



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation minière

Présenté par

MAMOUNI Nouredine

BENDIB Mahdi

Thème

***Analyse et prédiction de la qualité du tir par la
méthode Kuz-Ram : Application à la carrière
de Kef Azerou Seghir (W-BBA)***

Soutenu le / 07/2019 devant le jury composé de:

Président:	Mr. Megherfi K.	M.A.A	U.A.M.B
Promoteur:	Mr. Mazari M.	M.A.A	U.A.M.B
Examineur:	Mr. Saadoun A.	M.A.A	U.A.M.B

Année Universitaire: 2018-2019

Remerciements

On rend grâce au dieu le tout puissant de nous avoir donné la santé et la volonté d'entamer et de terminer ce mémoire.

Tout d'abord ce travail ne serait pas aussi riche et n'aurait pas pu avoir le jour sans l'aide et l'encadrement de Mr MAZARI Messaoud, on le remercie pour la qualité de son encadrement exceptionnel, pour sa patience, son rigueur et sa disponibilité et la mise de son bureau d'étude et de son appareillage a notre déposition durant notre préparation de ce mémoire.

On remercie aussi les membres de jury ; Le président Mr MEGHERFI Kamel et L'examineur Mr SAADOUN Abdelrezzak.

Nous ne pouvons passer sous silence sans remercier chaleureusement nos familles et nos collègues pour leurs soutien moral qu'ils nous auront fournissent tout au long de la réalisation de ce travail.

Nous remercions également tous les enseignants du département mines et géologie.

À tous merci.

DEDICACE

*C'est avec toute l'ardeur de mes sentiments que je dédie ce
modeste travail qui est le fruit de ma profonde reconnaissance*

à :

Mes parents, que dieu les garde et les protège.

Mes chers frères.

Ma chère sœur et mes belles sœurs.

Mes chers anges : Ritadj, Sofiane, Meriem, Abdel-Haq.

Familles : MAMOUNI et BIDANE.

Mon binôme : BENDIB Mahdi.

Mes enseignants et mes amis de l'étude.

Tous ceux que j'aime dans le monde.

NOUREDDINE

Dédicaces

Je tenue à remercier en premier lieu Dieu le tout puissant de m'avoir donné le souffle et l'aptitude pour mener à terminer ce travail.

Je dédie ce travail tout d'abord à ma mère, mon père, mes frères, mes sœurs et ma belle-famille BENDIB de mon affectueuse reconnaissance pour le soutien et les encouragements de tous les instants.

Je ne peux pas manquer l'occasion de remercier mes amis qui m'ont donnée l'énergie nécessaire pour terminer ce travail de recherche et à mon collègue Nouredine et toute sa famille.

Et à tous mes ami(e)s et à tous ceux qui j'aime.

MAHDI

ONEX : Office Nationale des substances Explosives.

RN : Route Nationale.

Ha : Hectare.

DMR : Détonateur Micro-Retards.

DEI : Détonateur Electrique Instantané.

Km : kilomètre

Kgf/m² : Kilo gramme force par mètre carré.

ml : mètre linéaire.

h: heure.

ρ : Masse volumique (kg/m³,g/cm³).

ρ : Masse volumique de la roche, (t/m³).

Hg : Hauteur du gradin, (m).

B : Distance entre les rangées de trous, (m).

α : Angle du talus du gradin en activité, (°).

Lb : Longueur du bloc, (m).

Qtrou : Quantité de la roche abattue par un trou,(tonne/ trou).

γ : Densité de la roche minéralisée.

E : Espacement, (m).

β : Inclinaison du trou par rapport à la verticale, (°)

qs : Consommation spécifique d'explosif, (Kg/m³).

Vtr : Volume de roche abattu par un trou, (m³/trou).

Qtr : Quantité de la roche abattue, (t).

Ntr : Nombre de trous forés en une semaine, (trous).

Table des matières

Liste du tableau

Liste des figures

Introduction général 1

Chapitre I : Présentation du site d'étude

I.1 Introduction..... 2

I.2 Situation géographique du gisement de la carrière kef azrou sghir..... 2

I.3 Contexte Géologique..... 3

I.3.1 Géologie de la région 3

I.3.2. stratigraphique du gisement : 4

I.3.3.Géologie de Gisement 5

I.4.Réseau Hydrographiques..... 5

I.5.Hydrogéologie 6

I.6.1.Zone des hauteurs plaines 6

I.6.2.Zone montagneuse..... 6

I.6.3.Zone steppique 7

I.7. Conclusion..... 8

Chapitre II : Caractéristiques des massifs rocheux

II.1.Introduction..... 9

II.2.Massifs rocheux..... 9

II.2.1.Matrice rocheuse 10

II.2.2.Structure géométrique du massif rocheux..... 10

II.2.3.Discontinuités du massif rocheux 10

II.2.3.1.Paramètres géométriques..... 12

II.2.3.2.Propriétés mécaniques d'une discontinuité 14

II.2.4. propriétés de la roche 15

Table des matières

II.2.5.Caractéristiques physico-mécaniques des roches	16
II.2.5.1.Les propriétés physiques des roches	16
II.2.5.2.Les propriétés mécaniques des roches	18
II.3.Systèmes de Classifications du massif rocheux.....	18
II.3.1.Systèmes du RQD (Rock Quality Designation).....	19
A. Principe de calcul du RQD.....	19
B.Classification de massifs rocheux par RQD.....	20
II.3.2. Système du RMR (Rock Mass Rating).....	20
II.4.Conclusion.....	24

Chapitre III : Conception du plan de tir

III.1.Introduction.....	26
III.2. Les opérations principales de l'exploitation du gisement.....	26
III.2.1. Abattage.....	26
III.2.1.1. Mode d'abattage par pelle et par excavateur	27
III.2.1.2. Mode d'abattage à l'explosif.....	27
III.2.2. La conception du plan de tir	27
III.2.3. Choix de l'explosif.....	29
III.2.3.1. Types d'explosifs	29
III.3. Caractéristique de l'explosif.....	31
III.3.1.capacité de travail	31
III.3.2. Densité	31
III.3.3.Puissance	31
III.3.4. Résistances à la chaleur et au froid.....	31
III.4. Caractéristiques des explosifs utilisés dans le domaine minier.....	32
III.4.1. La théorie du travail à l'explosif.....	32
III.4.1.1. Les explosifs déflagrants.....	32
III.4.1.2.Les explosifs détonants	33

Table des matières

III.5. Explosifs produits en Algérie « Office National des substances.....	33
Explosive » (ONEX)	33
III.5.1. GELANIT	33
III.5.2. MARMANIT	34
III.5.3. TEMEX	34
III.6. Accessoires de tir.....	34
III.6.1. La mèche lente.....	34
III.6.2. Le cordeau détonant.....	35
III.6.3. Les Détonateurs pyrotechnique	35
II.6.3.1. Détonateurs instantanés.....	35
III.6.3.2. Détonateurs sismiques	35
III.6.3.3. Détonateurs à retard	35
III.6.4. Le fil de tir	36
III.7. Amorçage.....	36
III.7.1. Différents systèmes d'amorçage	36
III.7.2. Types d'amorçages.....	36
III.7.2.1. Amorçage latéral	36
III.6.2.2. Amorçage ponctuel	37
III.8.Les principaux paramètres du plan de tir.....	37
III.8.1.Calcul des paramètres par les règles de LANGEFORS	38
III.8.1.1.Banquette maximale.....	38
III.8.1.2.Banquette pratique	40
III.8.1.3.Espacement entre trous de mine	41
III.8.1.4.Profondeur de Sur – forage	41
III.8.1.5.Profondeur du trou	41
III.8.1.6.Distance entre deux rangées.....	41
III.8.1.7.Construction de la charge.....	42

Table des matières

III.8.1.8. Volume de roche abattu par un trou.....	45
III.8.1.9. Nombre de trou dans un bloc	45
III.8.1.10. Longueur totale foré.....	45
III.9. Conclusion.....	47

Chapitre IV : Prédiction des résultats de fragmentation (Kuz-Ram)

IV.1. Introduction.....	49
IV.2. La taille moyenne des fragments.....	49
IV.3. Indice d'uniformité.....	49
IV.4. la résistance d'explosif (Équation de Tidman).....	53
IV.5. Indice de tirabilité.....	54
IV.6. Consommation Spécifique.....	55
IV.7. Poids de la charge.....	56
IV.8. Description basic du programme de simulation.....	56
IV.9. Analyse de la fragmentation des roches.....	56
IV.9.1. Méthodes de calcul	56
IV.9.2. Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram	57
IV.9.3. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant :	58
IV.9.4. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres Méthode de longfors	59
IV.10. Evaluation économique du tir.....	61
IV.11. Discussion des résultats.....	61
IV.12. Conclusion.....	61
Conclusion général.....	63

Référence bibliographie

ANNEXE

Chapitre II

Tableau II.1 : Echelle de dureté de Mohs.....	16
Tableau II.2 : Classification des discontinuités en fonction d’ID (d’après B.R.G.M.- Guide de prospection des matériaux de carrière).....	18
Tableau II.3. Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux.	20
Tableau II.4 : Tableau récapitulatif de classification des roches et notes de pondération	22
Tableau II.5. Valeur du paramètre de réduction A6 selon l’orientation du tunnel par rapport à l’indication du pendage, (Bieniawski, 1989).	23
Tableau II.6. Qualité du massif rocheux selon le RMR (Bieniawski, 1976)	23
Tableau. II.7 : Classification RMR et Q Barton.....	24

Chapitre III

Tableau. III.1.Caractéristiques des explosifs(ONEX).....	32
Tableau.III.2: Résistance au tirage de quelques roches.....	40
Tableau.III.3: Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous	40

Chapitre IV

Tableau IV.1: L’effet des paramètres de tir sur n.....	52
Tableau IV.2.: Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d’après	54
Cunningham (1987) [14]	
Tableau IV.3 : les paramètres de tir par la méthode existe et longfors.	57
Tableau IV.4 : la répartition des roches abattu par.....	58
le tir de la méthode existé.....	
Tableau IV.5 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode longfors.	59
Tableau IV.6 : la répartition des roches abattu pour une consommation de 0.28.....	60
Tableau IV.7. Les couts de tir et forage pour les deux méthodes	62

Chapitre1

Figure.I.1:Situation géographique du gisement (Extrait de Google EARTH).....	2
Figure .I.2 : Situation géographique du gisement (Extrait de Google Map).....	3

Chapitre 2

Figure.II.1 : Les trois principales structures de massifs rocheux, (CFMR-MMR, 2000).	10
Figure II.2 : Failles.	1Erreur ! Signet non défini.
Figure II.3 : Les joints sédimentaires.	12
Figure II.4: Mesures de l'orientation du plan de discontinuité, différents types repérage.....	13
Figure II.5:Une carotte (Zhao J., 2008).....	20

Chapitre 3

Fig. III.1.: la vitesse de décomposition d'explosifs.....	33
Fig.III. 2: L'amorçage latéral	37
Figure.III.3.: L'amorçage ponctuel	38
Figure III.4 : Schéma d'un plan de tir	47

Chapitre 4

Figure IV.1. : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode existe.....	58
Figure IV.2. : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode longfors.....	59
Figure IV.2. : Courbe granulométrique des résultats pour une consommation de 0.28.....	60

Introduction générale

Introduction générale

L'abattage à l'explosif est aujourd'hui la technique la plus simple et la plus répandue dans les carrières de roches massives. Elle permet de fragmenter des volumes importants de roche pour la reprise et le traitement du matériel abattu.

L'objet de ce travail de fin d'étude est d'améliorer le rendement des tirs de mines ainsi que la qualité de fragmentation. Le modèle Kuz-Ram est une alternatif simple et efficace pour la prédiction des résultats des tirs de mine, d'où la confirmation de l'objectif visé.

Cette étude comprend :

- La présentation du cadre géologique du site, dans lequel on a fait une synthèse des études géologiques du gisement concerné.
- Le deuxième chapitre traite les propriétés et les caractéristiques des massifs rocheux.

Après avoir défini les caractéristiques géologiques et géotechniques du massif étudié, on s'intéresse :

- Aux choix techniques permettant la préparation du tir des mines et l'application des règles de Longfors pour la fragmentation de la roche. La mise en application de cette approche sera exécutée sur la carrière de Kef Azerou Seghir (W. Bordj Bou Arreridj).
- La confirmation des résultats à l'aide du modèle Kuz-Ram et la prédiction des résultats de la fragmentation. Ce chapitre termine par une évaluation économique du manque à gagnée et la bonne maitrise des plans de tir dans les mines à ciel ouvert.

I.1 Introduction

Ce chapitre est consacré à la présentation du site d'étude savoir :

- La situation géographique de la carrière Kef Azerou Seghir ;
- Géologie locale et régionale du site d'étude ;

I.2 Situation géographique du gisement de la carrière Kef Azerou Seghir [1]

La carrière de Kef Azerou Seghir est située à 5 km à vol d'oiseau au Nord de chef lieux de la commune d'El M'Hir. / Wilaya de Bordj Bou Arreridj occupant une superficie de 21 Ha.

Ce gisement est exploité par la SARL AGREM titulaire d'un permis d'exploitation N°2601PM.



Figure.I.1:Situation géographique du gisement (Extrait de Google EARTH)



Figure .I.2 : Situation géographique du gisement (Extrait de Google Map).

I.3 Contexte Géologique [1]

I.3.1 Géologie de la région

La géologie de la région de BORDJ BOU ARRERIDJ se compose de deux grands ensembles:

- Les Flysch Numidiens
- Le domaine tellien

Les flysch numidiens se localisent au nord de la wilaya de BORDJ BOU ARRERIDJ (ensemble montagneux) et se compose de formations allochtones qui affleurent au niveau de Djebel Morissan, il est constitué principalement d'alternance des grès et d'argiles. Le domaine Tellien occupe le territoire de la commune de BORDJ BOU ARRERIDJ à l'endroit où se localise le site de la station. Ce domaine est constitué de formations telliennes à prédominance marneuses et schisteuses. C'est une série très plissée à grand rayon de courbure.

I.3.2. stratigraphique du gisement :

➤ Mésozoïque :

-Trias:

Il affleure particulièrement dans le secteur nord de la wilaya, il est représenté par des argiles, des marnes bariolées et du gypse avec enclave dolomitique.

-Jurassique :

Les séries des jurassiques sont constituées de marnes et de calcaires. Elle s'observe, en quelque point, aux cœurs des grands anticlinaux formant les édifices montagneux du sud de la wilaya.

-Crétacé :

Il est constitué essentiellement de faciès marneux et carbonates. Il affleure largement sur tout le territoire de la wilaya.

➤ TERTIAIRE

- Eocène

Il contient des calcaires à silex, avec quelque phosphate passant à des marnes, des calcaires dolomitiques et des argiles gypsifères.

Ils affleurent aux limites des villes de Sidi-M'Barek, Taghrout, M'Zita, Ain Soltane, Ras El Oued et au sud du territoire dans les monts du Hodna.

➤ Eocène Supérieur Oligocène

Les formations numidiennes représentant la transition confuse entre l'éocène supérieur et l'oligocène. Elles sont constituées par des argiles marneuses passant à des grès fluviatiles. Ces dépôts affleurent dans la partie nord de la wilaya : Djebel M'Zita, Djebel Moutène, Djebel Morissane.

L'oligocène est composé de dépôts alluvionnaires fluvio-lacustres et lagunaires représentés par des poudingues, des sables, des graviers, des limons et des argiles.

- Miocène

Ces formations sont constituées par des marnes noirs et des grès quartzeux affleurant sur une bonne partie de la haute plaine.

-Mio-Pliocène

Il affleure à l'est d'Ain Taghrout. Il est représenté par des sables, des limons, des graviers et des argiles.

➤ QUATERNAIRE

Il est formé par des dépôts alluvionnaires ; les terrasses d'Oued et les dépôts de recouvrement des dépressions intra-montagneux répandues dans les hautes plaines.

I.3.3.Géologie de Gisement [1]

Les formations composantes le gisement exploité sont constituées de calcaires par fois marneux et de dolomies datés du crétacé inférieur.

L'assise utile du gisement est exclusivement constituée des niveaux rocheux calcaro-dolomitiques. C'est donc une puissante série (environ 50 m) de calcaires et dolomies grossièrement stratifiés, en bancs d'épaisseurs décimétriques à plusieurs métriques. Elle est très homogène et ne renferme aucun joint ou intercalation de roches tendres. Sur le plan structural, le gisement correspond à une vaste cuesta à regard sud et sa surface structurale présente un pendage moyen de 20° Nord-Ouest. La direction générale des couches est SW-NE suivant l'orientation générale du gisement.

L'assise utile du gisement n'est pas affectée par des failles et accidents tectoniques majeurs mais elle repose en contact anormal chevauchant sur les sédiments marno-calcaire de l'éocène. Ces derniers présentent d'ailleurs une structure tout à fait différente avec un pendage renversé et sub-vertical des couches (70 à 85° sud).

I.4.Réseau Hydrographiques [1]

Le réseau hydrographique de la wilaya constituée par deux sens d'écoulement opposés.

La limite naturelle correspond à la limite de deux bassins versants : Soummam et Chott El Hodna.

- **Le bassin versant de la Soummam** : le sens d'écoulement principal est sud-nord, il couvre la moitié septentrionale de la wilaya.
- **le bassin versant Chott du Hodna**: il s'étend sur la moitié méridionale de la wilaya ou l'on trouve de nombreuses sources. Le principal écoulement est constitué par l'Oued Boussellam.

La ville de Bordj Bou Arreridj est parcourue par trois (03) oueds s'écoulant dans le même sens du nord-sud, en plus d'autres apports en provenance de la zone Est qui coulent d'est vers l'ouest.

Dans les limites de la carrière le réseau hydrographique est représenté par des cours d'eau à caractère temporaire.

I.5.Hydrogéologie [1]

Dans la région de Bordj Bou Arreridj, les terrains susceptibles de constituer des aquifères dans certains (variétés) de calcaires fissurés du crétacé et de l'Eocène, les grès du Miocène et les grès Medjaniennes. Ils constituent un réservoir idéal pour les eaux d'infiltration, il en est de même pour les grès quartzeux, massifs, de l'éocène supérieur oligocène.

Le long de contacts entre ces grès et les marnes ou argiles inférieures surgissent de nombreuses sources d'eau limpide.

Dans le secteur Ouest de la wilaya, les eaux sont souvent thermo-minérales. Elles sont souillées par les sulfures au contact des formations gypseuses de traits (Hammam-Bibans).

I.6.Topographie

Le relief de la wilaya de Bordj Bou Arreridj est réparti en trois grandes zones

I.6.1.Zone des haut plaines

Elle s'étend de la chaîne des Bibans jusqu'à l'Oued Boussellam, elle constitue la partie centrale de la wilaya de Bordj Bou Arreridj.

Les altitudes varient entre 825 m et 1006 m soit une dénivelée de 181 m, cet ensemble cerné par un relief moyennement élevé est traversé par la RN5.

I.6.2.Zone montagneuse

La partie Nord de la wilaya est constituée de montagnes moyennes. Cette zone montagneuse longe la partie Nord des hautes plaines de Ouled Sidi Brahim à l'Ouest jusqu'à Bordj Zemourah à l'Est.

I.6.3.Zone steppique

Elle constitue la zone Sud-ouest de la wilaya, elle est caractérisée par des sols légers (vocation) agro-pastoral.

La topographie de gisement est représentée par une succession de collines avec des pentes fortes dans quelques endroits.

Les cotes absolues dans les limites de gisement varient de 1005 m à 1140 m.

I.7. Conclusion

D'après l'étude géologique, hydrogéologique et morphologique, on conclut que notre gisement Kef Azerou Seghir à une formation constitue de calcaire parfois marneux et dolomies datés du crétacé inférieur. Avec des sources d'eaux thermaux minéral souillées par les sulfures aux contacts des formations gypseuse du trais (Hammam Bibans). Notre gisement qui se trouve actuellement en phase d'exploitation est situé dans les zones des hauteurs plaines.

II.1.Introduction

Les discontinuités dans les massifs rocheux jouent souvent un rôle plus important que les propriétés physico-mécanique de la roche, plus encore que la description des roches, celle des massifs rocheux est donc essentiellement structurale, elle porte sur les modes d'assemblage des blocs, séparés plus ou moins ou complètement par les discontinuités.

Dans ce chapitre, nous présentons brièvement la structure des massifs, leurs propriétés physico-mécanique et leurs les systèmes de classifications.

II.2.Massifs rocheux

Dans le cas général ce sont les surfaces de discontinuité qui ont fondé le concept de massif rocheux, (Figure.II.1), en l'opposant à un continuum, mais il faut aussi prendre en compte le comportement mécanique ainsi que celui de la matrice rocheuse.

Pour la definition des:

- Familles de fractures pour lesquelles l'application de la méthode d'homogénéisation est pertinente.
- Paramètres élasto-plastiques définissant les lois de comportement d'une matrice rocheuse ainsi que de leurs valeurs appropriées figurant dans la littérature.
- Caractéristiques géométriques des fractures.
- Paramètres caractérisant le comportement élastoplastique des discontinuités ainsi que de leur ordre de grandeur.

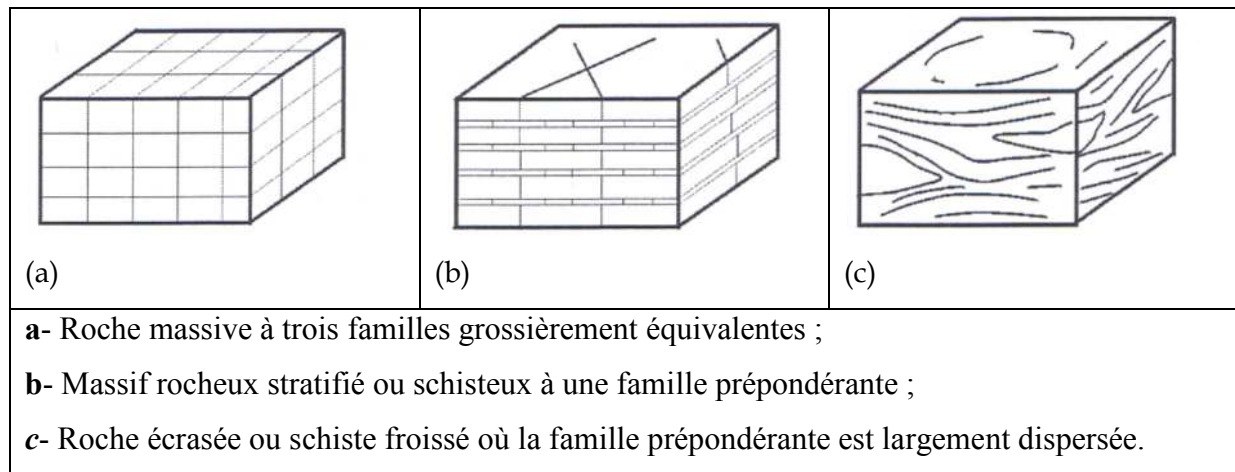


Figure.II.1 : Les trois principales structures de massifs rocheux, (CFMR-MMR, 2000).

II.2.1.Matrice rocheuse [2]

Le comité français de mécanique des roches (CFMR-MMR [2000]) définit la roche comme étant (un assemblage de minéraux qui acquièrent des liaisons plus ou moins fortes au cours de leur histoire géologique).

Trois catégories principales sont à l'origine de la classification des roches :

- 1- Roches magmatiques:** elles résultent du refroidissement du magma (granite, basaltes...).
- 2- Roches sédimentaires :** elles résultent de la décomposition des roches d'origine magmatiques ou métamorphiques et couvrent plus de trois quarts de la surface des continents et presque la totalité des fonds des océans. Elles sont caractérisées par leur épaisseur limitée (calcaires, grès, roches argileuses...).
- 3- Roches métamorphiques :** leur formation est due à un phénomène de transformation à l'état solide des roches sédimentaires ou magmatiques sous l'effet de hautes pressions et/ou augmentation de la température (marbre, quartzites, schistes et micaschistes, gneiss..).

II.2.2.Structure géométrique du massif rocheux [3]

Les massifs rocheux, sont formés d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes. et d'une structures très complexes assimilés à un assemblage de blocs appelés matrice rocheuse délimités par des discontinuités constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore de limites stratigraphiques. Afin de comprendre, expliquer et modéliser le comportement mécanique des massifs rocheux, il est nécessaire de connaître la structure géométrique ou plus

précisément le modèle de distribution géométrique des fractures, ainsi que les propriétés mécaniques de chacune des composantes que sont la matrice rocheuse et les discontinuités.

II.2.3. Discontinuités du massif rocheux [3]

Tout massif rocheux, quelle-que soit son histoire et sa localisation, possède des discontinuités. Celles-ci peuvent être prononcées, invisibles, cimentées ou bien ouvertes, mais elles existent. Elles possèdent en commun les caractéristiques suivantes : faible résistance au cisaillement, résistance à la traction négligeable et grande conductivité hydraulique, tout ceci en comparaison de la matrice rocheuse environnante. En géologie on les regroupe par catégories :

Les failles : ce sont des fractures identiques aux diaclases mais qui ont entraîné un mouvement relatif des deux parties de la roche encaissante. Un glissement a dans ce lieu le long de cette faille. Leur longueur varie d'une dizaine de centimètres à plusieurs centaines de kilomètres ;



Figure II.2 : Failles.[13]

Les joints sédimentaires : dans les roches sédimentaires, ce sont les joints séparant deux couches d'époques et de conditions de dépôt différentes. Chaque couche (ou strate) constitue une "dalle" susceptible de se séparer de ses voisines ;

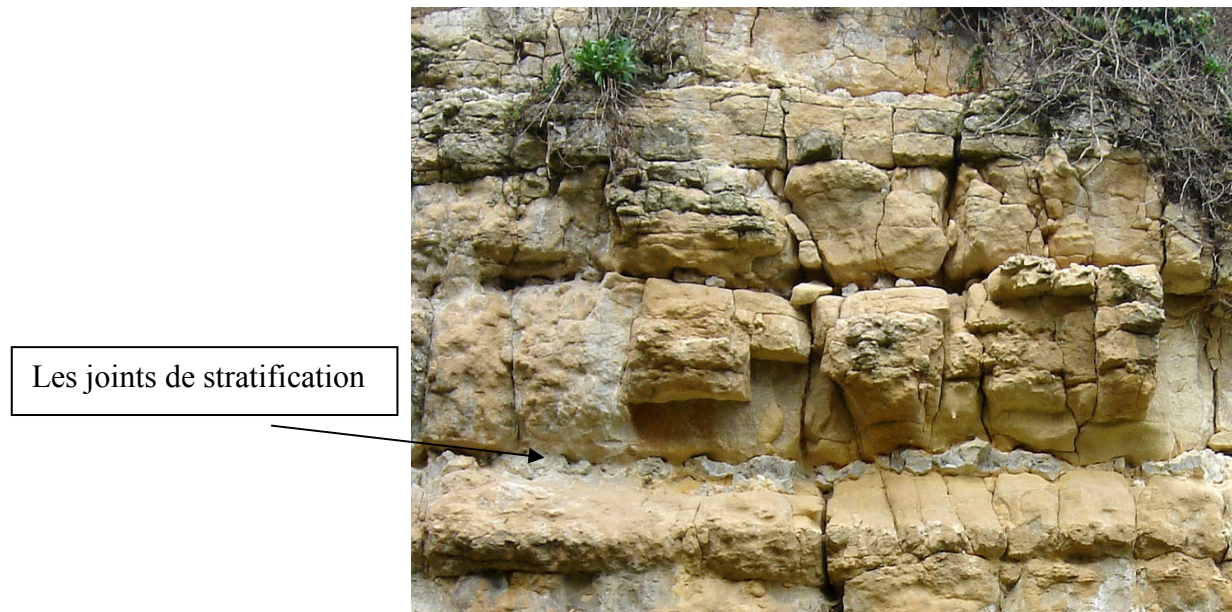


Figure II.3 : Les joints sédimentaires.

Les discontinuités sont généralement des lieux de grande déformabilité, où la rupture est plus facile et où l'eau circule plus facilement. Elles transforment l'état de contrainte du massif à leur proximité.

II.2.3.1. Paramètres géométriques [4]

Beaucoup de discontinuités sont le résultat d'une ou plusieurs actions mécaniques que le massif a subi au cours de son histoire tectonique. A chacune de ces actions, on peut associer une ou plusieurs familles de discontinuités. L'étude statistique fait apparaître généralement les familles de discontinuités qui existent dans le massif. Parfois, il est cependant nécessaire de renoncer à représenter le système de discontinuités par un ensemble de familles directionnelles. Les discontinuités sont toujours assimilées à des surfaces planes.

On définit pour une discontinuité ou une famille de discontinuités les paramètres géométriques suivants :

A. Orientation

La position du plan de discontinuité est décrite par son orientation dans l'espace muni d'un repère ayant un axe parallèle au nord magnétique (Figure II.4).

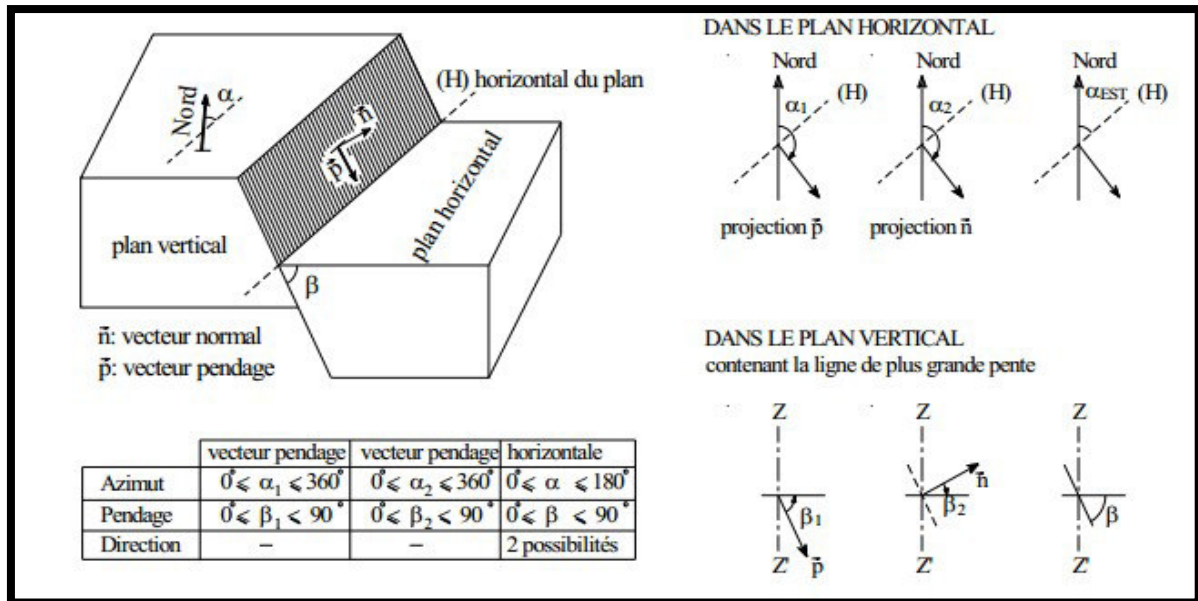


Figure II.4: Mesures de l'orientation du plan de discontinuité, différents types repérage. [2]

On représente aussi une discontinuité par :

Le vecteur pendage : qui matérialise la ligne de plus grande pente du plan de discontinuité. Il est défini par l'azimut de sa trace sur le plan horizontal et son pendage.

Le vecteur perpendiculaire au plan de discontinuité : La projection stéréographique des discontinuités sur un canevas, permet de faire un classement des discontinuités en familles directionnelles. Une étude statistique permet d'identifier les familles et de dégager une loi de distribution des discontinuités au sein de chaque famille. L'orientation et le pendage peuvent être traités comme une seule variable (vecteur) ou séparément.

B. Extension

L'extension caractérise la dimension de la discontinuité dans l'espace. Ce paramètre est difficile à évaluer car sur le terrain on n'observe pas la totalité de la discontinuité mais uniquement sa trace sur un parement. L'extension peut être estimée à partir de la distribution de la longueur de trace de la discontinuité.

C. Espacement et densité

L'espacement représente la distance moyenne séparant deux discontinuités d'une même famille. La densité définit le nombre de discontinuités, d'une même famille, par unité de volume ou de surface ou de longueur.

Ces paramètres sont liés et souvent, la densité est estimée à partir de l'espacement puisque ce dernier est facile à mesurer en pratique.

Ces paramètres sont essentiels car ils donnent une idée de la fracturation moyenne du massif et de la continuité in-situ du massif.

D. Ouverture

C'est la distance qui sépare les deux lèvres d'une discontinuité. Elle est très difficile à évaluer à cause du remplissage de la discontinuité et de sa rugosité, elle est déterminante pour l'écoulement et le comportement mécanique des fissures.

II.2.3.2. Propriétés mécaniques d'une discontinuité [5]

La Société Internationale de Mécanique des Roches a proposé en 1978 un schéma d'analyse systématique des discontinuités basé sur la caractérisation de chaque fracture par dix paramètres :

- Orientation ;
- Continuité ou extension ;
- Escapement ;
- Rugosité et ondulation de la surface ;
- Résistance à la compression simple des épontes ;
- Ouverture ;
- Remplissage ;
- Humidité et situation hydraulique ;
- Nombre de familles de discontinuités ;
- Taille moyenne des blocs.

Une fois la répartition et la géométrie des discontinuités identifiées, il faut s'intéresser à leurs caractéristiques mécaniques. Pour être le plus complet possible, on étudiera :

- ✓ **L'ouverture:** largeur de la discontinuité (de quelques millimètres à plusieurs mètres).
- ✓ **La rugosité :** épontes irrégulières, ou imbrication d'une éponte dans l'autre ;
- ✓ **Le remplissage:** dans l'ouverture, c'est le matériau comblant le vide .Il peut être solide et résistant ou bien être un vrai lubrifiant.

II.2.4. propriétés de la roche [5]

Le type de la roche est indiscutablement le paramètre le plus important, qui définit toutes les autres caractéristiques de la matrice et du massif. Les propriétés les plus importantes de la matrice rocheuse d'un point de vue de la stabilité des talus sont :

- ✓ La dureté de la roche, qui peut s'exprimer par le paramètre de résistance à la Compression simple de l'échantillon;
- ✓ Le caractère et le degré d'altération, de fracturation et la solubilité de la roche;
- ✓ L'aptitude au gonflement, la plasticité, etc.

En fonction de ces paramètres, Fissenko (1965) propose de partager les roches en 5 classes:

- Les roches dures, avec R_c (résistance à la compression) > 80 MPa, peu altérables, non gonflantes : les roches magmatiques et métamorphiques et certains calcaires et grès, pas fracturés, pas ou peu altérés.
- Les roches semi dures, avec $8 < R_c < 80$ MPa, fracturées, intensivement altérables, non gonflantes, non plastiques : roches magmatiques et métamorphiques altérées, grès argileux, schistes, argilites, pélites, marnes, conglomérats calcaires, calcaires détritiques, charbons.
- Les roches faibles (argileuses), avec $R_c < 8$ MPa, gonflantes, plastiques, très fortement altérables : roches magmatiques et métamorphiques très fortement altérées ou complètement désintégrées, ainsi que les roches de la seconde classe altérées, toutes les argiles, lœss, sables argileux, les limons, craies, certaines alluvions et moraines .
- Les roches non cohérentes, sans cohésion, l'angle de frottement et l'angle de talus naturel étant de $28-38^\circ$, non plastiques, non gonflantes: les zones caillouteuses au pied des talus des roches des deux premières classes, graviers et sables purs.
- Les vases, les tourbes, et les sols mouvants, avec une cohésion < 20 KPa, le frottement interne absent en état saturé.

II.2.5.Caractéristiques physico-mécaniques des roches

La reconnaissance des massifs rocheux permet d'appréhender les problèmes qui peuvent se poser lors de l'étude d'un projet de construction ou lors de l'expertise de sinistres. La reconnaissance des propriétés d'un terrain constitue le lien entre la cause d'un sinistre et les remèdes que l'on se propose de mettre en place.

Les propriétés physico-mécaniques des roches et des sols sont une source capitale dans la compréhension de son comportement dont la complexité est avérée. Ces dernières ont une grande influence sur la stabilité des talus et des pentes.

Parmi les propriétés physiques, les plus importantes sont : la masse volumique, la porosité, l'humidité et la dureté....

Les propriétés mécaniques sont : la résistance à la compression, la résistance à la traction et la résistance au cisaillement (l'angle de frottement interne et la cohésion).

II.2.5.1.Les propriétés physiques des roches :

A. La dureté

La dureté d'un minéral est due à la structure du cristal lui-même : comment les atomes qui le forment, à l'échelle microscopique, sont organisés. Plus ces atomes sont liés fortement entre eux, plus le minéral sera dur. C'est donc une propriété propre au minéral, et elle permet de le reconnaître. Certains minéraux peuvent changer de couleur, mais pas de dureté. La mesure de la dureté permet donc de reconnaître un minéral.

Le scientifique, Friedrich Mohs, a eu l'idée de choisir dix minéraux, et de les classer du plus tendre au plus dur ; ils sont numérotés de 1 à 10, et servent d'échelle : c'est ce que l'on appelle l'échelle de Mohs:[7]

Tableau II.1 : Echelle de dureté de Mohs.

Minéral	Talc	gypse	Calcite	Fluorine	Apatite	Orthose	Quartz	Topaz	Corindon	Diamant
Dureté	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

Il existe aussi des pointes de métal numérotées, et créées spécialement pour cela : chacune a une dureté égale à un des minéraux de l'échelle de Mohs : ils sont très

pratiques pour mesurer la dureté, surtout quand le scientifique travaille en exploration sur le terrain.

Cette mesure de la dureté est essentiellement réservée aux pierres calcaires. La détermination de la largeur d'une rayure fournit pour chaque matériau une valeur chiffrée de la dureté. Ceci présente l'avantage de pouvoir mettre en relation les valeurs de dureté avec celles se rapportant à des caractéristiques physiques et mécaniques [8].

La caractéristique de dureté s'obtient par la mesure de la largeur d'une rayure faite sur la surface rectifiée d'un bloc de pierre.

La valeur obtenue est en relation avec la difficulté de taille et l'usure des instruments. La largeur des rayures varie en général de 0,1 mm pour les pierres les plus dures à 3,5 mm pour les plus tendres.

Le cas de notre roche est calcite et sa dureté 3.

B. Le degré de fissuration des roches [9]

Les fissures ou les discontinuités sont la clef du comportement des roches et des massifs rocheux. On peut les définir comme des vides plats dont le rapport de l'épaisseur à la longueur est de l'ordre de 10^{-3} . Sous l'effet des charges, ces fissures se referment progressivement, donc avec un changement de géométrie et, comme pour les sols, avec une non-linéarité entre efforts et déformations, du moins tant que les fissures ne sont pas complètement fermées, ce qui se produit à des pressions variables selon les roches et leur état de fissuration, mais qui peut être de l'ordre de 25 à 50 Mpa pour un calcaire (soit la pression géostatique correspondant à une profondeur de 1000 à 2000 m)

La présence des fissures a une importance considérable (à l'échelle du joint de grains).

L'indice de fissuration est égal à la distance moyenne entre les fissures :

$$ID = \frac{L}{n} \quad (II.5)$$

- L: longueur de la partie étudiée du massif (en m).
- n: nombre de fissures sur la partie mesurée.
- Le tableau I-2 Donne une classification des roches en fonction des valeurs de

ID.

Tableau II.2 : Classification des discontinuités en fonction d'ID (d'après B.R.G.M.- Guide de prospection des matériaux de carrière). [10]

Classe	Intervalle moyenne	Densité des discontinuités
ID1	>200	Très faible
ID2	60 à 200	Faible
ID3	20 à 60	Moyenne
ID4	6 à 20	Forte
ID5	< 6	Très forte

C. L'altérabilité : [12]

On appelle altérabilité la sensibilité d'une roche aux modifications du milieu environnant.

L'altération physico-chimique traduit la capacité de gonflement, de délitage ou de dissolution d'une roche. Divers essais existent pour quantifier l'altérabilité d'une roche ; aucun cependant ne s'est véritablement imposé.

En France, pour la réutilisation en terrassement des matériaux rocheux, a été défini un coefficient de dégradabilité, fondé sur l'évolution granulométrique de granulats après des cycles d'immersion-séchage conventionnels : l'essai met bien en évidence le caractère évolutif des roches marneuses ou schisteuses.

II.2.5.2. Les propriétés mécaniques des roches

Les caractéristiques mécaniques des roches sont: la résistance à la compression, au cisaillement, les déformations, l'élasticité, la plasticité, le module de Young (module d'élasticité), le coefficient de poisson, l'angle de frottement interne, la cohésion, la vitesse de propagation longitudinale et transversaleetc.

II.3. Systèmes de Classifications du massif rocheux [16]

Le rôle principal des méthodes de classification des massifs rocheux est celui d'aide à la conception d'ouvrages en milieux rocheux. Ces systèmes sont à la base des méthodes de

dimensionnement empiriques. Leur rôle consiste de combiner les informations prévenantes d'observations, de mesures ou encore de l'expérience de manière à fournir des estimations quantitative et qualitative sur la situation du massif et le type du soutènement.

Il existe 16 systèmes de classification des massifs rocheux qui ont été développés pour leur utilisation en génie civil et minier, en se basant, sur la fissuration et le comportement mécanique de ces massifs. Les méthodes de classifications sont

Les systèmes les plus utilisés :

- RQD (Rock Quality Designation) d'après Deere (1988);
- RMR (Rock Mass Rating) d'après Bieniawski (1989);
- GSI (Geological Strength Index) d'après Hoek- Brown (1995);
- Q Barton (1974) ;
- SMR (Sope Mass Ratting) d'après Romana (1985).

II.3.1.Systèmes du RQD (Rock Quality Designation) [17]

Proposé par Deere en 1964 et obtenu à partir de carotte de forage géologique, c'est un indice représentant l'évaluation du pourcentage des carottes récupérées sur une longueur de course précise.

A. Principe de calcul du RQD : Basé sur un procédé qualitatif, seule la somme des longueurs de morceaux de plus de 10 cm (4 pouces) est conservée. Cette somme est divisée par la longueur de course de la carotte de forage. Ce paramètre est défini comme suit:

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{longueur des carottes} > 10 \text{ cm}}{\text{longueur de la passe de forage (longueur totale des carottes extraites)}} \times 100 \quad (\text{II.10})$$

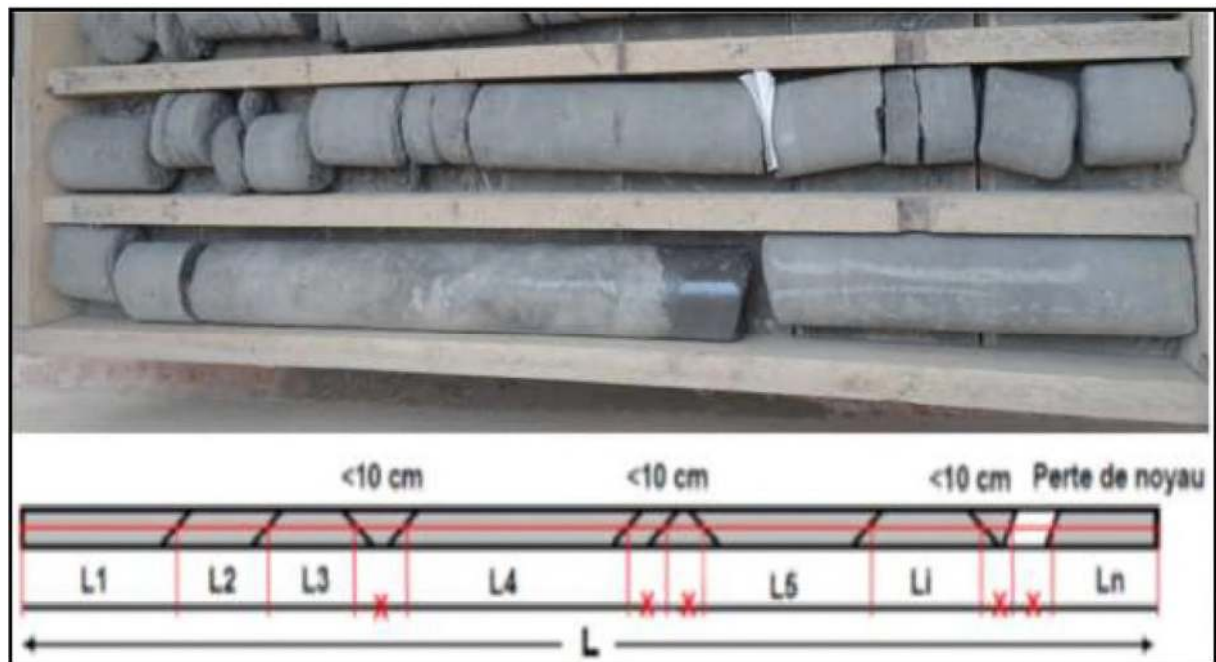


Figure II.5: Une carotte (Zhao J., 2008).

Palmström (1982) a suggéré que, lorsque les carottes ne sont pas disponibles mais les discontinuités sont visibles à la surface d'exposition (face libre du gradin), le RQD peut être estimé à partir du nombre de discontinuités par unité de volume. La relation suggérée pour des masses rocheuses contenant de l'argile libre est :

$$\text{RQD} = 115 - 3,3 J_v \quad (\text{II.11})$$

Où J_v est le nombre de joints de fissure par mètre cube. Si J_v est inférieur à 4,5 on utilise $\text{RQD} = 100$. Dans ce cas les fractures et fissures induites par le tir ne sont pas comptabilisées. Le RQD est supposé représenter la qualité de la masse rocheuse in-situ.

B. Classification de massifs rocheux par RQD

La relation entre la valeur du RQD et la qualité du massif peut être établie selon la proposition de Deere en 1988. Les résultats obtenus sont consignés dans le tableau ci-dessous.

Tableau II.3. Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux. [17]

RQD	Qualité des roches
<	Très médiocre
25-50	Médiocre
50-75	Moyenne
75-90	Bonne
90-100	Excellente

II.3.2. Système du RMR (Rock Mass Rating) [15]

Le RMR a été développé par Bieniawski dans les années 1970. Il est basé sur l'expérience professionnelle de l'auteur dans des tunnels de faible profondeur pour des massifs sédimentaires.

Depuis son apparition, le système initial a reçu de nombreuses modifications et extensions, par Bieniawski, 1974 ; 1976 ; 1979 et dernièrement en 1989 :

- En 1974, Bieniawski présente la première modification qui est un réarrangement des paramètres de la classification (il passe de 8 à 6 paramètres).
- En 1976, Bieniawski effectue des modifications par rapport au design de support de terrain, réduit le nombre de classes de roche à 5 groupes dominants de 20 points chacun et introduit le concept de rugosité.
- En 1979, Bieniawski réajuste pour la dernière fois la valeur du coefficient pour l'eau, la condition et l'espacement de joints.
- En 1989, Bieniawski a joint des directives de sélection du patron du support de terrain pour une combinaison de boulons mécanique, béton projeté et arche d'acier selon la qualité du massif rocheux. Dans le domaine minier, plusieurs facteurs influencent ces directives de support de terrain telles que la forme, la grandeur, profondeur de l'excavation ainsi que la technique utilisée. Beaucoup de précautions doivent être apportées lors de l'application du RMR pour le design de support dans le domaine minier

Lors de chaque modification, il y a eu une redistribution des valeurs pour les différents paramètres. Pour cette raison, l'utilisateur du système doit mentionner quelle version est utilisée afin de bien classer le terrain (Bieniawski, 1989).

A. Principe de calcul du RMR

Se repose sur la simplicité à déterminer les différents paramètres suivants :

- A1: Résistance en compression uniaxiale de la roche intacte;
- A2: RQD (Rock Quality Index);
- A3: Espacement moyen des discontinuités;
- A4: Condition des discontinuités (ouverture, persistance, rugosité...);
- A5: Les conditions hydrogéologiques du massif rocheux ;
- A6: Orientation des discontinuités par rapport aux directions représentatives du problème traité.

Les notes A1, A2 et A5 correspondant aux paramètres établies pour l'ensemble du massif rocheux, alors que A3, A4 et A6 sont évaluées pour chaque famille de discontinuités.

RMR de base = A1 + A2 + A3 + A4 + A5.

Tableau II.4. : Tableau récapitulatif de classification des roches et notes de pondération [15]

Paramètres			Coefficients						
1	Résistance de la roche	Indice Franklin	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 Mpa	1-2 MPa	Indice Franklin non Utilisable		
		Résistance à la compression	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 Mpa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
		Note	15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D.		90-100	75-90	50-75	25-50	< 25		
	Note		20	17	13	8	3		
3	Espacement des joints		>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	< 50mm		
	Note		30	25	20	10	5		
4	Nature des joints		Surfaces très rugueuses non continues Eponte en contact	Eponte non rugueuses Epaisseur <1 mm	Surface légèrement rugueuses Epaisseur <1mm Eponte altérées	Surfaces lustrées ou remplissage < 5 mm ou joint ouvert 1 à 5 mm joints continus	Remplissage mou>5 mm ou joints ouverts>5 mm joints continus		
	Note		25	20	12	6	0		
5	Venues d'eau	Débit sur 10 m	Aucune venue d'eau		< 25 l/min	25-125 l/min	> 25 l/min		
		Pression d'eau contrainte principale	0		0.0-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
		Hydrogéologie	Complètement sec		Suintements (eau interstitielle)	Pression d'eau modérée	Problèmes sérieux de venues d'eau		
	Note		10		7	4	0		

Inspiré par un des paramètres dans le système de classification RSR (Rock Structure Rating) , Bieniawski suggère un paramètre de réduction tenant compte de l'orientation du tunnel par

rapport à l'indication du pendage. Le paramètre A6 est négatif afin de réduire la qualité du massif rocheux. La classification doit tenir compte de l'influence de conditions externes applicables à l'ingénierie : $RMR \text{ modifié} = RMR \text{ de base} + A6$

Tableau II.5. Valeur du paramètre de réduction A6 selon l'orientation du tunnel par rapport à l'indication du pendage, (Bieniawski, 1989).

Pendage et direction des discontinuités		Très Favorable	Favorable	Bonne	défavorable	Très défavorable
Note	Tunnel	0	-2	-5	-10	-12
	Fondation	0	-2	-7	-15	-25
	Talus	0	-5	-25	-50	-60

Bieniawski (1976) présente une classification et description pour le massif rocheux selon l'indice RMR final. Cette classification comprend 5 groupes d'intervalle de 20 points par classe dont la description rocheuse variant entre roches de très faible qualité à très bonnes roches.[15]

Tableau II.6. Qualité du massif rocheux selon le RMR (Bieniawski, 1976).

Note globale	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Classe du massif rocheux	I	II	III	IV	V
Description du massif Rocheux	très bon rocher	bon rocher	rocher moyen	rocher médiocre	rocher très médiocre

Calcule RQD et RMR :

La RQD peut également être déterminée à partir de la fréquence de discontinuité obtenue d'échantillonnage de ligne de balayage. Corrélations entre RQD et fréquence de discontinuité linéaire ont été calculées pour différents formes de distribution d'espacement de discontinuité (Priest et Hudson (1976); Sen et Kazi, 1984; Sen, 1993). Priest et Hudson (1976) ont dérivé la relation suivante entre RQD et linéaire fréquence de discontinuité λ :

$$RQD = 100 \times e^{-\lambda t} (\lambda t + 1)$$

Où t est le seuil de longueur. Pour $t = 0,1 \text{ m}$ Eq. (1) peut être exprimé par :

$$RQD = 100 \times e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

Avec la fréquence de discontinuité est :

$$\lambda = \frac{N}{L}$$

- N : nombre de discontinuité ;
- L : longueur de seuil ;

Pour N= 81 et L=15 :

$$\lambda = \frac{81}{15}$$

$$\lambda = 5$$

Donc :

$$\mathbf{RQD=89.74\%}$$

Tableau. II.7 : Classification RMR et Q Barton

Paramètre	Paramètre Estimé	Classe	Note
Compression (C _o) de la roche intacte	68Mpa	50-100	7
Qualité du massif estimé RQD ₁	89.74%	75-90	17
Espacement entre les discontinuités	50	0.3-1m	20
Conditions des discontinuités	discontinuités de faiblement rugueuse, avec une séparation inférieure de 1 mm face souples	Condition2	20
Venus d'eaux souterraines	pas de venus d'eau souterraines conditions générales sec.	Condition générale sec	15

$$\mathbf{RMR=A1+A2+A3+A4+A5}$$

$$\mathbf{RMR=7+17+20+20+15}$$

$$\mathbf{RMR=79}$$

Donc qualité du massif rocheux selon le (Tableau II.8) RMR (Bieniawski, 1976) est : bon roche

II.4.Conclusion

Dans ce chapitre, nous avons présentés les principales propriétés physico-mécaniques des roches et le principe général du système de classification des massifs rocheux, demeurent indispensables pour la reconnaissance géotechnique du site étudié.

A l'aide des résultats des essais d'identification, nous pourrions établir une base de données sur laquelle s'appuiera notre étude d'estimation la qualité des roches abattues en se base sur l'approche de Kuz-Ram.

II.1.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.

Le forage des trous de mines s'effectue à l'aide d'outils spéciaux, ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion.

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'amélioration des paramètres d'un plan de tir en se basant sur l'approche de longfors.

III.2. Les opérations principales de l'exploitation du gisement

On distingue quatre opérations principales de l'exploitation du gisement qui sont:

- Abattage des roches;
- Chargement des roches;
- Déplacement et transport des roches;
- Formation des terrils.

A chaque opération principale correspondent les travaux auxiliaires dont la réalisation permet de faciliter son exécution. [19]

III.2.1. Abattage

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend:

- du type de roche, et leur état naturel;
- des 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.

On distingue l'abattage par pelle et par excavateur pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

III.2.1.1. Mode d'abattage par pelle et par excavateur

L'abattage par pelle et par excavateur est pratiqué dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport).

III.2.1.2. Mode d'abattage à l'explosif

L'abattage des roches à explosif 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 densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [21]

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords;
- Formation du tas de la masse minière abattue avec forme et dimensions nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière abattue pour le travail régulier des engins déchargement;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.
- D'après les critères de choix de la méthode d'abattage des roches, on va appliquer le mode d'abattage à l'explosif dans le massif rocheux de calcaire du gisement Kef Azerou Seghir EL' MHIR.

III.2.2. La conception du plan de tir

La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement:

- l'adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe);
- la création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir.

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

- Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts;
- Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités);
- Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture);
- Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau;
- Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).base du tir :
 - le diamètre de foration;
 - la nature de l'explosif;
 - les conditions géométriques (hauteur du front, faces libres);
 - le nombre de rangées.

Dans les chantiers en exploitation, les paramètres précédents sont déjà fixés; par contre, chaque fois qu'une seule donnée du chantier est modifiée tout peut être remis en cause avec profit.

Ensuite il faut déterminer par des calculs ou des considérations plus approfondies les conditions de sautage liées aux paramètres de base en gardant néanmoins en mémoire les objectifs et les contraintes d'environnement.

Ce sont:

- la banquette;
- l'amorçage (fond de trou, latéral, énergie et pression de détonation);
- la séquence d'initiation des différents trous.

On notera que les objectifs techniques, économiques et l'environnement interviennent encore dans les conditions de sautage.

En outre, des paramètres secondaires sont à prendre en considération:

- rapport banquette/espace (rapport de maille);
- sur-profondeur de foration;
- bourrage. [22]

III.2.3. Choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du 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, ou plus simplement par le choix d'un explosif de sa vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré fracturé en place, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).
- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif. Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante : La charge de fond du trou de mines est constituée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale. La partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge de colonne est remplie par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet; ou bien discontinue, en charge étagée, qui nécessite alors des explosifs en cartouches.

D'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et B des caractéristiques de la roche. [22]

III.2.3.1. Types d'explosifs

➤ Les dynamites

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et de dinitroglycol. C'est la proportion de dinitroglycol qui assure la qualité antigel d'une dynamite. Les autres composants sont des combustibles et des comburants.

Selon le taux de (NGL), on distingue :

- Les dynamites plastiques, contenant plus de 20% en masse de NGL dans une gangue de coton azotique ;
- Les dynamites pulvérulentes, contenant 10 à 20% de NGL. [20]

➤ **Les explosifs nitrates**

Les explosifs nitrates sont à base de nitrate d'ammonium (80% environ en masse) et d'un explosif pur.

➤ **Les nitrates fuels**

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium et d'huiles minérales, en générale du fuel domestique, dans une proportion voisine de 5 à 6%. Dans certains cas, les nitrates fuels peuvent contenir une quantité plus ou moins importante de poudre d'aluminium.

➤ **Les explosifs bouillis**

Les explosifs de type bouilli sont constitués par un mélange de combustible, de comburants et de matière inerte, pouvant contenir un composé chimique explosif, mais contenant au moins 5% d'eau. Ces explosifs sont utilisés sous deux formes distinctes:

- Les gels à consistance pâteuse, qui sont généralement encartouchés ;
- Les bouillies pompables, dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage. [20]

➤ **Les émulsions**

Les émulsions sont des mélanges de nitrate d'ammonium en solution aqueuse sous forme de gouttelettes microscopiques emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile contenant une faible proportion d'émulsifiant.

➤ **Les nitrates fuels alourdis**

Les nitrates fuels alourdis sont constitués par du nitrate fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie ou d'émulsion (25 à 75%) dont le rôle est d'améliorer les performances et la résistance à l'eau du nitrate fuels sans en accroître la sensibilité.

Les nitrates fuels alourdis sont surtout utilisés en vrac. Ils se présentent sous la forme :

- De produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion de nitrate fuel est supérieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par gravité ;

- De pates plus ou moins visqueuses contenant des granulés épars de nitrate fuel lorsque la proportion de celui-ci est inférieure à 40%.dans ce cas, leur chargement en effectue par pompage. [20]

III.3. Caractéristique de l'explosif

Quand on veut étudier ou choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître ces caractéristiques techniques qui sont principalement :

II.3.1.capacité de travail

Elle caractérise l'aptitude de l'explosif à exécuter un travail mécanique à l'arrachement de la roche du massif. Elle dépend du volume de gaz, de la vitesse de détonation et de la quantité de chaleur dégagée lors de l'explosion. Elle peut être déterminée par l'essai de trautzl. [17]

III.3.2. Densité

C'est une caractéristique importante qui peut remettre en cause la réussite d'un travail à l'explosif.

Avec un explosif de haute densité l'énergie développée sera concentrée, ceci est conseillé dans des travaux de dérochage, de forage et d'abattage dans les sols résistants et rigides. Un explosif de faible densité un travail de fragmentation, de fissuration et de préfissuration sera fait avec une grande répartition de l'énergie, ceci est conseillé pour des sols friables et des roches tendres. [17]

III.3.3.Puissance

La puissance qui fait intervenir le volume de gaz dégagé et la température exprime le travail utile effectué. Elle est mesurée par le C.U.P (coefficient d'utilisation pratique) de l'unité de masse.

III.3.4. Résistances à la chaleur et au froid

La chaleur ne doit pas faire exsuder l'un des constituants de l'explosif, ni en modifier la forme cristalline et celle-ci doit rester stable à des températures de 40°C à 50°C.

Tableau. III.1.Caractéristiques des explosifs(ONEX).

Désignations	Densité g/cm ³	Vitesse de déformation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1,4-1,5	4000-6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitrates	1,0-1,15	4000-6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu humide
Nitrate fuels	0,9	3000-4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Emulsions	1,2-1,5	4000-5000	Excellent	Roche dure

III.4. Caractéristiques des explosifs utilisés dans le domaine minier

La puissance d'un explosif est proportionnelle à la vitesse de détonation, dans laquelle cette décomposition se produit. Elle détermine le régime normal de la décomposition de l'explosif, ce qui permet de classer les explosifs en deux catégories :

- Explosifs déflagrants, appelés aussi « poudres », se décomposant à une vitesse inférieure à 100 m/s.
- Les explosifs détonants conventionnellement appelés « explosifs », dont la vitesse de décomposition est supérieure à 1000 m/s. Ce sont les dynamites, les explosifs nitrates... etc.

III.4.1. La théorie du travail à l'explosif

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptibles 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 décomposant selon trois modes suivants :

- combustion simple ;
- déflagration ;
- détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

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

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation. En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue : [23]

III.4.1.1. Les explosifs déflagrants

Leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde) ;

III.4.1.2. Les explosifs détonants

Leur décomposition est rapide (2000 à 8000m/s) produisant ainsi une onde de choc. Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve [19]:

A- Les explosifs primaires

Très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc ;

B- Les explosifs secondaires

Relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

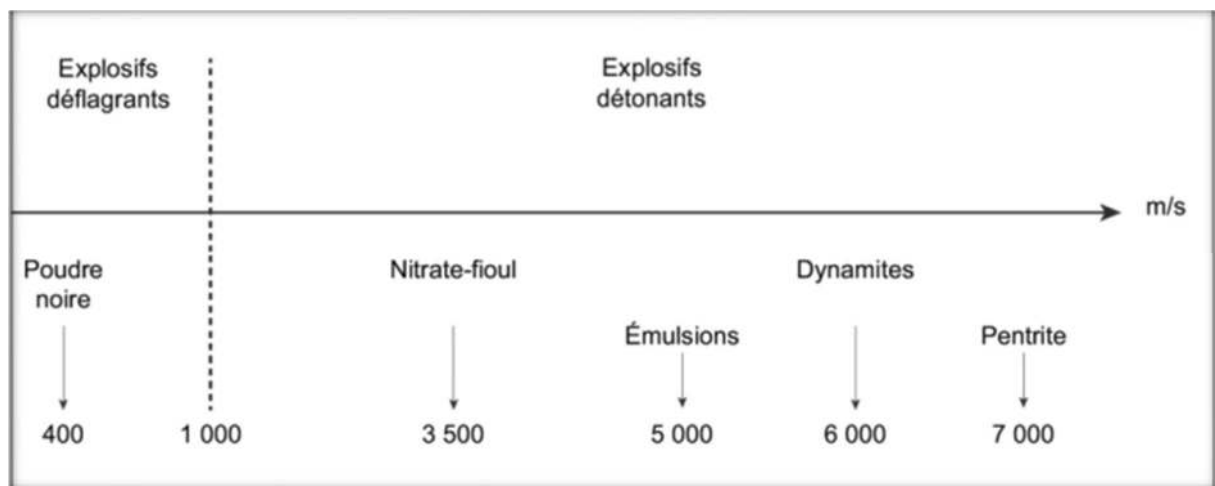


Fig. III.1.: la vitesse de décomposition d'explosifs. [24]

III.5. Explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive » (ONEX) :

III.5.1. GELANIT

La gélánite est un explosif nitré d'une consistance gélante dont la couleur varie du jaune au marron clair. Ce type d'explosif est caractérisé par une densité élevée traduit par une vitesse de détonation importante.

Utilisation

Utilisée dans des terrains à roches dures à semi dures, pour des travaux d'abattage à ciel ouvert ou en souterrain. [20]

Travaux à ciel ouvert

Carrières, travaux publics, fonçage des puits ; Travaux d'aménagement des ports ...etc.

Avantage

- consistance gélante très résistante à l'eau ;
- Explosif dense traduit par une vitesse de détonation élevée ;
- Capacité d'abattage des roches très dures même en présence d'eau.

III.5.2. MARMANIT

La MARMANIT est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT. [20]

Utilisation :

- Utilisable dans les terrains secs ou faiblement humides
- Elle est adaptée aux terrains à roche tendre à mi-dures.

Avantages

- Explosif de sûreté, peu sensible aux actions mécaniques;
- Explosif caractérisé par une charge linéaire réduite qui favorise son utilisation pour les terrains mi-durs.

III.5.3. TEMEX

Le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir :

- Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique.
- Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation. [20]

III.6. Accessoires de tir

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 lente, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau détonant... 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. [20]

III.6.1. La mèche lente

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

D'une bonne résistance aux efforts mécaniques, elle offre une résistance élevée à l'eau. Sa vitesse de combustion est de 90 à 120 s/m. Elle est utilisée pour l'allumage des détonateurs pyrotechniques. [20]

III.6.2. Le cordeau détonant

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

Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs simultanés. Il peut remplacer, dans certains cas, la charge explosive pour certains types de travaux tels que pré fissuration, découpage et post-découpage de la roche. Il peut amorcer par tous les types de détonateurs électriques et pyrotechniques.

III.6.3. Les Détonateurs pyrotechnique

Pour l'amorçage des charges d'explosifs, ces détonateurs peuvent être classés au vu de leur sensibilité selon trois catégories.

II.6.3.1. Détonateurs instantanés

Avec l'emploi de détonateurs instantanés, l'amorçage des charges explosives sont parfaitement simultanés. Il n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).

III.6.3.2. Détonateurs sismiques

L'ONEX produit pour la recherche géophysique des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, étanchéité, bonne protection).

III.6.3.3. Détonateurs à retard

a. Détonateurs à retard demi-seconde « DER » :

L'emploi des détonateurs {retard de demi-seconde (DER), l'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice. Les temps de retard varient de 0,5 seconde pour le n°1 jusqu'à 6 secondes pour le n°12; il existe 12 numéros de retard, soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané).

b. Détonateurs microretard « DMR » :

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court de l'ordre de 20 ms.

L'ONEX fabrique des détonateurs à microretard avec 12 degrés de retard. La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms; [20]

III.6.4. Le fil de tir

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω. [20]

III.7. Amorçage

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

III.7.1. Différents systèmes d'amorçage

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

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

- La première énergie thermique est apportée par :
- une mèche ou cordeau Bickford (de plus en plus abandonné par la profession pour des raisons de sécurité) ;
- par un guide d'onde de choc à 200 m/s dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz ;
- une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique « DEI ». Ce mode d'amorçage est le plus répandu car il garantit, en général, la meilleure fiabilité.
- Les compositions retardatrices brûlent dans des temps qui sont des multiples d'un certain retard « DER » (par exemple 100, 200, ou 500ms) ou des temps qui sont multiples d'un certain micro retard « DMR » (par exemple 20 ou 25 ms), selon qu'ils agissent d'un détonateur à retard ou à microretard.

III.7.2. Types d'amorçages

III.7.2.1. Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant. Ce cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3,5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s). [18]

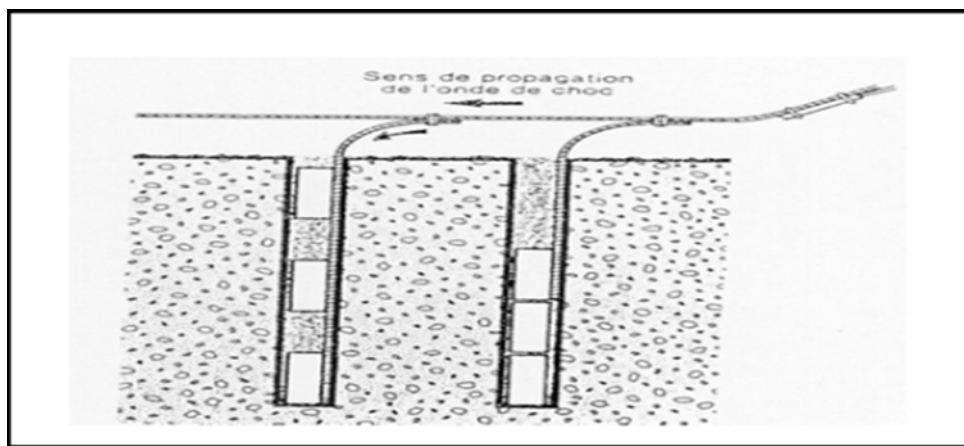


Fig.III. 2: L'amorçage latéral. [24]

III.6.2.2. Amorçage ponctuel

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

L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux quel'amorçage ponctuel antérieur. [21]

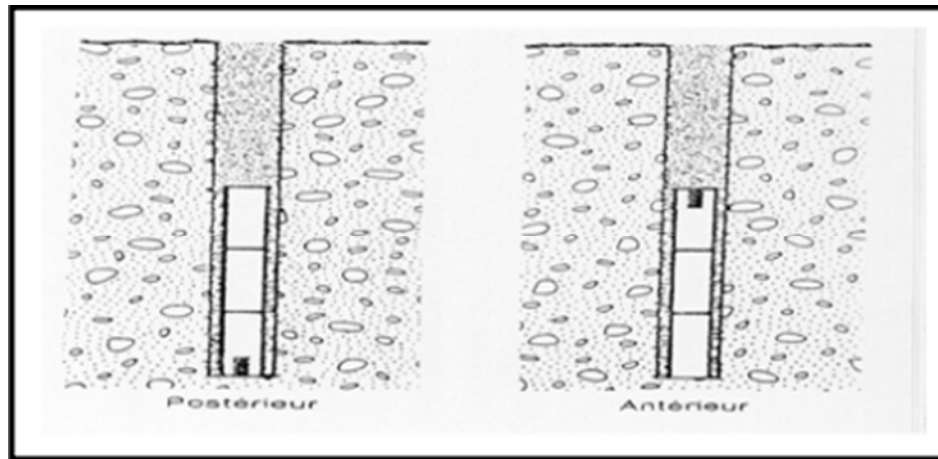


Fig.III.3.: L'amorçage ponctuel. [24]

III.8. Les principaux paramètres du plan de tir

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires et après reconnaissance géologique du terrain. Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés. Les paramètres d'un plan de tir suivants :

- Hauteur de gradin ;
- Diamètre de trou
- Angle d'inclinaison de trou
- Profondeur du sur-forage
- Profondeur du trou
- Ligne de moindre résistance;
- Distance entre deux rangées
- Espacement entre trou de mine
- Chargement explosif de fond
- Charge de fond ;
- Charge d'explosif de colonne ;
- Hauteur de bourrage ;
- charge de colonne ;
- Quantité d'explosif par trou ;
- Quantité d'explosif totale ;
- Nombre de trous.

- Consommation spécifique d'explosif ;
- Les paramètres d'un plan de tir calculent par plusieurs méthode parmes ces dernier on longfors.

III.8.1.Calcul des paramètres par les règles de LANGEFORS [25]

III.8.1.1.Banquette maximale

La banquette maximale trouvée par la formule suivante :

$$B_{max} = 0.03 * D_{tr} * \sqrt{\frac{S * \rho}{C * f * \frac{E}{B}}} ; m$$

Ou :

- B_{max} : Banquette maximale ;
 - D_{tr} : diamètre du trou de mine (76 mm) ;
 - S : puissance de la charge de fond de l'explosif ;
 - ρ : densité de l'explosif utilise ($\rho = 1 \text{ g/cm}^3$) ;
 - C : résistance au tirage
 - f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (α) ;
 - E/B : rapport de la maille.
- **Puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weights trength)**

La puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weights trength) trouvé par la formule suivante :

$$S = 82\%$$

➤ **Résistance au tirage**

La valeur de la résistance au tirage illustré dans le tableau :

Tableau.III.2: Résistance au tirage de quelques roches

Roche	C
Basalte	0.33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen a dur	0.35 ÷ 0.4
Diorite	0.45
Granite dur	0.45
Grès fin	0.4
Quartzite pate fine	0.53
Quartzite facture	0.3

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

$$C = c + 0,05$$

$$C = 0.35 + 0.05$$

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

➤ Facteur de contrainte

La variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous illustré dans le tableau suivant :

Tableau.III.3: Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous

Inclinaison du trou, β (°)	0	10	20	30	45
Facteur de contrainte, f	1	0.95	0.9	0.83	0.85

Dans notre cas $\beta = 15^\circ$

Donc :

$$f = 0,925$$

➤ Rapport écartement sur banquettes E/B

Les calculs proposés par Langefors et Kihlström font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquettes, rapport E/B. Ils conseillent de le prendre compris entre 1 et 1,5. Pour notre calcul, la valeur de 1,25 a été choisie.

On constate expérimentalement que ce rapport influence la fragmentation obtenue:

Un E/B proche de 1 va avoir tendance à produire des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 fournira une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 retenue devant engendrer une fragmentation régulière.

Donc :

$$B_{\max} = 0.03 * 76 * \sqrt{\frac{0.82 * 1}{0.4 * 0.925 * 1.25}}$$

$$B_{\max} = 3.04 \text{ m}$$

III.8.1.2. Banquette pratique

La Banquette pratique trouvée par la formule suivante :

$$B = B_{\max} - F; [\text{m}].$$

Où :

- **F** : Les erreurs de foration

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

$$F = 0.05 + 0.03 * 14$$

$$F = 0.47 \text{ m};$$

- **B**: Banquette pratique, (m).
- **hg** : hauteur de gradin, (m).

Donc :

$$B = 3.04 - 0.47$$

$$B = 2.57 \text{ m}$$

III.8.1.3. Espacement entre trous de mine

L'espacement entre les trous est donné par la formule suivante :

$$E = 1.25 * B; [\text{m}].$$

$$E = 1.25 * 2.57$$

$$E = 3.21 \text{ m}$$

III.8.1.4. Profondeur de Sur – forage

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

$$L_s = 0.3 * B_{\max}; [\text{m}].$$

Donc :

$$L_s = 0.3 * 3.04 ;$$

$$L_s = 0.912 \text{ m}$$

III.8.1.5. Profondeur du trou

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

$$L_{tr} = \frac{hg}{\sin \beta} + L_s ;$$

$$L_{tr} = \frac{14}{\sin 75} + 0.912$$

$$L_{tr} = 15.4 \text{ m}$$

III.8.1.6. Distance entre deux rangées

La distance entre deux rangées des trous dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin est donnée par la formule suivante :

$$b = \frac{B}{\sin \beta}$$

$$b = \frac{2.34}{\sin 75}$$

$$b = 2.42 \text{ m}$$

III.8.1.7. Construction de la charge

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

- charge de pied ;
- La charge de colonne

➤ La hauteur de la charge pied

La zone qui assurée le cisaillement de la partie basse son déplacement est défini par la formule suivante

$$L_p = 1.3 * B_{max}; [\text{m}]$$

Ou :

L_p : La hauteur de la charge de pied

Donc :

$$L_p = 1.3 * 3.04$$

$$L_p = 3.952 \text{ m}$$

➤ Charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation empirique suivante

$$C_p = 0.88 * \frac{f}{s} * \frac{E}{B} * \left(\left(\frac{0.007}{B} \right) + C + 0.004 * B \right) * B^2 ; [\text{kg/m}]$$

Où :

- C_p : Charge linéaire de pied.

Donc :

$$C_p = 0.88 * \frac{0.925}{0.82} * 1.25 * \left(\left(\frac{0.07}{2.57} \right) + 0.4 + 0.004 * 2.57 \right) * 2.57^2$$

$$C_p = 3.58 \text{ kg/m}$$

➤ Quantité d'explosif au pied du gradin

La Quantité d'explosif au pied du gradin défini par :

$$Q_p = L_p * C_p ; [\text{Kg}].$$

- Q_p : Quantité d'explosif au pied du gradin.

Donc :

$$Q_p = 3.952 * 3.58$$

$$Q_p = 14.14 \text{ kg}$$

➤ Longueur de bourrage

La hauteur du bourrage est définie par la formule suivante :

$$L_b = B ; [\text{m}].$$

Donc :

$$L_b = 2.57 \text{ m}$$

➤ La hauteur de la charge de colonne

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

$$L_c = L_{tr} - (L_p + L_b); [m]$$

Où :

- **L_c** : La hauteur de la charge de colonne.

Donc :

$$L_c = 15.4 - (3.952 + 2.34)$$

$$L_c = 8.88m$$

➤ Charge linéaire de colonne

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon LANGEFORS, environ deux fois plus faible que celle de la charge de pied.

$$C_c = 0.5 * C_p; [kg/m].$$

Où :

- **C_c** : Charge linéaire de colonne.

Donc :

$$C_c = 3 * 0.5$$

$$C_c = 1.8 \text{ kg/m}$$

➤ Quantité d'explosif en colonne

La Quantité d'explosif en colonne est déterminée par la formule suivante, au niveau de la carrière :

$$Q_c = L_c * C_c ; [kg].$$

Où :

- **Q_c** : Quantité d'explosif en colonne.

Donc :

$$Q_c = 9.1 * 1.5$$

$$Q_c = 15.9 \text{ kg}$$

➤ Quantité de charge d'explosifs dans un trou

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne.

$$Q = Q_c + Q_p; [kg].$$

Où :

- Q: Quantité de charge d'explosifs dans un trou.

Donc :

$$Q=13.65+11.9$$

$$Q=30.04 \text{ kg}$$

➤ Consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage d'un mètre cube de roche.

$$q = \frac{Q}{Hg * E * B} ; \text{Kg}/m^3$$

$$q = \frac{30.04}{14 * 3.21 * 2.57} = 0.26 \text{ kg}/m^3$$

➤ Quantité d'explosif totale dans un bloc

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

$$Q_{\text{tot}} = q * \left(\frac{Pan}{N \left(\frac{tir}{m} \right) * Nm * \rho} \right) ;$$

$$Q_{\text{tot}} = 0.26 * \frac{596736}{4 * 12 * 2.7} ;$$

$$Q_{\text{tot}} = 1197 \text{ kg}$$

III.8.1.8. Volume de roche abattu par un trou

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

$$V_{\text{tr}} = E * B * hg ; [m^3] ;$$

Donc :

$$V_{\text{tr}} = 3.21 * 2.57 * 14$$

$$V_{\text{tr}} = 115.5 \text{ m}^3$$

III.8.1.9. Nombre de trou dans un bloc

Le nombre de trou est déterminé par la formule suivante :

$$\mathbf{Ntr} = \frac{Q_{tot}}{q} + 1 \text{ [trou]}$$

$$N_{tr} = \frac{1179}{30.04} + 1$$

Ntr=40 trou

III.8.1.10. Longueur totale foré

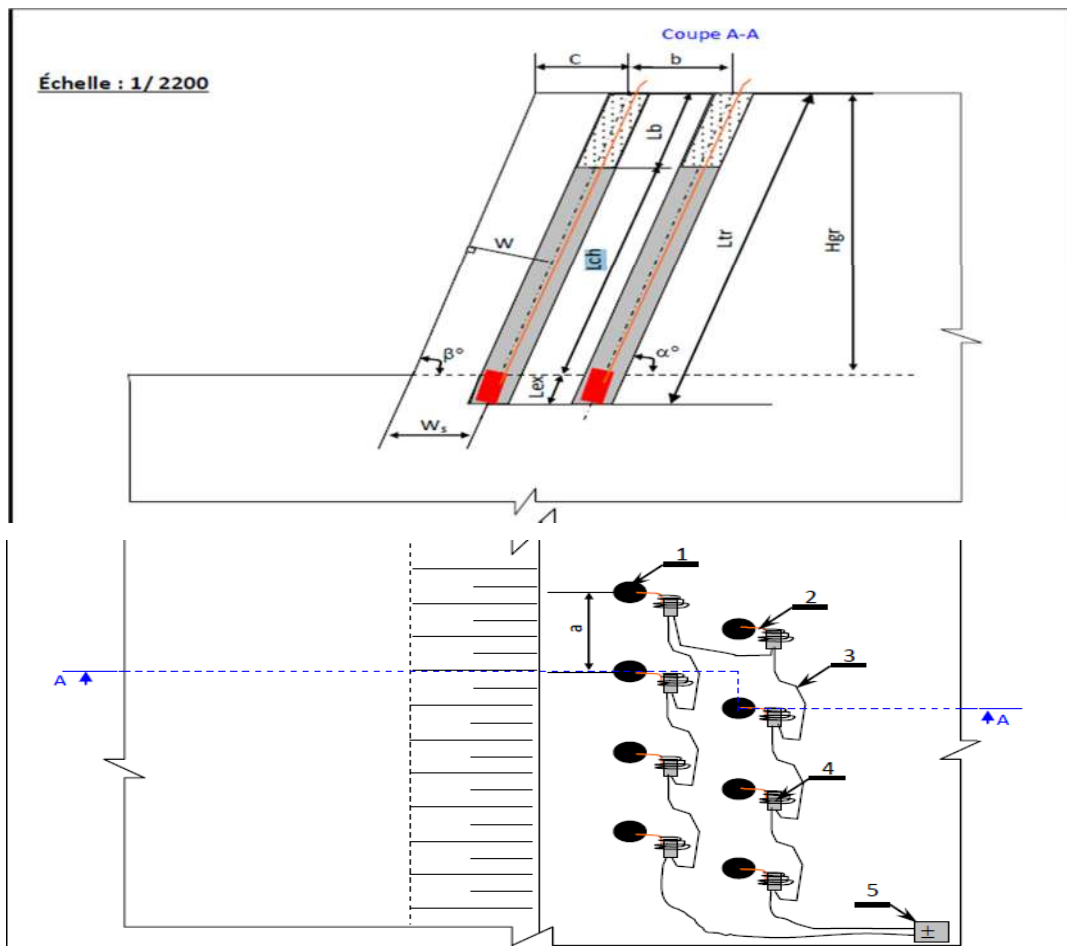
La longueur totale forée est déterminé par la formule suivante :

$$\mathbf{Ltf} = \mathbf{Ntr} * \mathbf{Ltr} ; [\mathbf{m}].$$

Donc :

Ltrf=41*15.4

Ltrf=631.4 m



1. Trou profond.	β° : angle d'inclinaison du talus de gradin.
2. Cordeau détonant.	L_b : longueur de bourrage.
3. Fils électriques longueur de trou.	L_{tr} longueur de trou.
4. Détonateur électrique.	L_{ch} : longueur de la charge d'explosif.
5. Exploseur.	L_{ex} : longueur d'excès de forage.
a. Distance de sécurité.	W : ligne de moindre de résistance.
b. Distance entre deux rangées.	H_g : hauteur de gradin
c. Distance entre deux trous.	α : angle d'inclinaison de trou.
	W_s : ligne de moindre de résistance au pied du gradin

Figure III.4 : Schéma d'un plan de tir

III.9.Conclusion

L'abattage à l'explosif est la meilleur procéder d'exploitation des roches dure de la chaine technologique minière, dans ce chapitre nous avons pue calculer les paramètres d'un plans de tir suivant les règles de Longfors, méthode à déjà prouvé sa supériorité et efficacité dans le domaine d'abattage à l'explosif. Selon le cas de notre étude nous proposons la diminution de la maille de forage a fin de maitrisé le tir dans un milieu très fracturé.

IV.1.Introduction

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

Dans ce chapitre, nous allons prédire la fragmentation des roches, selon les paramètres de tir proposé dans cette étude, en faisant une comparaison avec celle utilisé dans la carrière cas de notre étude.

IV.2. La taille moyenne des fragments

Une équation empirique reliant la taille moyenne des fragments issus d'un tir X50 et la charge spécifique d'explosif appliquée a été développée par Kuznetsov (1973) [29] en fonction du type de roche et d'explosif. Son équation est de la forme

$$X_{50} = A \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} * Q_{tr}^{1.6} ; \text{ cm} \quad (\text{IV.1})$$

Où :

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

Avec :

- $A=7$ pour les roches moyennement dures, $f=7\sim 10$.
- $A=10$ pour les roches dures et très fissurées $f=10\sim 14$.
- $A=13$ pour les roches très dures et moyennement fissurées, $f=12\sim 16$.
- f est le facteur de dureté de Protodiakonov.

L'énergie relative (relative Weight Strength, RWS) du TNT comparé à celle d'ANFO (RWS d'ANFO = 100) est 115. Par conséquent l'équation (IV.2) basé sur ANFO au lieu de TNT, peut-être écrite de la manière :

$$X_{50} = A \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} * Q_{tr}^{1.6} * \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} ; (\text{cm}) \quad (\text{IV.2})$$

Où :

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

$$E = \left[\frac{VODE}{VODn} \right]^2 * RWS ; \% \quad (\text{IV.3})$$

Où :

- $VODE$: vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s
- $VODn$: vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s

On sait que :

$$\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} = \frac{1}{K} \quad (\text{IV.4})$$

- K : charge spécifique d'explosif, Kg/m^3

Alors l'équation (IV.2) deviendra pour une charge spécifique donnée :

$$X_{50} = A(K)^{0.8} * Q_{tr}^{1.6} * \left(\frac{115}{E} \right)^{19/30} ; (\text{cm}) \quad (\text{IV.5})$$

L'équation (IV.5) peut être réarrangée pour calculer la taille moyenne des fragments $X_{50}(\text{cm})$ pour une charge spécifique d'explosif donnée :

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

IV.3. Indice d'uniformité

Cependant, il est très important de savoir la distribution granulométrique résultante de la conception initiale d'un tir. C'est dans ce but que Cunningham (1983,1987), [27], [28] a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler(1979), [31] dans la prédiction de la distribution granulométrique du tir. Il trouva que celui-ci caractérisait mieux la fragmentation du tir. L'équation originale de prédiction de la granulométrie de Rosin Rammler (1979), [31] se présente sous la forme :

$$R = e^{-\frac{x}{x_c}} ; \% \quad (\text{IV.7})$$

Où bien :

$$P(X)=100 \cdot (1-R)=100 \cdot (1-\exp(-\frac{X}{X_c})^n) ; \% \quad (IV.8)$$

Où :

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

Si la taille caractéristique X_c et l'index d'uniformité **n** sont connus la courbe de distribution granulométrique peut être tracée. L'équation (IV.8) peut être réarrangée pour trouver la taille caractéristique

$$X_c = \frac{X}{[\ln \frac{1}{1-R}]^{1/n}} ; \quad (IV.9)$$

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

$$R = 0.5$$

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{1/n}} ; \quad (IV.10)$$

L'indice d'uniformité (n) : il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir, équation IV.11.

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

$$n = (2.2-14 \cdot (\frac{b}{D})) \cdot (1 - (\frac{w}{b})) \cdot \sqrt{\frac{1+\frac{a}{b}}{2}} \cdot \frac{Le}{Hgr} \cdot P \quad (IV.11)$$

L'équation (IV.11) peut être reformulée pour les trous de mine contenant une charge de pied et une charge de colonne de la manière :

$$n = (2.2-14 \cdot (\frac{b}{D})) \cdot (1 - (\frac{w}{b})) \cdot \sqrt{\frac{1+\frac{a}{b}}{2}} \cdot (0.1 + \text{abs}(\frac{L_{cp}-L_{cc}}{Le})) \cdot \frac{Le}{Hgr} \cdot P \quad (IV.12)$$

Où :

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

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

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

$$BDR = X_c * \left(\ln \left(\frac{1}{0.02} \right) \right)^{1/n} \quad (IV.13)$$

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

Tableau IV.1: L'effet des paramètres de tir sur n

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

La combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler par Cunningham,

(1987) [28] est appelée le modèle de fragmentation de Kuz-Ram. L'expérience de Cunningham (1987) suggère que :

- La gamme normale de 'n' pour la fragmentation des roches massives est raisonnablement de 0,75 à 1,5 ; avec une moyenne autour de 1. Des roches plus consolidées ont des valeurs plus élevées.
- Les valeurs de 'n' en dessous de 0,75 représentent une situation de poussière (beaucoup de fines) ; qui indique que les conditions de la roche ne favorisent pas l'abattage à l'explosif. Généralement, c'est le cas lors de la découverte dans des terrains altérés.
- Pour des valeurs inférieures à 1, les variations de l'indice d'uniformité (n) sont plus critiques pour les particules fines et grossières. Pour n= 1,5 ; la texture du tas abattu ne change pas beaucoup, et les erreurs sont moins punitives.
- Le facteur de forme (n) a une influence importante sur les résultats des essais de tamisage, comme la maille employée est généralement carrée ; elle maintiendra la majorité des fragments ayant toute dimension plus grande que la maille.

IV.4. la résistance d'explosif (Équation de Tidman)

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

$$E = \left[\frac{VOD_e}{VOD_n} \right]^2 * RWS \quad (IV.14)$$

IV.5. Indice de tirabilité

Cunningham (1987), [28] affirme que dans la plupart des cas le facteur de la roche (A) doit varier entre 8÷12. Ce facteur a été utilisé pour tenir compte de la nature des roches et de l'orientation des structures géologiques par rapport à la direction du tir. Il a été adapté par Cunningham en 1987 par référence à l'indice de tirabilité (blastibility index) développé par Lilly (1986), [30] de la manière :

$$A = 0.06 (RMD + JF + RDI + HF) \quad (IV.15)$$

Où :

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

✓ HF : facteur de la dureté de la roche ;

Tableau IV.2.: Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987) [28]

Paramètres	Destinations	Taux
RMD	Description de la masse rocheuse : • Pulvérulent/friable • Avec des joints verticaux • Massive	
JF	JPS+JPO	
JPS	Facteur d'espacement entre des familles de joints • <0.1m • 0,1 à MS • MS à DP	10 20 50
MS	Dimension Max du bloc in-situ (m)	
DP	Dimension de la maille de forage supposé DP>MS	
JPO	Facteur de l'orientation du plan de joints • Horizontal ou sortant ($dr < 30$) • Le long de la direction du pendage du gradin ($60 < dr$) • entrant ($30 < dr < 60$)	20 30 40
Dr	Pente en direction relative (degrés) $Dr = \text{abs}(JDD - FFDD)$ JDD : pente en direction de fissure (degrés) FFDD : pente en direction de la face (degrés)	
RDI	Facteur d'influence de la densité de la roche	$25 \cdot RD - 50$

RD	Densité (t/m)	
HF	Facteur de dureté de la roche • si $Y < 50$ Gpa • si $Y > 50$ Gpa	$HF = Y/3$ $HF = USC/5$
Y	Module de Young, Gpa	
UCS	Résistance à la compression, Mpa	

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

$$RMD = 10 + 10 \times F_{50} \quad (IV.16)$$

Où :

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

IV.6. Consommation Spécifique

L'équation pour la consommation spécifique est :

$$q_p = \frac{Q_{tr}}{b \cdot a \cdot H_g} \quad (IV.17)$$

Ou :

- q_p : consommation spécifique (Kg/m³)
- b : la Banquette (m)
- a : espacement entre deux trous (m)
- H_{gr} : hauteur du gradin (m)
- Q_{tr} : poids de la charge (kg)

IV.7. Poids de la charge

L'équation pour le poids de la charge est :

$$Q_{tr} = 1000 \cdot \pi \cdot D_{tr}^2 \cdot L_{ch} \cdot P_s \quad (IV.18)$$

Ou :

- D_{tr} : diamètre du trou (m)
- L_{ch} : longueur de la charge (m)

- ρ_s : densité de l'explosif (kg/m^3)

IV.8. 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.

IV.9. Analyse de la fragmentation des roches

IV.9.1. Méthodes de calcul

- On introduit à l'intérieur du programme les caractéristiques de la roche (densité, module de Young, et la résistance à la compression) (Annexe).
- 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 : $a = 3.21 \text{ m}$ / et $b = 2.57 \text{ m}$ / et maille en quiconque $P = 1.1$.
- On obtient des résultats qui sont résumés dans un tableau et représentés dans une figure.
- On conclure les résultats.

D'après le modèle d'analyse de fragmentation de KUZ- RAM et d'après les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir calculés par la méthode classique ; les résultats de calcul sont résumés dans le tableau suivant:

Tableau IV.3 : les paramètres de tir par la méthode existe et longfors.

Paramètres	Unité de mesure	Existant dans la carrière	Valeurs Calculé
Diamètre du trou (D_{tr})	mm	76	76
Hauteur du gradin (H_{gr})	m	14	14
Inclinaison du trou (β)	Degré ($^{\circ}$)	15	15
Longueur d'excès de forage (L_{ex})	m	0.76	0.912
Longueur du trou (L_{tr})	m	15.25	15.4
Distance entre les trous (a)	m	3.5	3.21
Distance entre les rangées (b)	m	2.8	2.57
Quantité d'explosif dans un trou (Q_{tr})	Kg/trou	42.8	30.04
Longueur de bourrage (L_b)	m	3.4	2.57
Longueur de la charge d'explosif (L_{ch})	m	11.85	12.83
Consommation spécifique de l'explosif (q_p)	Kg/m ³	0.312	0.26
Volume de la maille	m ³	171.5	115.5
Nombre de trou par tir	trou	40	45
Longueur totale forée par tir	m	450	693
Quantité explosif par tir	m	1712	1197
Type de cordeau détonant	gr/ml	12	12
D.E.I	N $^{\circ}$	0	0
D.M.R	N $^{\circ}$	1 à 12	1 à 12

IV.9.2.Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram

Les étapes de fonctionnement du programme sont :

1. L'introduction des caractéristiques des roches étudiées (densité, module de Yong et la résistance à la compression).
2. L'introduction des paramètres des discontinuités du massif.
3. L'introduction des caractéristiques des explosifs utilisés pour l'abattage des roches étudiés.
4. L'introduction des valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition du plan de tir.
5. Le programme fait le calcul des pourcentages des différentes catégories des

fragments (fines, moyennes et hors gabarits)

6. Les résultats seront obtenus sous forme d'un graphe dont il sera interprété.

IV.9.3. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant :

Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir existé dans la carrière est présente dans le **Tableau IV.3**:

Tableau IV.4 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode existé

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	3.3
Roches moyennes	94.1
Roches fines	2.6

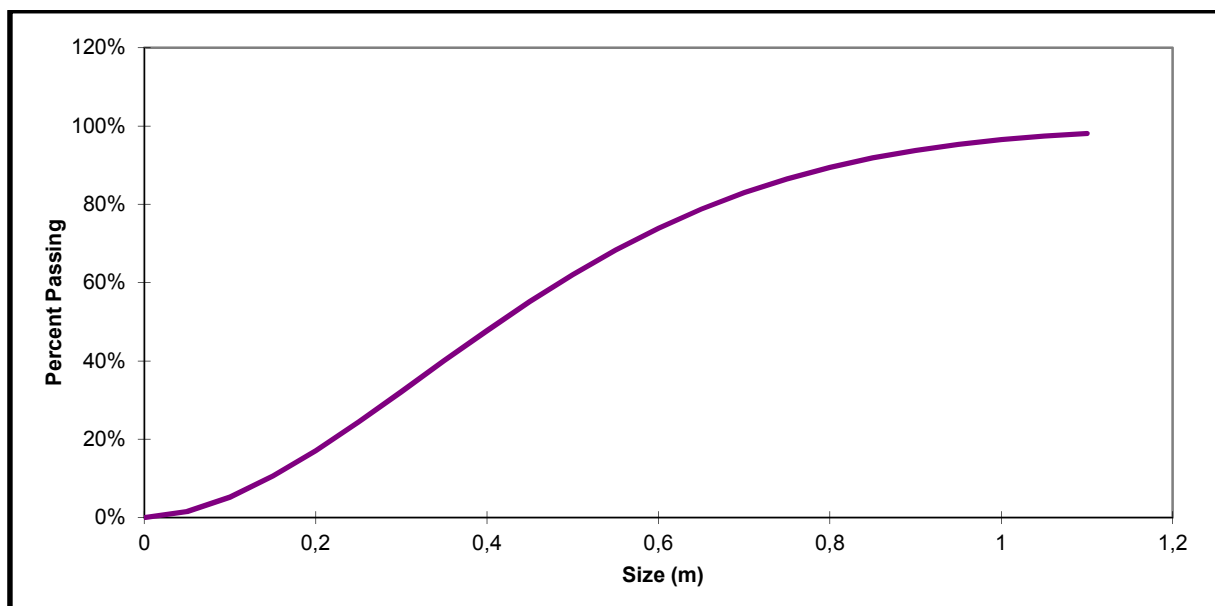


Figure IV.1. : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode existante.

D'après les résultats présentés dans le **Tableau IV.4** et la **Figure IV.1**, on constate que le taux des hors gabarit obtenu pour les valeurs du plan de tir existant au niveau de la carrière est de l'ordre de 3.3 % qui représente une quantité annuelle 19 700 t/an, et 2.6% de fines qui représente une quantité de 15 500 t/an, ce qui traduit une perte en quantité abattue de l'ordre de 32 200 t/ans. Néanmoins, la quantité admissible pour le passage à l'étape de préparation mécanique représente 94.1% traduit par une quantité de l'ordre de 561 500 t/an.

IV.9.4. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres Méthode de longfors :

Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir par la méthode soviétique dans le carrière est présente dans le (Tableau IV.3). Le résultat d'évaluation est présenté dans le tableau ci-après :

Tableau IV.5 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode longfors.

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	3.1
Roches moyennes	95.3
Roches fines	1.6

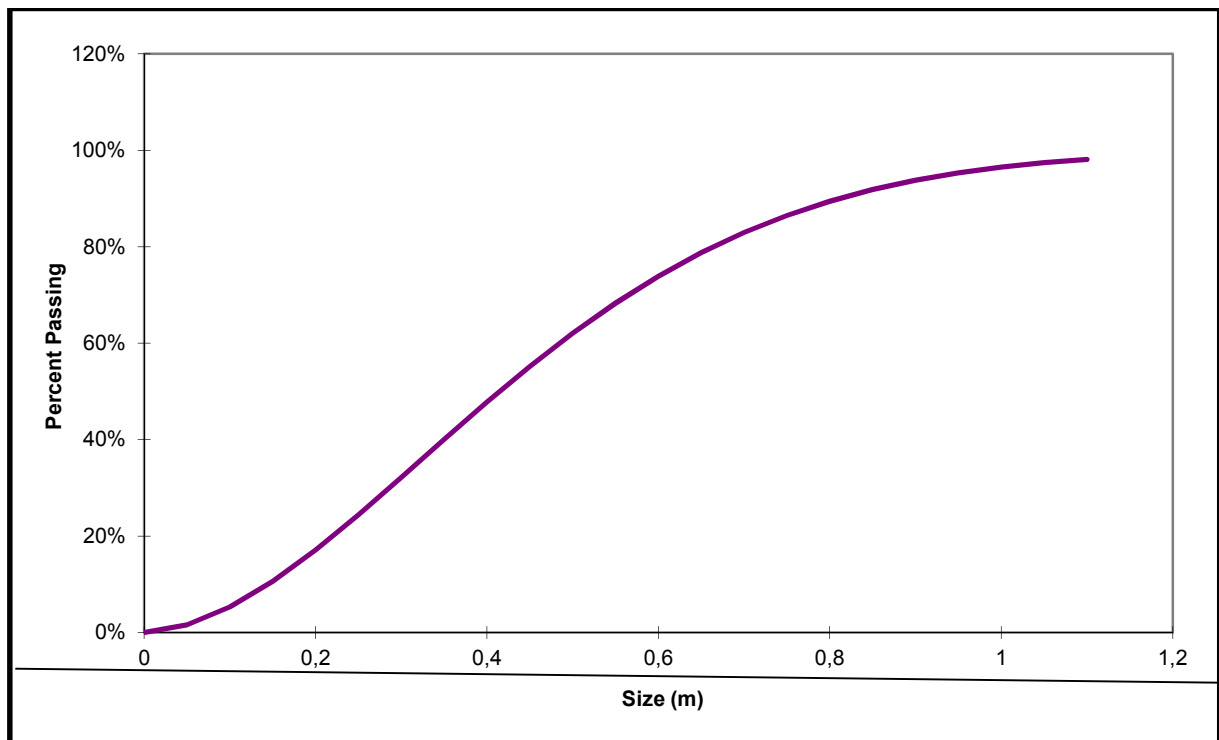


Figure IV.2. : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode longfors.

Les résultats de fragmentation suivant les règles de Longfors sont présentées dans le Tableau IV.5 et la Figure. IV.2, montre un taux des hors gabarit de l'ordre de 3.1 % de la quantité annuelle 18 500 t/an, et 1.6% de fines qui représente une quantité de 9 600 t/an, ce qui explique une perte remarquable en quantité abattue de l'ordre de 28 100 t/ans. Néanmoins, la quantité admissible en matière première d'agrégats représente 95.3% traduit par une quantité de l'ordre de 568 680 t/an.

Plans correctif des paramètres de longfors :

La correction a été visé à la consommation spécifique à l'explosif utilise dans la charge de la colonne, dont nous avons changé la consommation de telle sorte de faire une amélioration à la fragmentation (diminution des fragments hors gabarit, et fines).

Pour une consommation de 0.28 nous avons obtenue les résultats suivant :

Tableau IV.6 : la répartition des roches abattu pour une consommation de 0.28.

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	2.3
Roches moyennes	96
Roches fines	1.7

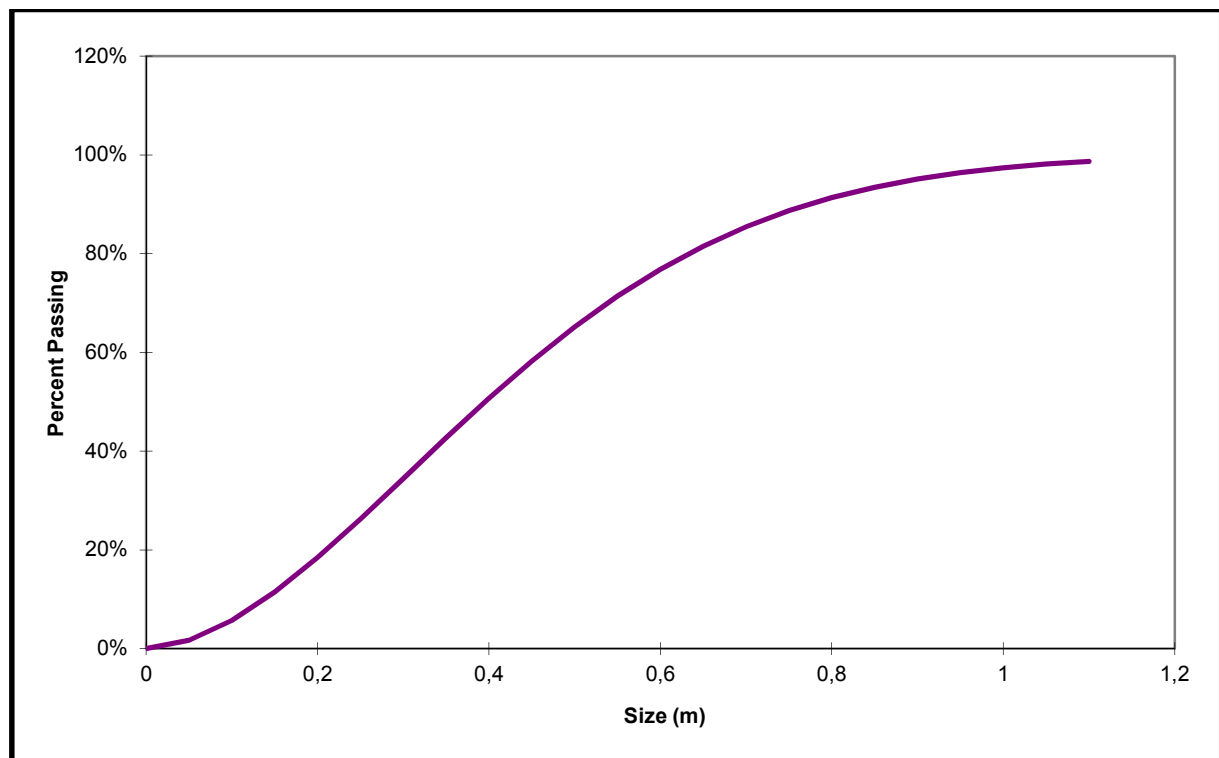


Figure IV.3. : Courbe granulométrique des résultats pour une consommation de 0.28.

Les résultats de fragmentation du nouveau plan de tir sont présentées dans le tableau IV.6 et la Figure. IV.3, l'augmentation de la consommation spécifique de 0.26 à 0.28 à mène à une baisse des quantités des roches hors gabarit de 3.1 à 2.3 % qui représente une quantité annuelle 13 700 t/an, et 1.7 % de fines qui représente une quantité de 10 100 t/an, qui reflète de perte en quantité abattue estimée de 23 800 t/ans. Néanmoins, la quantité admissible représente 96% traduit par une quantité de l'ordre de 572866 t/an.

IV.10. Evaluation économique du tir

Cette étape consiste à présenter l'intérêt économique de l'amélioration du plan de tir au sein de l'entreprise. Cette évaluation se concentre sur le manque à gagné pour l'entreprise traduit comme pertes en matière de l'explosif, qui permet de ressortir avec des coûts minimal et un rendement élevé de l'opération de l'extraction.

Tableau IV.7. Les couts de tir et forage pour les deux méthodes

			Plan de tir existé		Plan de tir (paramètres de Longfors)		Plan de tir amélioré	
Les accessoires de tir	Prix unitaire DA/U	Unités	Quantité	Les coûts (DA)	Quantité	Les coûts (DA)	Quantité	Les coûts (DA)
MARMANTE (par tir)	150	Kg	712	106800	565.6	84 840	565.6	84 840
INFOMIL (par tir)	126	Kg	1000	126000	636	80 136	727.95	91 721.7
Cordeaux détenant	69	ml	544	44160	640	44 160	640	44 160
DEI	232	/	1	232	1	232	1	232
DMR	368	/	34	12512	40	14720	40	14720
Forage	520	ml	518.5	269 620	616	320 320	616	320 320
Totale des coûts			559 324		544 408		555 993.7	

Les résultats dans le tableau IV.13 montre un manque à gagné de l'entreprise peut aller jusqu'à 15000 DA/tir. Cette estimation présente un manque à gagné de l'ordre de 720 000 DA/an.

IV.11. Discussion des résultats :

En appliquant deux méthodes de tir sur le modèle de Kuz-Ram (Tableau IV.4, IV.5) et le plan correctif des paramètres de Longfors on distingue les résultats suivants :

- ✓ Les quantités des hors gabarit est élevé dans le résultat du plans de tir de l'entreprise par rapport aux autres propositions $T_{hg1} > T_{hg2} > T_{hg3}$

Avec :

T_{hg} : Taux des hors gabarit ; %

- ✓ Le meilleur résultat du tir est enregistré dans les plans deux et trois. taux des blocs

L'analyse de ces résultats nous amène aux résultats suivants :

Techniquement à connue une amélioration en terme de récupération des tout-venants, et de réduction du taux des hors gabarit réduction jusqu'à 2.3%. 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.

Economiquement la réduction des coûts de tir donne plus de gains pour l'entreprise vue l'échelle de l'entreprise (il peut couvrir la masse salariale d'un mois de l'année) ou encore peut utiliser comme une prime d'encouragement annuelle pour les travailleurs et les avantage qui vient avec.

La méthode de conception des plans de tir en se basent sur les règles de longfors, présente toujours une moyenne efficace, pour un meilleur contrôle des tirs de mine. Encore la méthode de prédiction de la fragmentation (Kuz-Ram) représente un outil de vérification simple et rapide. Néanmoins, elle nécessite une vérification sur terrains où à l'aire d'un logiciel de traitement d'image.

IV.12.Conclusion

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

Le résultat obtenu montre une nette amélioration en termes de maitrise de tir au niveau de la carrière de Kef Azerou Seghir (W. Bordj Bou Arreridj).

Conclusion générale

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.

L'objectif du travail été l'amélioration des paramètres de tir et la vérification par une méthode prédictive (Kuz-Ram) de la qualité de fragmentation des tirs à l'explosif en ciel ouvert. Cet objectif est atteint avec l'application de la méthode de longfors qui à permet le calcul des paramètres des travaux de forage et de tir suivie par une analyse prédictive par la méthode Kuz-Ram. La mise en application de cette approche dans les conditions de la carrière Kef Azerou Seghir à permet la confirmation de l'objectif visé. Les résultats des calculs obtenus sont très proches de ceux appliqués dans la carrière. Cependant la nature agissant sur les conditions géologiques et minières nécessite le suivi et le contrôle des résultats de chaque tir et porter les corrections nécessaires aux paramètres dans les plans de tir des mines.

L'approche suivie vise à la fois une amélioration des paramètres technique des tirs et des gains économique :

- Technique car les paramètres proposés influent positivement sur le transfert de l'énergie explosive et sa répartition dans le massif rocheux induisant une meilleure qualité de fragmentation et par conséquent un meilleur produit ;
- Économique par l'obtention d'une réduction des blocs hors gabarits dans le tas des roches abattues entraînant une réduction des dépenses dans le débitage secondaire, et en diminuant la consommation spécifique en explosif d'où la diminution des coûts des explosifs.

A la fin de ce travaille nous suggérant l'application d'une procédure de vérification plus solide tel que le traitement d'image (à partir des photos résultant des tirs).

Références Bibliographiques

- [1] ALIOUAT B; Plan d'exploitation prévisionnelle de la carrière, EURL Minéral Services 2016.
- [2].CHALHOUB M, Massifs rocheux Homogénéisation et classification numériques, Paris 2010
- [3].Martin, François, [2012], «Mécanique des roches et travaux souterrains », Cachan, huitième édition.
- [4]. TAHIRI, Abdelouahed, [1992], « Modélisation des massifs rocheux fissures parla méthode des éléments distincts », Thèse doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées.
- [5]. POROKHOVOĬ, Evgueni, [1995], « Stabilité à long terme des talus de mines à ciel ouvert dans les massifs de roches basiques et ultrabasiques », Thèse doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées.
- [6]. Françoise Homand et Pierre Duffaut, [2000], « Manuel de mécanique des roches», Les presses de l'école des Mines Paris.
- [7].DELAGE, P; CUI, Y.J ; « Comportement mécaniques des sols non saturés C302; Technique de l'ingénieur, traité construction ; 19 pages ; 1999.
- [8]. DEGOUTTE, G ; ROYET, P ; « Aide-mémoire de mécanique des sols » ; Réédition ; 99 pages ; 2005.
- [9]. SOUKATCHOFF, V.M ; « Cours de géotechnique » de l'école nationale supérieure des mines de Nancy ; 100pages ; 2007.
- [10]. PHILIPPONAT, G ; « Fondations et ouvrages en terre » ; EditioEyrolles, Paris ; 402 pages ; 1979.
- [11]. SAROUT, J ; « Propriétés physiques et anisotropie des roches argileuses : Modélisation Micromécanique et Expériences Triaxiales ». Thèse de doctorat de l'université Paris XI ORSAY ; 241 pages ; 2006.
- [12].DJEBROU, B; « traitement du sol par colonne ballastes dans la région de Blida», mémoire de fin d'étude de l'Université SAAD DEHLAB BLIDA ; 102 pages ; 2007.
- [13]. LAVASSEUR, M ; « Contribution des systèmes d'information géographique à l'analyse quantitative de l'aléa 'glissement de terrain' Exemple d'application au secteur de Ville de La Baie, Québec », Mémoire de maitrise de l'université du Québec INRS.E.T ; 213 pages ; 2003.
- [14]. TERZAGHI, K; PECK, B.R; MESRI, G; «Soil Mechanics in Engineering Practice»; 3th JOHN WILEY & SONS, INC; 665pages; 1996.

Références bibliographiques

- [15]. Bieniawski Z.T.,[1989], “Engineering rock mass classifications a complete manual forengineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering“, New-York, Wiley Interscience, p. 52-56, 58, 59, 73-81.
- [16].Chalhoub M., [2006], “Apports des méthodes d'homogénéisation numériques a la classification des massifs rocheux fracturées“. Thèse de doctorat, Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris, spécialité géologie de l'ingénieur, p. 39-45.
- [17]. Deere, D. U., [1988], “The Rock Quality Designation (RQD) index in practice», in Rock classification systèmes for engineering purposes, édition Kirkaldie L., Philadelphia p 91-101.
- [18] . MOULOUD NEFIS : Diplôme de MAGISTER en Mines (Modèle d'un plan de tir). 2010.
- [19]. ALIOUCHE Mohamed, «Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement ; Etude de cas dans l'Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine) », Mémoire de magister en géologie, Constantine, 2008.
- [20]. SAADOUNE. Abderrezak, « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar -M'sila-», Diplôme de Magister en Mines Université Badji Mokhtar Annaba, 2012.
- [21]. D. Salah et B. Islam, « L'optimisation d'un plan de tir de gisement de calcaire –Ain Kbira- » Mémoire de master, Université Abderrahmane Mira Bejaia, 2015.
- [22]. LOUNIS.F, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de KefBatha».
- [23]. GHARBI.K, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'études de l'ENP, 2007
- [24]. BERDOUDI. Saïd, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes», Thèse de Doctorat en Mines, UBM Annaba.
- [25]. Abderrahmane. Neggazi, «Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire à Elmaleh (Ain-Temouchent) », Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.
- [26]. AMARI. Gherici, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbés)», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.
- [27]. Cunningham C.V.B, 1983_ The Kuz-Ram model for prédiction of fragmentation from blasting. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 439_454, 1983.

- [28]. Cunningham C.V.B, 1987 _ Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model: four years on. In Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 475_487.
- [29]. Kuznetsov V.M, 1973 _ the mean diameter of fragments formed by blasting rock. In Soviet Mining Science, volume 9 (2), pages 144_148, 1973.
- [30]. Lilly P. 1986_ an empirical method of assessing rock mass blastability. In Proc. Large Open Pit Mining Conference (AusIMM), pages 89_92, 1986.
- [31]. Rosin Rammler, 1979, “the laws governing the fineness of powdered coal”, J.Inst.Fuel, Fuel, 7, 2936.

Résumé

La qualité de la fragmentation obtenue par l'abattage des roches influe directement sur le déroulement des opérations technologiques d'exploitation.

Ce travail de base sur une approche de prédiction et d'analyse de la qualité du tir en vue de l'amélioration de la fragmentation des roches abattues, en utilisant le modèle de KUZ-RAM. Le gisement de calcaire de Kef AzerouSeghir (W. Bordj Bou Arreridj) a été pris comme exemple d'application pour cette étude.

Le plan de tir proposé peut contribuer à l'amélioration de la qualité de fragmentation des roches dans les conditions de la carrière de Kef Azerou. La prédiction des résultats de la fragmentation montre une amélioration en terme technique et économique.

Abstract :

The quality of the fragmentation obtained by the rocks blasting affects directly the course of technological exploitation operations.

This work based on a prediction and quality analysis approach to improve the fragmentation of blasted rock, using the KUZ-RAM model. The Kef AzerouSeghir limestone deposit (W. Bordj Bou Arreridj) was taken as an example of application for this study.

The proposed blasted plan can be help to improve the rock quality fragmentation in the Kef Azerou career. The prediction of the fragmentation results shows an improvement in technical and economic terms.

ملخص:

نوعية التفكيت الناتجة عن تفجير الصخور تتأثر بسير العمليات التكنولوجية للاستغلال .

هذا العمل يتأسس على نهج التنبؤ تحليل جودة التفجير الأحسن في تفكيت الصخور , لاستخدام نموذج نأخذ محجره الحجر الجيري لكاف ازارو الصغير كمثال لتطبيق هذه الدراسة .

مخطط التفجير المقترح قد يساهم في تحسين نوعية تفكيت الصخور في شروط المحجرة.

تنبأ النتائج تبين تحسن من الناحية التقنية والاقتصادية.

Chapitre I

Présentation du site d'étude

Chapitre II

Caractéristiques des massifs rocheux

Chapitre III

Conception du plan de tir

Chapitre IV

Prédiction des résultats de fragmentation (Kuz-Ram)

Conclusion générale

Reference bibliographique

Annexes