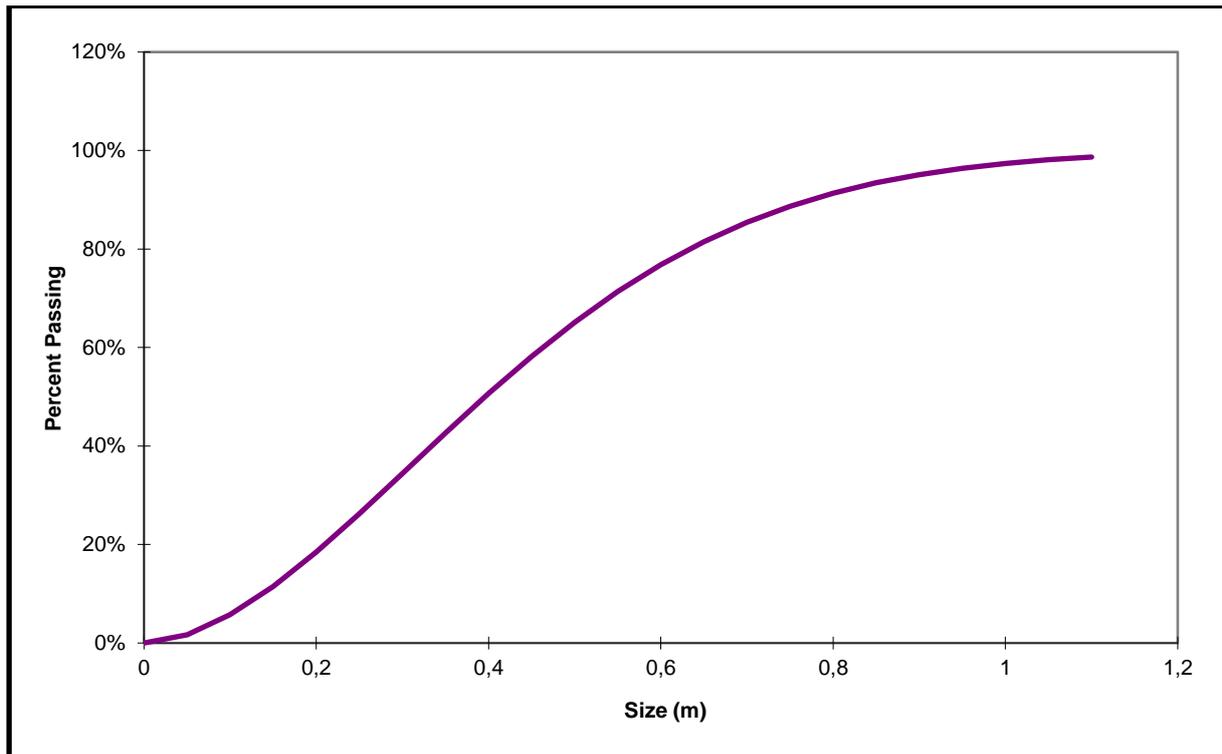


Figure III.9 : Courbe granulométrique des résultats pour une Hg=15m et maille triangulaire.

Les résultats de fragmentation du nouveau plan de tir sont présentés dans le (tableau III.14) et la (Figure. III.9), la réduction de **Hg**, et le changement de la maille triangulaire à mène à une baisse des quantités des roches hors gabarit de 17.3 à 6.3 % , et pourcentage de 5 % de roche fine . Néanmoins, la quantité admissible pour le passage à l'étape de préparation mécanique augmente jusqu'à représente 88,7 %.

Conclusion :

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

A la fin de cette chapitre on conclue que l'optimisation du processus d'exploitation, et l'amélioration des tirs des mines nécessite la maîtrise non seulement, des paramètres énergétique et de la maille du tir, mais aussi la caractérisation du massif rocheux.

Techniquement à connue une amélioration en terme de récupération des roches fragmentés dans le cas de réduction de la Hauteur des gradins à l'ordre de 15m , et de réduction du taux des hors gabarit réduction jusqu'à 6.3%. Encore représente un avantage technique pour une maille plus réduite qui donne plus de performance dans le dégagement et du contrôle de pied du gradin.

D'après les analyses faites à l'aide de modèle empirique Kuz-Ram, les résultats obtenus montrent que la réduction de Hg et et le changement de la maille a permis d'assuré une bonne fragmentation des roches.

Conclusion générale

Les travaux miniers sont basées sur le principe de forage et de tir et pour avoir une bonne fragmentation on a besoin de bien préparer un plan de tir.

La fragmentation des roches elle est suivi d'un ensemble de facteurs influents sur sa qualité, cela c'est a l'ingénieur de les prendre en considération.

La simulation permet de prévoir et de minimiser les problèmes potentiels tels que les hors gabarits les roches fines....

En somme, l'intégration du modèle Kuz-Ram dans la planification des tirs permet une gestion plus précise et efficace des paramètres de tir, optimisant ainsi la granulométrie du produit final et améliorant les performances globales de l'extraction minière.

Références bibliographiques

- [1] M.NEFIS, 2010, « Modèle d'un plan de tir », Mémoire magister en mines, université BADJI Mokhtar Annaba.
- [2] D.DJARFOUR, 2006, « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar - Ain Smar - W. Constantine », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechniques Alger.
- [3] Flourent Delile, 2012, « Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouverte », Ecole nationale supérieure des mines de Paris.
- [4] S.BERDOUDI, 2007, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes », Thèse doctorat en mines, université BADJI Mokhtar Annaba.
- [5] K.MENACER, 2011, « Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf Amar M'SILA) », Mémoire magister, Université BADJI Mokhtar Annaba.
- [6] M.FREDJ, 2012, « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf Amar M'SILA) ». Mémoire magister, Université BADJI Mokhtar Annaba.
- [7] K.GHARBI, 2007, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechnique Alger.
- [8] F.LOUNIS, 2007, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt) », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechnique Alger.
- [9] ONEX : « guide technique d'utilisation des explosif et les accessoires de tir ».
- [10] R.BOUTIARA, 2015, « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire de Chouf Amar ».
- [11] D.MERABET, H.KHERBACHI, D.MEHRI, 1997, « Amélioration de la qualité de fragmentation des roches lors de l'abattage à l'explosif dans les mines à ciel ouvert », Revue française de géotechnique N°78, 1^{er} trimestre.
- [12] « Documentation interne de la carrière de Chouf Amar »
- [13] A.SAADOUN, 2012, « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf Amar. M'sila », mémoire magister, Université BADJI Mokhtar Annaba.

Références bibliographiques

- [14] B.BOUSSAID, 2015, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir. Carrière de Gypse de Sidi Boutbal, plateau de Boufatis, Oran. (Entreprise Knauf plâtres) », Mémoire de grade ingénieur d'état, Université BADJI Mokhtar Annaba.
- [15] R.BOULIFA, 2014, « Optimisation du plan de tir de la carrière ENG Unité Si – Mustapha », Mémoire grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechnique Alger.
- [16] : FASSEKH Abed El Werth (2012). Mémoire d'Ingéniorat «Analyse des paramètres du plan de tir sur la granulométrie des roches abattus cas du Kef es-Sennoun de Djbel Onk Bir el-Ater W. Tébessa ». Ecole nationale polytechnique.
- [17] F.BAALI, F.NOUREDDINE, 2003, « Elaboration d'un plan de tir », Mémoire de grade ingénieur d'état, Université BADJI Mokhtar Annaba.
- [18] : DERMOUCHE .H, 2012 (Contribution à l'amélioration de la fragmentation des roches dans les conditions de la mine de Boukhadra) Université BADJI Mokhtar Annaba
- [19] M.BENZAOU, 2012, « Amélioration des rendements de l'exploitation du gisement de calcaire de Djebel GUSTAR (ALGRAN Sétif) par adaptation d'un plan de tir à la blocométrie », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole polytechnique Alger.
- [20] cours de l'école des mines de Douai, 2000, « préparation au certificat de prépose au tir ».
- [21] V.RJEVESKY, 1978, « Processus des travaux miniers à ciel ouvert ». NEDRA, Moscou.
- [22] B. Mohanty. Rock Fragmentation by Blasting. 1996.
- [23] CARLOS LOPEZ JIMENO Surface, drilling and blasting of rock. page 366
- [24] De Pijush Pa.(2005). Roy Rock Blasting: Effects and Operations page 18-22
- [25] Abattage des roches, Elaboration et mise en œuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir deuxième partie chapitre 4 « calcul de plan de tir » (Cours de l'Ecole des Mines de Douai) .

Résumé

L'objectif de ce travail est d'optimiser les paramètres de tir pour obtenir une granulométrie spécifique du minerai. Pour cela on a étudié le plan de tir existant dans la carrière de Chouf Amar ou on a changé quelques paramètres contrôlables comme la maille et la hauteur du gradin et on a fait une simulation avec le modèle Kuz-Ram et on a pu à avoir une diminution du pourcentage des hors gabarits et des roches fines et c'est notre but.

Abstract

The objective of this work is to optimize the firing parameters to obtain a specific particle size of the ore. To do this, we studied the existing shooting plan in the Chouf Amar quarry where we changed some controllable parameters such as the mesh and the height of the stope and we did a simulation with the Kuz-Ram model and we were able to have a reduction in the percentage of out-of-gauge and fine rocks and that's our goal.

ملخص

الهدف من هذا العمل هو تحسين معلمات الإطلاق للحصول على حجم جسيم محدد للخام. للقيام بذلك ، درسنا خطة الرماية الحالية في محجر الشوف عمار حيث قمنا بتغيير بعض المعلمات التي يمكن التحكم فيها مثل الشبكة وارتفاع المحطة وقمنا بمحاكاة مع نموذج Kuz-ram وتمكنا من تقليل النسبة المئوية للصخور الخارجة عن القياس والصخور الدقيقة وهذا هو هدفنا.