

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

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

# *Memoire de Fin d'Etudes*

**En vue de l'obtention du Diplôme de Master**  
**Filière : Génie Minier**  
**Option : Exploitation des Mines**

**Présenté par :**

**KHELIFI Hamza**  
**MADI Kamel**

**Thème**

***Simulation des paramètres de tir par prédiction  
empiriques à l'aide des modèles KUZ-RAM & KUZ-  
RAM modifié***

Soutenu le / /2022 devant le jury composé de:

Président	SADOUKI Samia	MCA	U.A.M.Bejaia
Encadrant	MAZARI Messaoud	MAA	U.A.M.Bejaia
Examineur	LARACHI Nassim	MAA	U.A.M.Bejaia

**Promotion: 2021-2022**

## Listes des figures

### Chapitre I :

- Figure 1 : Situation géographique du gisement (Extrait de Google EARTH) 3
- Figure 2 Image satellite du périmètre de permis d'exploitation de la carrière de calcaire {Djebel medjounès} - (Google Earth) 5
- Figure 3 : Extrait de la carte géologique de l'Algérie 8

### Chapitre II :

- Figure 1 : Structure géométrique d'un massif rocheux de calcaire de Ain Lekbira 12
- Figure 2 : image réelle d'une faille 14
- Figure 3 : Représentation schématique des propriétés géométriques principales des discontinuités dans la roche 15
- Figure 4 : Mesures de l'orientation du plan de discontinuité, différents types repérage. 15
- Figure 5 : mesure de la fréquence des discontinuités 17
- Figure 6 : différents types de fissures 17
- Figure 7 : Une carotte (Zhao J., 2008). 22

### Chapitre III :

- Figure 1 : principaux paramètres des trous 37
- Figure 2 : Dispositions de la charge de l'explosif 41

### Chapitre IV :

- Figure 1 : Paramètre géométrique du massif rocheux 58
- Figure 2: courbes granulométrique des résultats de tir avec changement de la maille 60
- Figure 3: courbe granulométrique optimale 61
- Figure 4 : courbes granulométrique des résultats de tir avec changement de la maille 62
- Figure 5 : courbe granulométrique optimale 63

## Liste des tableaux

### Chapitre I :

<b>Tableau 1 :</b> Coordonnées UTM de la carrière de djebel medjounès	4
---	---

### Chapitre II :

<b>Tableau 1 :</b> Description de la persistance suggérée par l'ISRM :	16
--	----

<b>Tableau 2 :</b> Classification des roches selon la dureté du Prof. PROTODIAKONOV M.	19
--	----

<b>Le tableau 3 :</b> donne une classification des roches en fonction de résistance à la Compression	20
--	----

<b>Tableau 4 :</b> Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux.	23
--	----

<b>Tableau 5 :</b> Tableau récapitulatif de classification des roches et notes de Pondération	25
---	----

<b>Tableau 6 :</b> Valeur du paramètre de réduction A6 selon l'orientation du tunnel par rapport à l'indication du pendage.	26
---	----

<b>Tableau 7 :</b> Qualité du massif rocheux selon le RMR (Bieniawski, 1976).	26
---	----

### Chapitre III :

<b>Tableau1 :</b> Les différents types d'explosifs fabriqués par l'ONEX.	32
--	----

<b>Tableau 2 :</b> angle d'inclinaison des talus suivant PROTODIAKONOV	38
--	----

<b>Tableau 3 :</b> la ligne de moindre résistance W en fonction de Ides	40
---	----

<b>Tableau 4 :</b> Différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham	46
--	----

<b>Tableau 5 :</b> Les paramètres de l'indice de d'explosibilité (BI) et leurs évaluation (Lilly 1992)	53
--	----

<b>Tableau 6 :</b> Model kuz-Ram (cunningham 1987) et kuz-ram modifier [Gheibie et al. (2009), Nourian and Moomivand (2020)	54
---	----

### Chapitre IV :

<b>Tableau 1 :</b> Paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram et kuz-ram modifié pour l'estimation de la granulométrie	58
---	----

<b>Tableau 2 :</b> les résultats d'évaluation des modèles kuz-ram et kuz-ram modifier avec le logiciel Matlab	65
---	----

### Introduction générale :

Le besoin en matières minérales dans le monde augmente du jour à l'autre, pour cela, les pays riches en substances naturelles procèdent à augmenter leurs production en recherchant de nouveaux gisements.

L'Algérie est l'un des pays riches en matériaux naturels et industriels. Parmi ces ressources on trouve : les gisements de fer, de cuivre, de plomb, de zinc, et d'autres substances à partir lesquelles nos compétences en exploitation se sont développées.

Cependant, comme toutes entreprises, la cimenterie d'Ain El Kebira est l'une des plus importantes sociétés implantées sur le territoire algérien, grâce au rôle qu'elle joue dans l'économie régional et national.

L'alimentation de la cimenterie en matières premières (calcaire) en termes de quantités et de qualités est un défi à relever au niveau de la carrière. Pour cela, il faut mettre en évidence toutes les nouvelles technologies pour dresser les problèmes survenus dans le processus d'exploitation tel que : l'instabilité des talus des gradins, les discontinuités du massifs et la qualité de la fragmentation des roches abattues.

La résolution des problème liée à la fragmentation des roche a été un sujet attrayant, car les chercheurs suggèrent une approche de tir, qui est définie comme l'optimisation de la conception du tir pour maximiser la rentabilité globale plutôt que des opérations individuelles. Comme de nombreuses études démontrent l'influence directe de la taille des fragments de roches abattue sur l'efficacité de tous les processus.

Ce travail est proposé comme une contribution à apporter des éléments de réponse au problème des tailles indésirées (hors gabarit et fine) au niveau des chantiers d'exploitation, en s'aidant des outils les plus récents dont doit disposer l'ingénieur des mines.

Afin d'obtenir une bonne fragmentation des roches il faut s'intéresser au type du massif rocheux et la matrice rocheuse et a ces différents types de discontinuités et à leur propriété géométrique car elles ont une influence sur le comportement mécanique de la roche. Ainsi qu'aux propriétés physico-mécanique des roches.

Après une connaissance approfondis du massif, on procède à l'extraction des roches à l'explosif, qui nécessite une utilisation rational qui assure le maximum de sécurité, et la meilleure fragmentation.

Au fil du temps des programmes de prédiction de la fragmentation des roches sont développés tels que kuz-ram et kuz-ram modifier, en introduisant les paramètres des discontinuités du massif, des caractéristiques des roches étudiées, des caractéristiques des explosifs utilisés pour ressortir à la fin une prédiction de résultat des tirs dans les mines et carrière.

Ce mémoire s'inscrit dans le cadre général du contrôle de processus du forage et de tir à l'explosif. Il s'intéresse plus particulièrement à la simulation des paramètres de tir par prédiction empirique des modèles kuz-ram et kuz-ram modifier. Pour ce faire, nous avons structuré notre travail comme suite :

Le premier chapitre est réservé à la présentation du site, sa localisation, la géologie du gisement et la géologie régionale de la région.

Le deuxième chapitre contient la présentation générale de massif rocheux, et définit les discontinuités et de leurs propriétés géométriques ainsi qu'aux caractéristiques physique et mécanique des roches et le système de classification.

Le chapitre trois nous parle de l'abattage à l'explosif en général et les exigences de la conception d'un plan de tir, ainsi que les paramètres contrôlables et incontrôlables, de la prédiction des résultats de la fragmentation par les deux modèles empiriques kuz-ram et kuz-ram modifier.

Enfin, le chapitre quatre conçu pour traiter la prédiction des résultats de fragmentation par le modèle Kuz-Ram, en utilisant une nouvelle approche d'optimisation, dont nous proposons une maille variable aux plans de tir afin de trouver la maille optimale des plans de tirs proposés. Cela est effectué à l'aide de développement d'une application sous logiciel Matlab.

## 1 Introduction :

Une dizaine de gisements ont été localisés dans Djebel Medjounès, depuis les années 70 du dernier siècle ; se sont révélés très favorables pour l'implantation d'une cimenterie, que ce soit du point de vue qualité ou quantité des roches calcaires et des marnes, que sur le plan infrastructure, (présence d'une rivière à proximité, existence de lignes électriques et de routes).

Dans ce chapitre nous allons présenter la localisation de gisement de Djebel Medjounès, la géologie régionale ainsi que les conditions climatiques et environnementales de la région qui à été favorable pour l'implantation de la cimenterie.

## 2 Localisation du gisement :

La carrière de calcaire Djebel Medjounès est située à proximité de la cimenterie d'Ain El Kebira (environs 2 km, au Sud-Est), à 8 km au Sud du chef-lieu de la commune d'Ain El Kebira et à 15 km au Nord-Ouest de Béni Fouda. [1]

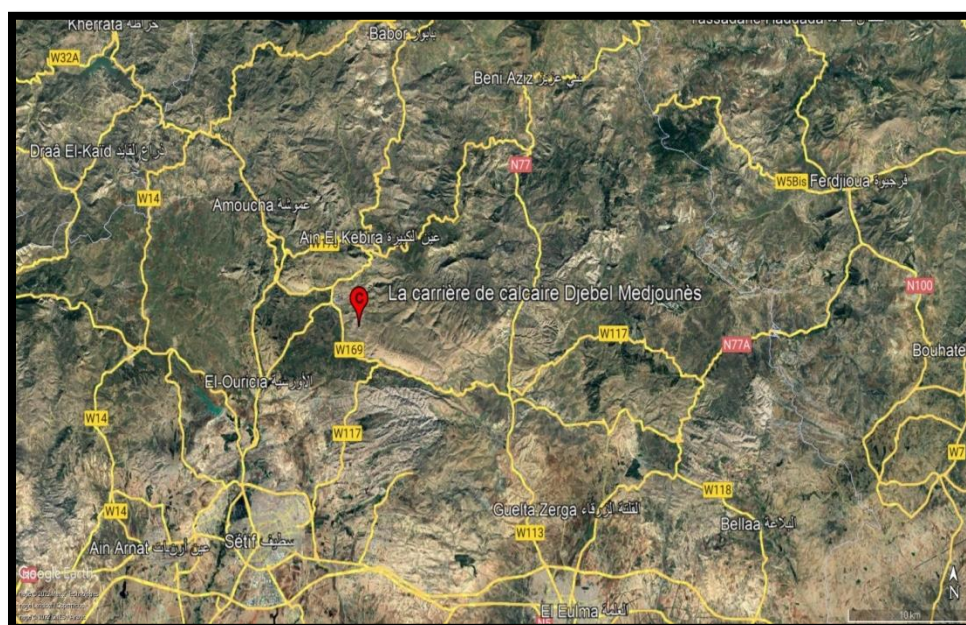


Figure I.1 : Situation géographique du gisement (Extrait de Google EARTH)

Le gisement de calcaire de djebel medjounès s'étend sur une superficie de 133 Ha, son périmètre projeté sur la carte de Google earth est délimité par 26 point.

Les coordonnées **UTM Nord Sahara Fuseau 31S** du permis d'exploitation de carrières sont présentées dans le tableau 1.

Tableau I.1 : Coordonnées UTM de la carrière de djebel medjounès

<i>points</i>	<i>coordonnées</i>		<i>points</i>	<i>coordonnées</i>	
	<i>x</i>	<i>y</i>		<i>x</i>	<i>y</i>
<b>1</b>	724 900	4 022400	<b>14</b>	723 400	4 021 900
<b>2</b>	724 900	4 021 800	<b>15</b>	723 600	4 021 900
<b>3</b>	724 700	4 021 800	<b>16</b>	723 600	4 022 100
<b>4</b>	724 700	4 021 700	<b>17</b>	723 800	4 022 100
<b>5</b>	724 600	4 021 700	<b>18</b>	723 800	4 022 200
<b>6</b>	724 600	4 021 600	<b>19</b>	724 000	4 022 200
<b>7</b>	724 500	4 021 600	<b>20</b>	724 000	4 022 300
<b>8</b>	724 500	4 021 500	<b>21</b>	724 100	4 022 300
<b>9</b>	724 300	4 021 500	<b>22</b>	724 100	4 022 400
<b>10</b>	724 300	4 021 400	<b>23</b>	724 300	4 022 400
<b>11</b>	724 200	4 021 400	<b>24</b>	724 300	4 022 500
<b>12</b>	724 200	4 021 200	<b>25</b>	724 600	4 022 500
<b>13</b>	723 400	4 021 200	<b>26</b>	724 600	4 022 400

Les points indiqués sont projetés sur une image satellitaire (extraite de GOOGLE EARTH) (figure 2) :



Figure I.2: Image satellite du périmètre de permis d'exploitation de la carrière de calcaire {Djebel medjounès} - (Google Earth)

### 3 Contexte Géologique du gisement :

#### 3.1 Géomorphologie :

Ce gisement appartient au massif montagneux du Djebel Medjounès, un relief qui s'étend sur une longueur d'environ 15 Km de l'Est à l'Ouest, avec une largeur moyenne de 7 Km, atteignant une altitude de 1234 m au pic et une altitude de 1123 m au niveau bas du gisement.

Le territoire de la wilaya de Sétif se devise en trois (03) zones morphologiques principales qui sont comme suit du nord aux sud :

- L'Atlas tellien (tell sétifien).
- Les hautes plaines sétifiène.
- Les monts de Hodna.



Le gisement se situe au Djebel medjounès lequel est rattaché à l'extrémité sud de l'Atlas tellien. [2]

### 3.2 Géologie régionale :

Le bassin de Sétif et ces encadrements se compose presque exclusivement des roches sédimentaires qui rentre dans l'ère secondaire, du tertiaire et de quaternaire. [2]

### 3.3 Stratigraphie de la région de Djebel Medjounès : [4]

La série stratigraphique du massif et de son voisinage comprend les formations sédimentaires du Trias, du Crétacé, du Tertiaire et du Quaternaire. Les formations du Crétacé et du Tertiaire appartiennent à la nappe de Djemila qui couvre des surfaces considérables sur la moitié nord de la carte géologique de Sétif (figure 3).

Le sondage réalisé sur le flanc ouest du Djebel Medjounès donne une colonne stratigraphique du massif.

#### 3.3.1 Le Trias

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

#### 3.3.2 Le Crétacé

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

- **Marnes noires du Campanien-Maestrichtien inférieur** : cette formation affleure sur le flanc Sud-Est du Djebel Medjounès, et occupe une faible superficie (2 km). Elle est constituée de marnes noires à boules jaunes.

- **Calcaires bien réglés (dits du Matrouna et du Dj. Medjounès) du Campanien supérieur et Maestrichtien** : Il s'agit d'une puissante série (250 m d'épaisseur) de calcaires massifs noirs bien lités en alternance avec des bancs marneux très minces. Les calcaires sont lités en bancs métriques groupés en barres bien individualisées (4 ou 5) atteignant 80 m d'épaisseur.

▪ **Marnes noires du Maestrichtien supérieur à Paléocène** : cette série, qui affleure au pied du Djebel Medjounès, est composée de marnes noires, toujours très froissées, parfois à boules jaunes. Les marnes de cette série qui affleurent au voisinage de la carrière de calcaire sont exploitées pour l'alimentation de la cimenterie.

### **3.3.3 Le Tertiaire**

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

### **3.3.4 Le Quaternaire**

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

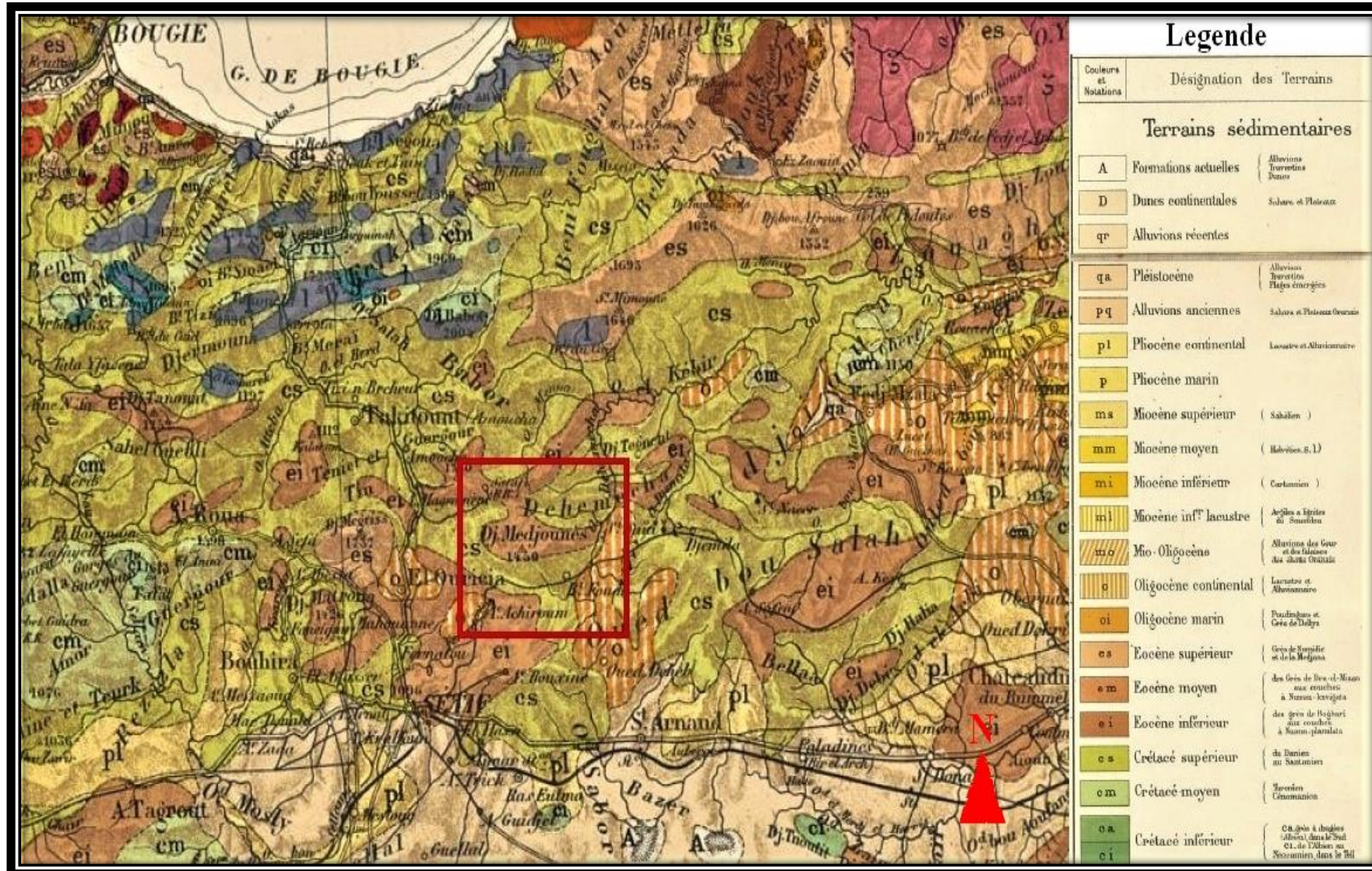


Figure I.3 : Extrait de la carte géologique de l'Algérie [3]

### 3.4 Tectonique du gisement

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

Les axes principaux de plissement prennent approximativement la direction E-W. Ils sont souvent superposés d'un plissement transversal prononcé dont l'orientation est diagonale aux axes principaux comme on peut voir très nettement au djebel medjounès ou les axes de plis transversaux se dirigent en sens N-S et en sens SW-NE. [2]

### 3.5 Climat :

Le climat du bassin est semi-aride, abstraction faite de quelques rares pluies d'orage avec des hivers rigoureux (neige, gel) et des étés très chaudes et secs, la pluviométrie annuelle moyenne est de 382 mm

Le drainage se fait par un réseau serré de cours d'eau pour la plupart éphémères et quelques rivières pérennes. [2]

## 4 Stratigraphie et lithologie du gisement de calcaire [5]

Le gisement de calcaire a été subdivisé en plusieurs couches. Ces couches sont les suivantes :

✓ **Couche 1 (succession sous-jacente de calcaires et de roches marneuses)** : ces couches affleurent au fond du vallon situé au versant est du lieu appelée Krefdj-El-Kerma. Il s'agit d'une alternance de roche calcaire marneuse et de marne fortement calcaire. Leur puissance est supérieure à 65m

✓ **Couche 2 (unité principale moyenne de roche marneuse)** : cette unité affleure à l'extérieur du gisement dans le même vallon que la couche 1. Elle se compose de roches marneuses fortement calcaires en alternance avec des couches de calcaires fortement marneux et de roches marneuses faiblement calcaires. Sa puissance à l'affleurement est de 18 m.

✓ **Couches 3 à 7 (unité calcaire principale)** : Cet ensemble de couches, dont l'épaisseur totale peut atteindre 49 m, représente le calcaire principal du gisement. Il se subdivise en membres suivants :

✓ **Couche 3 (calcaire principal inférieur)** : les roches calcaires de ce membre sont très uniformes, de couleur gris noir à gris moyen aux cristaux fins à très fins et de texture compacte ou ouillée et litée. L'épaisseur moyenne de ce membre est d'une vingtaine de mètres.

✓ **Couche 4 (Roche marneuse intercalée inférieure)** : ce membre, intercalé dans l'unité calcaire principale constitue un excellent niveau repère stratigraphique avec une épaisseur de 2,1 à 4 m. Les roches marneuses et les calcaires fortement marneux de ce niveau sont friables et s'altèrent en petits morceaux. Cette couche est relativement riche en bitume, ce qui se traduit par son odeur caractéristique.

✓ **Couche 5 (Calcaire principal moyen)** : les roches de cette couche ressemblent à celles de la couche 3. La couleur des roches varie entre gris foncé, gris moyen et gris brunâtre. Leur puissance est comprise entre 8,9 et 10,6 m.

✓ **Couche 6 (roche marneuse intercalée supérieure)** : cette couche est semblable à celle des marnes intercalées inférieures (couche 4). Elle constitue également un excellent repère stratigraphique. L'épaisseur de cette couche est comprise entre 6,3 et 6,5 m.

✓ **Couche 7 (calcaire principal supérieur)** : c'est le membre le plus récent du calcaire principal du gisement. Il est constitué de calcaire faiblement marneux, de couleur brunâtre. A cause de l'érosion récente, le calcaire de ce membre ne subsiste que dans certaines parties du gisement, mais il y occupe de larges superficies. Sa puissance est d'environ 7m en moyenne.

✓ **Couche 11 (unité de roche marneuse sus-jacente)** : cette couche surmonte le calcaire principal, et se compose d'une alternance de roche marneuse calcaire de 2,5 à 4 m d'épaisseur, et une succession répétée de lits compacts de calcaire marneux. La puissance totale de ce membre est de plusieurs dizaines de mètres.

### **4.1 Caractéristique hydrogéologique du gisement :**

Dans la région de Sétif, les quantités d'eau souterraine captables sont assez faibles. Il en est de même dans les environs du gisement, à la différence que cette région faisant partie du bord septentrional du bassin de Sétif, les précipitations sont un peu plus abondante, et donc la région d'étude est favorisée vis à vis des régions situées plus au Sud. Cette situation se traduit par l'existence de petits et moyens cours d'eau pérenne dans lesquels s'amassent les eaux souterraines locales. [5]

## 1 Introduction :

Les discontinuités dans les massifs rocheux jouent souvent un rôle important dans la fragmentation des roches, ainsi que les paramètres physique et mécanique des roches, ils sont indispensable afin de bien déterminer la classification et la structure des massifs.

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

## 2 Massifs rocheux :

Les massifs rocheux, structures très complexes, sont formés d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes. Ils sont assimilés à un assemblage de blocs appelés matrice rocheuse qui sont délimités par des discontinuités constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore de limites stratigraphiques.



**Figure II 1 :** Structure géométrique d'un massif rocheux de calcaire de la cimenterie d'Ain El-Kbira

## 2.1 Types des roches :

On distingue 3 grands groupes de roches que l'on différencie par leur mode de formation :

- Les roches magmatiques (ou roches ignées) : elles résultent de la cristallisation d'un magma (granit, basaltes...)
- Les 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...).
- Les 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.) [6]

## 2.2 Discontinuités du massif rocheux :

La Société Internationale de la Mécanique des Roches (SIMR ou ISRM) définit une discontinuité du point de vue mécanique comme n'importe quelle fissure ou fracture dont la résistance à la traction est nulle. Le terme discontinuité englobe toutes les fractures rencontrées dans un massif à savoir : joints, plans de stratification et les failles... etc.

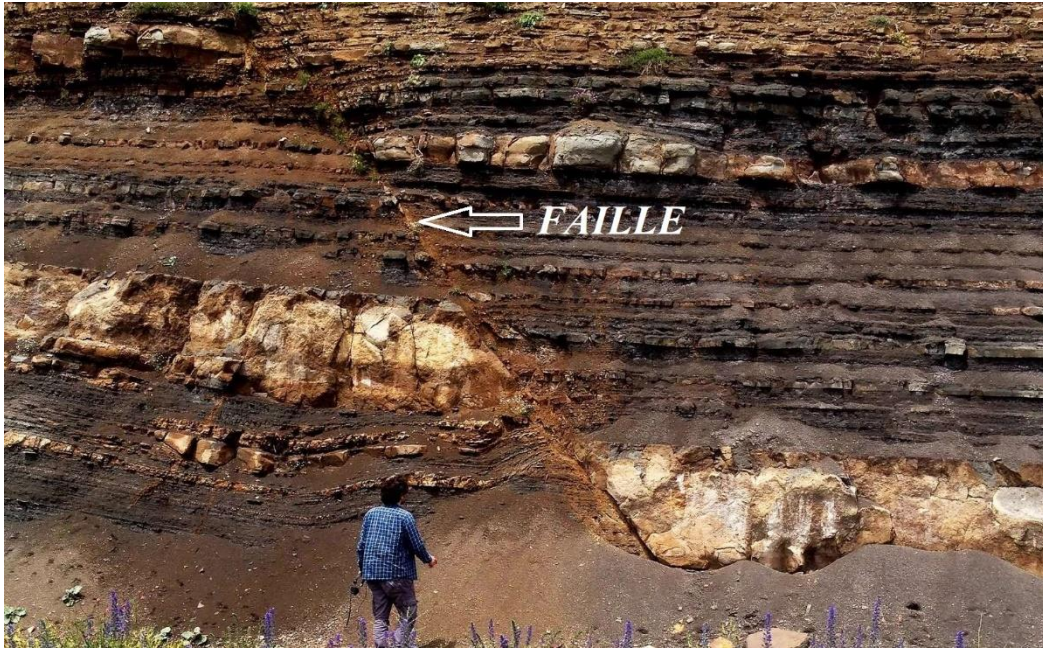
Il est indispensable de connaître le degré de fracturation ainsi que la répartition des discontinuités dans l'espace, pour étudier le comportement mécanique d'un massif rocheux des mesures in situ permettent de définir les diverses familles de discontinuités et leurs paramètres de façon statistique.

### 2.2.1 Typologie :

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 diaclases : ce sont des fractures de la roche, issues d'une rupture par compression, traction ou cisaillement liées aux mouvements tectoniques. Les deux parties de la roche qui se sont constituées n'ont cependant pas bougé ;
- 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 donc eu lieu le long de cette faille. Leur longueur varie d'une dizaine de centimètres à plusieurs centaines de kilomètres ;



**Figure II 2** : image réelle d'une faille

- 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 ;
- La schistosité : dans les roches métamorphiques, la forte compression a perturbé et transformé l'organisation des minéraux internes. Ceux-ci se sont alignés selon une direction orthogonale à la compression et ont entraîné la formation de plans de rupture préférentiels. L'ardoise, qui est fendue selon cette schistosité, en est une bonne illustration.

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 (figure II 3). [7]

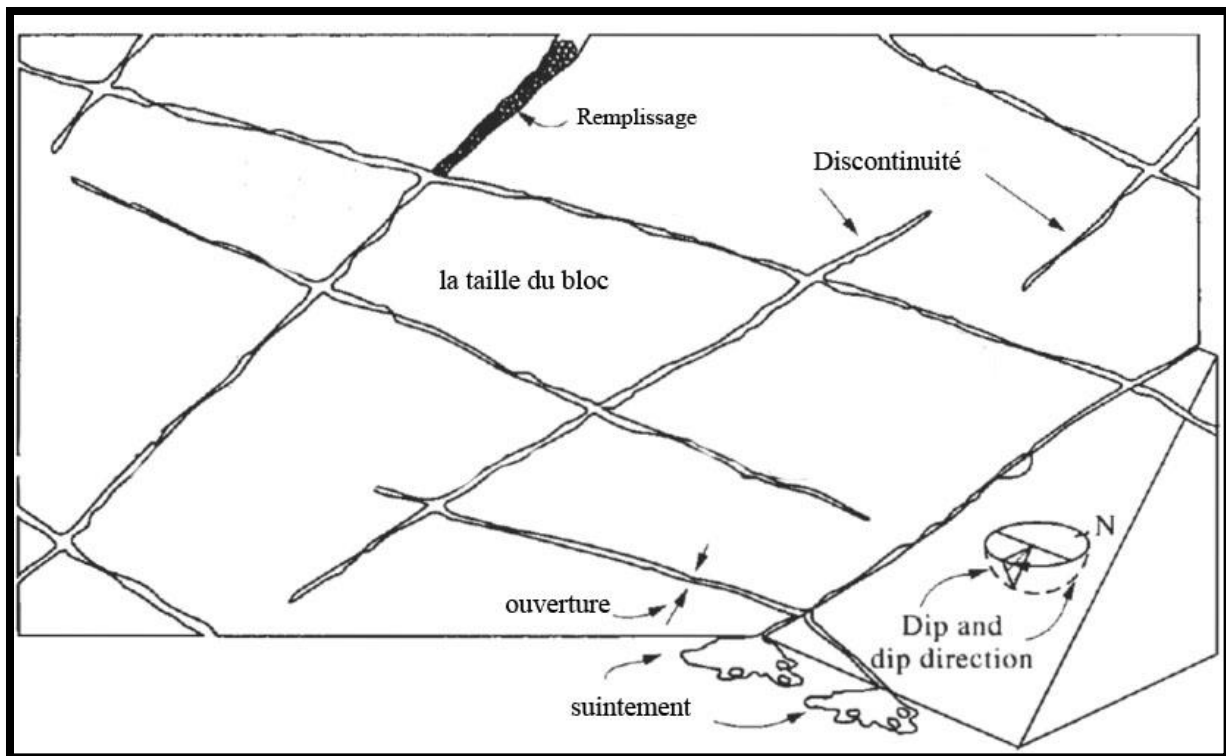


Figure II 3 : Représentation schématique des propriétés géométriques principales des discontinuités dans la roche

### 2.2.2 Propriétés géométriques des discontinuités :

- 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 [8]

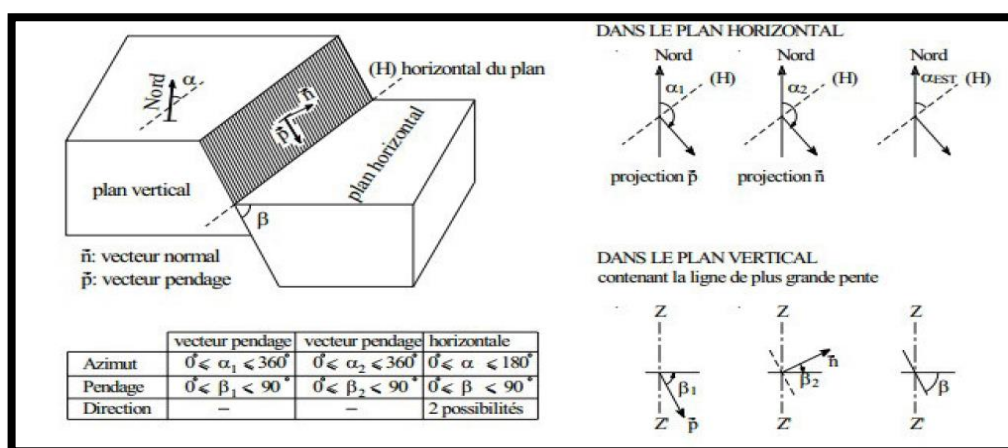


Figure II 4 : Mesures de l'orientation du plan de discontinuité, différents types repérage. [9]

- **Extension ou persistance des joints :**

Surface totale de la discontinuité que l'on peut approcher par la longueur de son intersection avec la surface d'observation (trace), à condition que celle-ci soit suffisamment étendue. Elle joue un rôle essentiel dans la connectivité des blocs. La trace est la ligne de mesure qu'on fixe sur l'affleurement afin de pouvoir quantifier les propriétés géométriques (généralement c'est une ligne horizontale d'une longueur suffisante pour qu'un nombre suffisant discontinuités (supérieur à 70) puisse la traverser. [7]

**Tableau II 1** : Description de la persistance suggérée par l'ISRM :

Description	Longueur de la trace (m)
Persistance très faible	<1
Persistance faible	1-3
Persistance moyenne	3-10
Persistance élevée	10-20
Persistance très élevée	>20

- **Ouverture :**

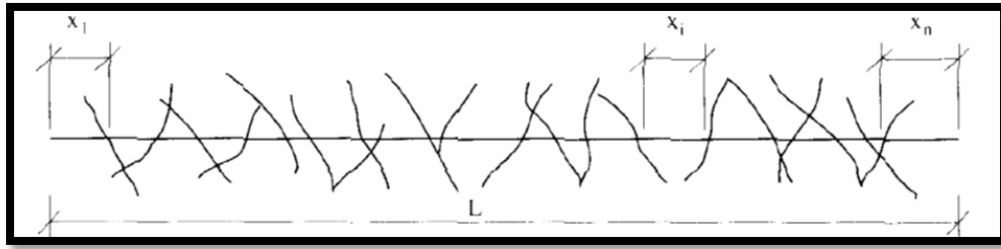
Ce paramètre affecte largement la perméabilité des discontinuités et par suite leur comportement hydromécanique. Il est défini comme étant la distance entre les deux épontes d'une discontinuité mesurée perpendiculairement. La détermination de l'ouverture est limitée souvent aux relevés examinés directement sur un affleurement ou sur des carottes de sondages. [8]

- **Espacement :**

Distance moyenne qui sépare deux intersections successives d'une ligne droite (d'échantillonnage), avec les traces des fractures d'un affleurement. [6]

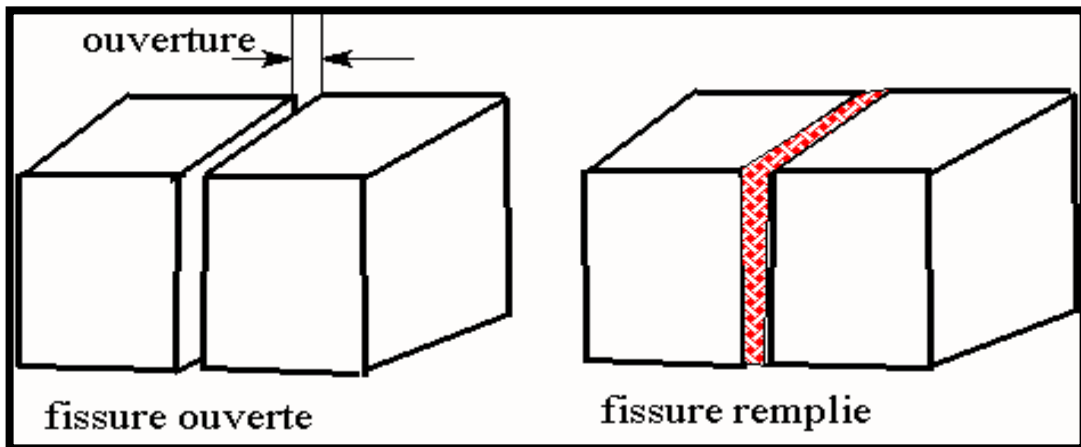
- **Fréquence des Joints :** La fréquence ( $\lambda$ ) est définie comme le nombre de joints par mètre linéaire. C'est l'inverse de l'espacement des joints  $X_j$ .

$$\lambda = \frac{1}{X_j}$$



**Figure II 5 :** mesure de la fréquence des discontinuités (d'après Hudson, 1993)

- **Remplissage** : Matériau remplissant totalement ou partiellement la discontinuité. Les propriétés de ce matériau affectent la résistance au cisaillement,



**Figure II 6 :** différents types de fissures

- **Rugosité** : Propriété caractérisant les deux surfaces d'une discontinuité : celles-ci peuvent être lisses ou rugueuses.
- **Présence d'eau** : Ecoulement et la circulation des eaux dans les fissures.
- **Densité** : Rapport entre la masse d'un corps et celle d'un même volume d'eau (ou d'air, pour les gaz). [6]

### 2.3 Propriétés physique et mécaniques :

Dans les roches la matière minérale forme un squelette solide qui ne remplit pas tout l'espace, et dont le complément est appelé vide. La proportion de vide est appelée porosité. La forme des vides, leur taille, leur répartition, leurs liaisons ou au contraire l'isolement de certains, influent sur le comportement mécanique et sur les propriétés de couplage. [10]

### 2.3.1 Propriétés mécanique des roches :

Les caractéristiques mécaniques des roches sont : la dureté, la résistance à la compression, à la traction, à la flexion, 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 transversale. [11]

- **Dureté des roches :**

C'est le facteur le plus important dans tout le processus minier, déterminée par la formule suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100}$$

$\sigma_c$  : Résistance à la compression Kgf/cm<sup>2</sup>

**Tableau II.2 : Classification des roches selon la dureté du Prof. PROTODIAKONOV M.**

Catégorie	Degré de dureté	Roches	Coefficient de dureté
I	Extra dures	Quartzites et basaltes les plus durs, compactes et visqueux.  Les autres roches exclusivement dures	20
II	Très dures	Roches de granite très dures.  Porphyre quartzeux, granite très dure, schiste siliceux, quartzites moins durs que ceux mentionnés plus haut.  Le grès et le calcaire les plus durs	15
III	Dures	Granite (compact) et roches de granite. Le grès et le calcaire très durs.  Filons de quartz.	10

		Conglomérat dur, minerais de fers durs.	
<b>III, a</b>	Dures	Calcaires durs, granites tendres, grès durs. Marbre dure, dolomie, pyrites	<b>8</b>
<b>IV</b>	Assez dures	Grès ordinaire, minerais de fer mi-durs	<b>6</b>
<b>IV, a</b>	Assez dures	Schistes gréseux, Grès schisteux	<b>5</b>
<b>V</b>	Demi dures	Schiste argileux dur. Grès et calcaire peu durs, conglomérat tendre	<b>4</b>
<b>V, a</b>	Demi dures	Schistes différents (peu durs) et marne compacte	<b>3</b>
<b>VI</b>	Assez tendres	Schistes tendres, calcaire très tendres, craie, sel gemme gypse.	<b>2</b>
<b>VII</b>	Tendres	Argile compacte, mort-terrains	<b>1</b>
<b>VIII</b>	Roches terreuses	Terre végétale	<b>0,6</b>
<b>IX</b>	Roches éboulées	Sable, gravillon	<b>0,5</b>
<b>X</b>	Roches mouvantes	Roches mouvantes	<b>0,3</b>

- **Résistance à la compression :**

Elle est déterminée lors des essais de compression simple. Dans cet essai l'échantillon est pris sous forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'éclatement L/D (L : Hauteur, D : Diamètre). L'échantillon est ensuite placé entre les plateaux d'une presse.

En appel résistance à la compression (notée  $\sigma_c$ ) la contrainte maximal supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essais de compression .[11]

Elle est donnée par la formule suivante :  $\sigma_c = \frac{F}{S}$  :  $Kg/cm^2$

F : effort (charge) maximal atteinte (juste avant la rupture).

S : surface ou section su laquelle en applique l'effort F

**Le tableau II.3 :** donne une classification des roches en fonction de résistance à la compression

Roches	Faiblement résistantes	Moyennes	Résistantes	Très résistantes
$\sigma_c(MPa)$	<5	20	60	>100

- **Module de Young :**

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

Pour traduire que la déformation est proportionnelle à la contrainte, on utilise la "loi de Hooke" entre la contrainte  $\sigma$  et la déformation longitudinale  $\epsilon_l$ . Le coefficient obtenu est appelé module de Young E. [12]

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon_l}$$

- **Propriétés physique des roches :**

Les roches ont des propriétés physiques qui permettent de les différencier. Ces propriétés dépendent essentiellement des minéraux qui les composent

On définit, suivant l'état du matériau,  $\rho_s$  la masse volumique absolue ou masse volumique du solide,  $\rho_h$  la masse volumique naturelle à réception du matériau,  $\rho_d$  la masse volumique sèche, et  $\rho_{sat}$  la masse volumique saturée (après saturation de la roche): [10]

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s}; \rho_d = \frac{M_s}{V_t}; \rho_h = \frac{M_h}{V_t}; \rho_{sat} = \frac{M_{sat}}{V_t}$$

Avec

$M_h$  la masse naturelle

$M_{sat}$  la masse de l'échantillon saturé.

- **Teneur en eau :**

Est le rapport de la masse d'eau, à la masse du solide sec

$$w = \frac{M_w}{M_s}$$

- **Degré de saturation** : C'est le rapport du volume de l'eau contenue dans l'échantillon au volume des vides.

$$Sr = \frac{V_w}{V_v}$$

- **La porosité** :

Est le rapport du volume des vides  $V_v$  au volume total  $V_t$  :

$$n = \frac{V_v}{V_t}$$

- **Poids volumique** :

Est le poids par unité de volume d'un matériau

$$\sigma = \frac{P}{V}$$

### 3 Systèmes de Classifications du massif rocheux :

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. [6]

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).

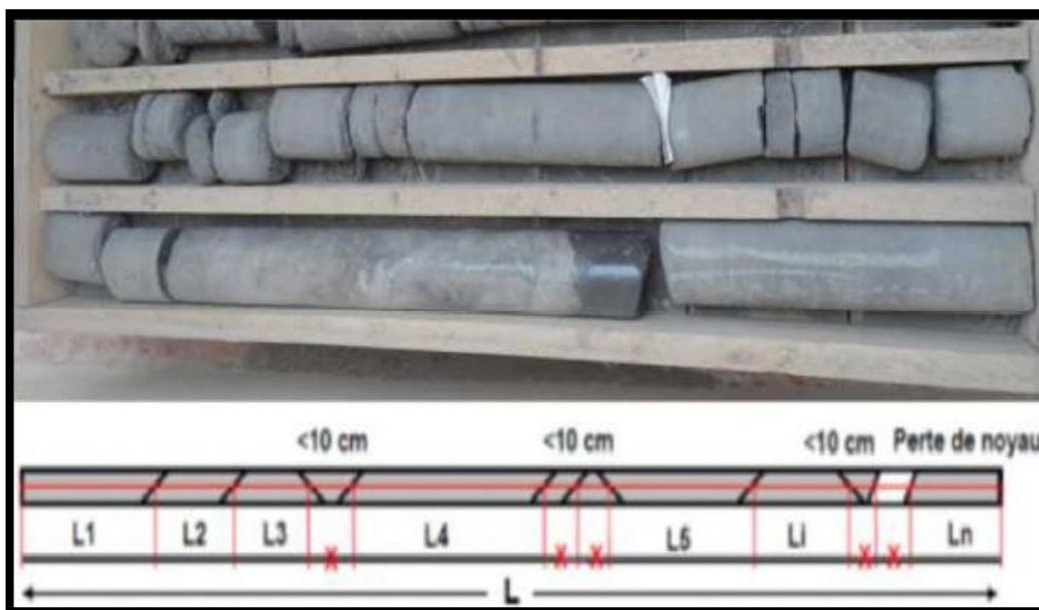
### 3.1 Systèmes du RQD (Rock Quality Designation) :

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. [13]

#### ✓ 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 :

$$RQD = \frac{\sum \text{longueur des carottes} > 10\text{cm}}{\text{longueur totale des carottes extraites}} \times 100$$



*Figure II 7 : 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 :

$$RQD = 115 - 3,3J_v$$

Où  $J_v$  est le nombre de joints de fissure par mètre cube. Si  $J_v$  est inférieur à 4,5 on utilise

**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.

#### ✓ **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.4 :** Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux. [13]

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

### **3.2 Système du RMR (Rock Mass Rating) :**

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. [14]

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).

✓ **Principe de calcul du RMR :**

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

- A1 : Résistance en compression uni axiale 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.

$$\text{RMR de base} = A1 + A2 + A3 + A4 + A5$$

**Tableau II.5** : Tableau récapitulatif de classification des roches et notes de pondération [14]

Paramètres			Coefficients						
1	Résistance De La roche	Indice de Franklin	>8 MPa	4-8MPa	2-4MPa	1-2 MPa	Indice de Franklin non utilisable		
		Résistance a la Compression	>200 MPa	100-200MPa	50-100MPa	25-50MPa	10-25MPa	5-10MPa	1-3MPa
	Note		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Note		20	17	13	8	3		
3	Espacement des joints		>3m	1-3m	0.3-1m	500-300mm	<50mm		
	Note		30	25	20	10	5		
4	Nature des joints		Surfaces très rugueuse non continue éponte en contact	Eponte non rugueuses épaisseur <1mm	Surface légèrement rugueuses épaisseur <1mm éponte altérées	Surfaces lustrées ou remplissage <5mm ou joint ouvert 1-5mm joint continu	Remplissage mou >5mm ou joints ouverts>5mm Joints continus		
	Note		25	20	12	6	0		
5	Venues D'eau	Débit sur 10m	Aucune venue d'eau		<25 l/min	25-125 l/min	>25 l/min		
		Pression d'eau contrainte principale	0		0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Hydrogéologie	Complètement sec		Suintement (eau Interstitielle)	Pression d'eau modérée	Problème 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 modifié= RMR de base + A6**

**Tableau II.6 :** 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. [14]

**Tableau II.7 :** 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

### Conclusion :

L'étude du massif rocheux dans le domaine d'exploitation minière est très importante, la connaissance des différentes familles de discontinuités et de leur paramètre géométrique, ainsi que les caractéristique physique et mécanique des roches et le principe général du système de classification des massifs rocheux, demeurent indispensables pour la reconnaissance géotechnique du site étudié.

## **1 Introduction :**

La préparation des roches à l'extraction est l'un des premiers maillons de la chaîne technologique d'exploitation, elle prédétermine en grande proportion l'efficacité des travaux, le rendement des engins de chargements et de transports, la sécurité dans les carrières et mines à ciel ouvert.

L'abatage à l'explosif est très répandu dans l'exploitation à ciel ouvert, cette méthode donne un meilleur rendement en comparaison avec les moyens mécaniques d'extraction.

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.

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

- Abattage des roches ;
- Chargement des roches ;
- Transport des roches ;

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

## **2 Abattage**

L'abatage 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'abatage 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 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. [16]

### **2.1 Mode d'abattage :**

#### **✓ Abattage à l'explosif :**

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

Il est pratique dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m<sup>2</sup>.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [16]

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plateforme plate ;
- 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 de chargement ;
- Action sismique minimale pour les installations et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

### **3 Explosifs : [20]**

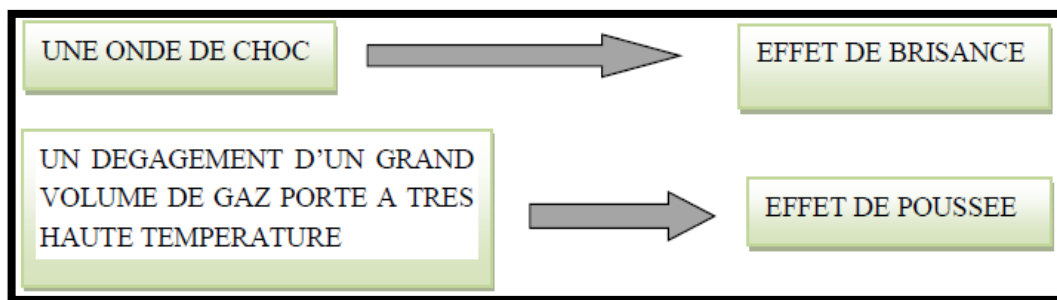
On appelle substances explosives tout agent chimique ou mélange de composants chimiques susceptibles, par réaction chimique et sous l'influence d'un amorçage convenable, de dégager des gaz à une température très élevée, à une haute pression et à une vitesse telle qu'il peut en résulter des dommages sur le milieu environnant.

Généralement, dans les mines à ciel ouvert, on utilise les explosifs sous forme de mélange appelé explosif secondaire par ce qu'ils exigent un explosif primaire pour les amorcer.

### 3.1 L'effet des explosives :

Quand un explosif détone, il se produit simultanément et selon une succession rapide, une série de phénomènes. Ainsi en se décomposant, l'explosif dégage en très grand volume de gaz porté à une température très élevée. Ses gaz d'explosion atteignent une pression de plusieurs kilo-barres et la température à 3000°C. l'onde de choc parcourt la roche à une grande vitesse de 2000 à 8000 m/s et plus. Il est souhaitable pour une bonne fragmentation que la vitesse de détonation de l'explosif soit supérieure à la vitesse de référence de la roche.

Lors de l'explosion d'une substance explosive donne naissance à deux actions différentes et complémentaires :



### 3.2 Choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux ;
- Des objectifs technico-économiques ;
- Sécurité du site et du voisinage ;

### 3.3 Caractéristiques des explosifs :

Quand on veut étudier ou choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître ses caractéristiques techniques qui sont principalement [11] :

#### 3.3.1 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. [22]

### **3.3.2 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 pré fissuration sera fait avec une grande répartition de l'énergie, ceci est conseillé pour des sols friables et des roches tendres. [22]

### **3.3.3 Puissance**

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

### **3.3.4 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.

## **3.4 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 :

### **3.4.1 Explosifs déflagrants :**

La déflagration est une combustion explosive se propageant par conductivité thermique. En brûlant une particule de substance explosive échauffe les particules voisines. Une fois la température d'inflammation atteinte, ces particules brûlent à leur tour et échauffent d'autres particules. Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc. [19]

Les substances explosives solides dont le régime normal de décomposition et la déflagration sont appelées des poudres. [18]

### 3.4.2 Explosifs détonants :

La détonation est le régime de décomposition le plus rapide et donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants. Ce qui est le plus généralement recherché dans l'emploi des explosifs. La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif couplé avec une onde de choc. Cette réaction chimique exothermique donne des gaz dont la température est comprise entre 1000 et 4000 ° C. La pression est de 1000 à 25000 MPA soit 10 à 250 KBAR. [21]

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 :

- ✓ **Les explosifs primaires :** Très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc ;
- ✓ **Les explosifs secondaires :** Relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

### 3.5 Les explosifs fabriqués en Algérie :

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

Tableau. III.1. Les différents types d'explosifs fabriqués par l'ONEX. [21]

<i>Désignation commerciale</i>	<i>Résistance à l'eau</i>	<i>Densité</i>	<i>Vitesse de détonation (m/s)</i>	<i>Puissance C.U.P</i>	<i>Utilisation</i>
<i>GEONIT</i>	Très bonne	1.50	5800	1.15	Roches dures
<i>GILANIT 1</i>	Bonne	1.40	6300	1.33	Roches dures
<i>GILANIT 2</i>	Bonne	1.45	6000	1.27	Abattage souterrains
<i>GARRINIT</i>	Médiocre	1.00	4500	1.27	Dureté moyenne
<i>MARMANT I</i>	Médiocre	0.95	4000	1.28	Dureté moyenne
<i>MARMANT II</i>	Médiocre	0.98	4100	1.27	Dureté moyenne
<i>MARMANIT III</i>	Médiocre	1.33	6500	1.18	Roches tendres
<i>ANFOMIL</i>	Médiocre	0.90	3000	1.15	Roches tendres

#### 4 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. [18]

## 4.1 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 tresses 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. [18]

## 4.2 Les Détonateurs

### 4.2.1 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).

### 4.2.2 Détonateurs à retard [18]

#### ✓ 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).

#### ✓ 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 ;

### 4.3 Le fil de tir :

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm<sup>2</sup>. Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω. [18]

### 4.4 Amorçages

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.... [19]

## 5 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). [15]

### 5.1 Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir :

La fragmentation des roches par explosion est très répandue dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

Il est établi que la qualité de la préparation des roches a une influence portante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques postérieurs, et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

- Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- De la capacité du godet de l'excavateur (E) :

$$d_{max} \leq 0,8 \sqrt[3]{E}, m$$

- Des dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur (Bou) :

$$d_{max} \leq 0,8 B_{ou}, m$$

- De la capacité de la benne du camion (Vc) :

$$d_{max} \leq 0,5 \sqrt[3]{V_c}, m$$

- De la largeur de la bande du convoyeur (Bc) :

$$d_{max} \leq 0,5 B_c + 0,1, m$$

Les morceaux de roches qui ne satisfont pas aux dépendances citées ci-dessus, se considèrent comme des blocs hors gabarits, et on les soumet au débitage secondaire.

Pour le travail des engins d'extraction et de chargement de grande productivité, il est nécessaire non seulement que les morceaux ne dépassent pas les dimensions admissibles mais aussi que toute la masse minière soit fragmentée à telle *granulométrie* (granulométrie optimale C) où ces engins aient la productivité maximale. L'augmentation du volume des grosses fractions dans le tas des roches abattues diminue la pénétration des pièces travaillantes des engins d'extraction.

Outre cela, l'augmentation du volume des grosses fractions dans la granulométrie du tas de roches abattues provoque aussi la diminution du rendement des engins d'extraction, de chargement et de transport à cause du mauvais compactage dans leurs récipients. Dans ce cas le coefficient d'excavation ( $K_{ex}$ ) diminue considérablement.

Ce dernier est égal :

$$K_{ex} = \frac{K_r}{K_f} = \frac{V_g}{EK_f}$$

Où :

$K_r$  : coefficient de remplissage du godet par la roche fragmentée ;

$K_f$  : coefficient de foisonnement des roches ;

$V_g$  : volume du godet rempli par les roches, m<sup>3</sup>

$E$  : capacité géométrique du godet, m<sup>3</sup>.

### 5.1.1 Paramètres principaux des trous

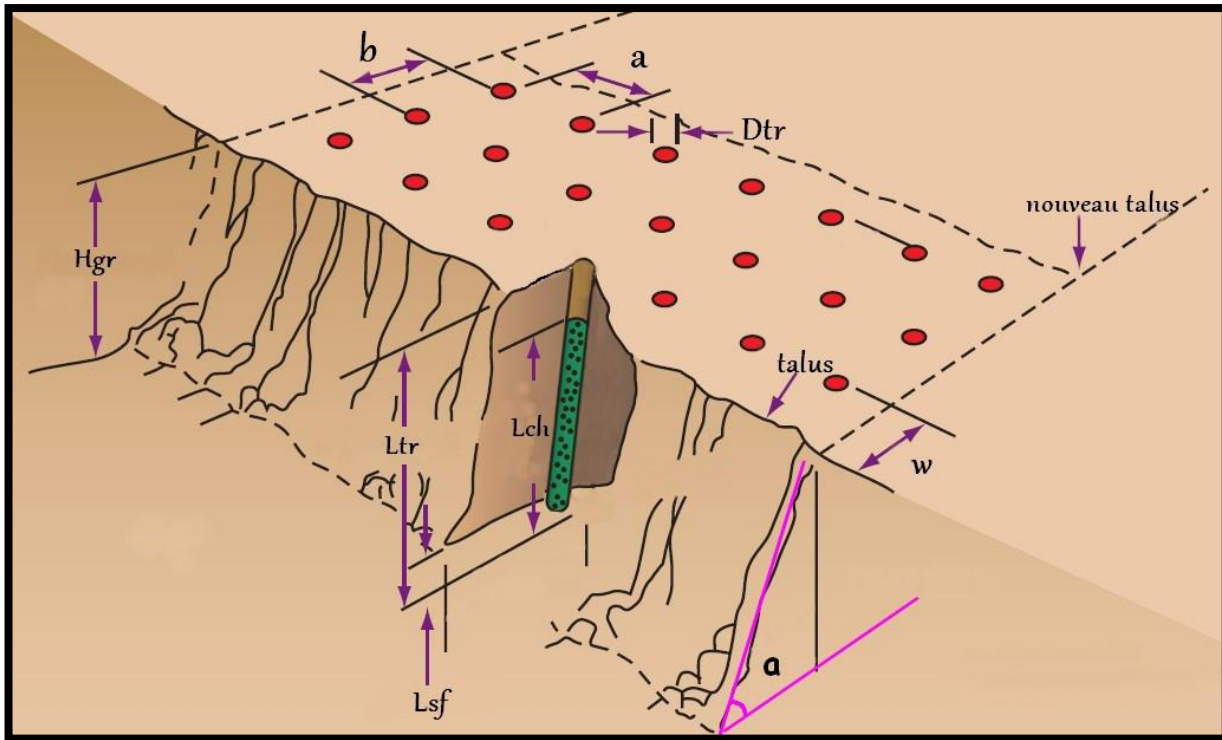


Figure III 1 : principaux paramètres des trous

Avec :

Dtr : Diamètre du trou

Ltr : Longueur du trou

$\alpha$ : Angle d'inclinaison du talus

Lsf : Longueur du sous-forage

b : Distance entre deux rangées de trous

a : Distance entre deux trous d'une même rangée

### 5.1.2 Diamètre du trou et Méthode de forage

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

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



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

### 5.1.3 Angle d'inclinaison des trous :

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

Le volume de roches se trouvant vis-à-vis de la bourre (partie du bourrage) resserre peu l'effet de l'onde de choc. Lorsque le trou est incliné, le volume de cette région diminue sensiblement.

**Tableau III 2 : angle d'inclinaison des talus suivant PROTODIAKONOV**

<b>Dureté des roches</b>	<b>Coefficient de dureté (d'après Protodiakonov)</b>	<b>Angle moyen d'inclinaison des talus de gradins (°)</b>
Exclusivement dures	17 – 20	86 – 87
Très dures	13 – 16	85
Dures	8 – 12	84
Légèrement dures	5 – 7	79 – 82
Légèrement tendres	3 – 4	60 – 76
Tendres	1,5 – 2	40 – 55
Très tendres	0,8 – 1	25 – 40

### 5.1.4 Longueur d'excès de forage (sous-forage) :

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

La longueur du sous-forage est déterminée d'après :

### 5.1.5 Paramètres de l'emplacement des trous :

- ✓ Les trous peuvent être disposés suivant une ou plusieurs rangées.

✓ La disposition est caractérisée par la distance (a) entre les sondages d'une même rangée, la distance (b) entre les rangées et celle entre la ligne de la première rangée de trous et l'arête supérieure du gradin

✓ La distance horizontale comprise entre l'axe des trous de la première rangée et l'arête inférieure du gradin s'appelle ligne de résistance des roches au pied du gradin (**Ws**)

- Pour des trous verticaux  $Ws = Hg \cot \alpha + C$  ;

- Pour des trous inclinés et  $\alpha = \beta$ , la valeur de  $Ws = C$ .

Où :

- C : distance minimale admissible de l'arête supérieure du gradin jusqu'à l'axe de trou de la première rangée ( $C \geq 3, m$ )

Les trous peuvent être creusés verticalement ou inclinés. Donc la ligne de moindre résistance au pied de gradin (**W**) lors de la disposition verticale est déterminée d'après la consommation spécifique d'explosif et la capacité d'un mètre de trou de diamètre déterminé. On la détermine à l'aide de la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{0.5P^2 + 4 \times m \times q \times P \times H_g \times L_t} - 0.75P}{2 \times m \times q \times H_g}, (m)$$

Où :

- P : la charge d'un mètre de trou, Kg/m ;

- m : coefficient de rapprochement des trous ;

- q : consommation spécifique d'explosif, Kg/m<sup>3</sup> ;

- Hg : la hauteur du gradin, m ;

- Lt : longueur du trou, m.

Ayant calculé W il faut la vérifier d'après les conditions de sécurité de travail

$$W \geq Ws$$

Si la valeur de la ligne de moindre résistance au pied de gradin n'est pas admise selon la sécurité de foration, il est nécessaire de forer les trous avec une inclinaison ou augmenter leur diamètre.

Dans ce cas la ligne de moindre résistance au pied de gradin (**W**) lors de la disposition inclinée est déterminée par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q \times P \times H_g \times L_t} - P}{2 \times m \times q \times H_g}, (m)$$

On peut déterminer la valeur de W pour les trous inclinés, suivant la résistance des roches à la destruction  $I_{des}$ .

Tableau III 3 : la ligne de moindre résistance W en fonction de  $I_{des}$

Résistance à la destruction $I_{des}$	W= , m
Facile	45*Dt
Moyenne	40*Dt
Difficile	35*Dt

### 5.1.6 Paramètres de la construction de la charge :

La charge d'explosif peut être continue et dispersée. La charge continue est placée dans la partie inférieure du trou

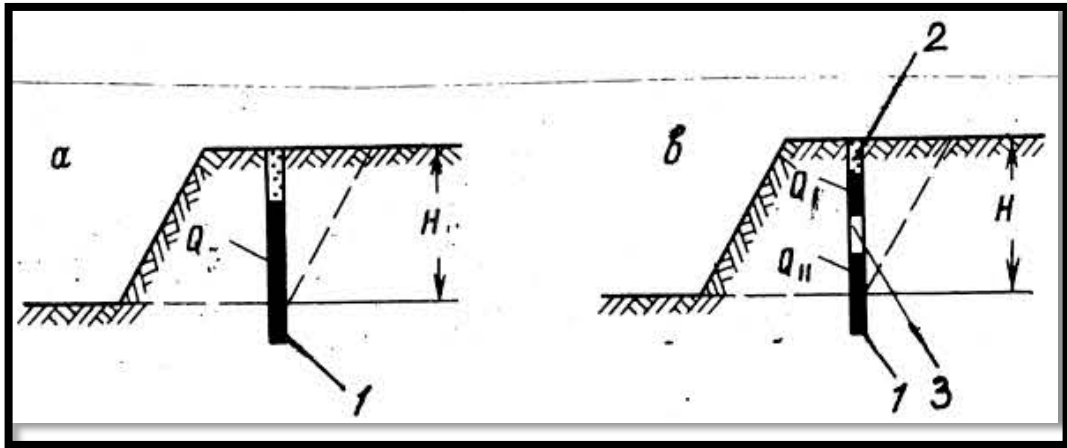


Figure III 2 : Dispositions de la charge de l'explosif

a) Continue ; b) dispersée (discontinue)

1- Charge d'explosif ; 2- bourrage ; 3- chambre d'air.

### 5.1.7 Quantité d'explosif nécessaire dans un trou

$$Q_{tr} = q \cdot V_{tr}, [Kg]$$

$V_{tr}$  : Volume des roches à tirer par un trou

- Pour la première rangée  $V_{tr} = a W H g$

- Pour la deuxième rangée et plus  $V_{tr} = b W H g$

### 5.1.8 Consommation spécifique de l'explosif

$$q_p = q_{et} \cdot k_{ex} \cdot k_f \cdot k_d \cdot k_r \cdot k_c \cdot k_{sd} ; kg/m^3$$

Où :

$q_{et}$  : Consommation spécifique étalon

$k_{ex}$  : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la mine

$k_f$  : Coefficient de l'influence de la fissuration du massif

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

$k_r$  : Coefficient tenant compte de l'influence du volume

$k_c$  : Coefficient tenant compte du degré de concentration de la charge (forme de la charge dans le massif)

$k_{sd}$  : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées

Quand la méthode précédente ne nous donne pas une bonne fragmentation, on procède à la prédiction et l'analyse des plans de tirs à l'aide du modèle du Kuz-Ram.

Notre but sera la proposition d'un nouveau plan de tir efficace pour répondre aux exigences et aux objectifs ciblés par l'entreprise. Pour cela, nous allons procéder à une étude complète de la méthode utilisée pour l'implantation du plan de tir en agissant sur quelques paramètres pour obtenir les résultats voulus par le tir à l'explosif.

Nous allons introduire les données initiales sous Matlab, dont les caractéristiques de la masse rocheuse et l'explosif adaptée ; en changeant d'une façon itératifs les paramètres de la maille de 10 cm des deux coté banquette et espacement 50 fois, tout en cherchant la maille optimale du meilleur résultat de de la fragmentation des roches prédit par les deux modèles (KUZ-RAM, KUZ-RAM modifié).

## 6 Prédiction des résultats de fragmentation (kuz-ram)

Le tir à l'explosif est la première étape de la réduction de la taille de la roche après le forage des trous, il est suivi d'actions de concassage et de broyage sur le système de broyage. L'objectif principal de l'action du tir dans la mine est de produire une roche fragmentée de manière importante et rentable. Pendant le tir, l'ingénieur doit tenir compte de la géologie de la roche, du coût du forage, de l'utilisation appropriée de l'explosif, de la taille de la roche fragmentée, etc.

Le résultat des opérations de tir est déterminé par un certain nombre d'indices ou de paramètres, qui peuvent être soit **contrôlables** soit **incontrôlables**.

Les paramètres contrôlables sont des paramètres de conception de base du tir, qui peuvent être modifiés pour ajuster le résultat des opérations, et ce produit fournit des résultats proches de la précision en supposant que la masse rocheuse est homogène et sans discontinuités. Cependant, étant donné que les paramètres incontrôlables sont des propriétés inhérentes à la roche, les structures géologiques, qui sont souvent définies par la distribution des fractures, doivent être prises en compte et incluses dans la conception du plan de tir.

Selon (Hustrulid, 1999), les **paramètres contrôlables** son classée dans les groupes suivants :

- ✓ **Géométrique** : diamètre, longueur de charge, charge, espacement, etc.
- ✓ **Physicochimique ou relatif aux explosifs** : Types d'explosifs, force, énergie, systèmes d'amorçage, etc.
- ✓ **Temps** : délai de temporisation et séquence d'initiation.

Alors que les **facteurs incontrôlables** incluent, mais sans s'y limiter, la géologie du gisement, la résistance et les propriétés de la roche, la présence d'eau, les joints et les discontinuités.

Le forage et l'abattage sont deux opérations importantes dans chaque mine de roche dure, contribuant jusqu'à 25 % du coût global de l'exploitation minière dans certaines opérations minières.

Cependant, l'optimisation du coût de la mine passe principalement par le forage et le tir. Si nous les considérons comme faisant partie de l'optimisation, nous pouvons réduire le coût de production global de la mine.

Il existe deux grandes classifications qui aident à modéliser la roche fragmentée. Ce sont la modélisation empirique et le modèle mécaniste.

La modélisation empirique déduit une fragmentation plus fine à partir d'un apport d'énergie plus élevé, tandis que la modélisation mécaniste suit la physique de la détonation et le processus de transfert d'énergie dans une roche bien définie pour des dispositions de maille spécifiques, dérivant toute la gamme des résultats de d'abattage. Certains de ces modèles relatifs comprennent le modèle Bond-Ram, l'équation Kou-Rustan, le modèle Energy Block Transition (EBT), le modèle Kuz-Ram, le modèle Rosin-Rammler, Modèle Kuznetsov-Cunningham, modèle Kuz-Ram modifié et bien d'autres.

Parmi ces modélisations empiriques, le modèle Kuz-Ram est populaire car il est applicable aux mines de métaux ainsi qu'aux mines industrielles telles que le calcaire et il a un lien direct entre la conception du plan de tir et les résultats de la fragmentation (Cunningham, 2005). Le modèle Kuz-Ram développé par Cunningham ; est le modèle le plus couramment utilisé pour estimer la distribution de la taille des tas après le dynamitage (1987). Cunningham a intégré l'équation empirique proposée par Kuznetsov (1973) pour

l'estimation de la taille moyenne ( $x_{50}$ ) avec la fonction de distribution de taille proposée par Rosin et Rammler (1933). En fait, le modèle Kuz-Ram en lui-même a sa propre lacune. Le premier est qu'il ne prend pas en compte la région fine et le second est qu'il ne prend pas en compte la synchronisation ou le retard précis offerts par les détonateurs électroniques modernes.

## 6.1 Kuz-ram :

Kuz-Ram est la combinaison des équations de Kuznetsov [27] et de Rosin-Rammler, [28] 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.

### 6.1.1 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 [27] en fonction du type de roche et d'explosif. Son équation est de la forme :

$$X_{50} = A * \left( \frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0,8} * Q_{tr}^{1/6} ; cm \quad (I)$$

Où :

- $X_{50}$  : la taille moyenne des fragments ; cm
- $V_{tr}$  : volume de roches abattues par un trou de mine tiré ( $w \times a \times H_{gr}$ ) ; m<sup>3</sup>/trou
- $Q_e$  : charge d'explosif dans un trou en ,équivalent d'énergie de TNT en (Kg) ;
- $A$  : le facteur de la roche ;

Avec :

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

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

$$X_{50} = A * \left(\frac{V_{tr}}{Q_{tr}}\right)^{0,8} * Q_{tr}^{1,6} * \left(\frac{E}{115}\right)^{-19/30} ; cm \quad (II)$$

Où :

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

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

Avec :

$VOD_e$  : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s ;

$VOD_n$  : vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s

$RWS$  : Relative Weight Strength (puissance relative de l'explosif)

On sait que :

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

- $q$  : charge spécifique d'explosif, Kg/m<sup>3</sup>

Alors l'équation (II) deviendra pour une charge spécifique donnée :

$$X_{50} = A(q)^{-0,8} * Q_{tr}^{1,6} * \left(\frac{115}{E}\right)^{19/30} ; cm$$

### 6.1.2 Facteur de résistance de la roche A:

Cunningham (1987), affirme que dans la plupart des cas le facteur de résistance de la roche (A) doit varier entre 8÷12. Ce facteur a été utilisé pour tenir compte de la nature des roches et de l'orientation des structures géologiques par rapport à la direction du tir. Il a été adapté par Cunningham en 1987 par référence à l'indice de tirabilité (blastibility index) développé par Lilly (1986) [29] de la manière suivante :

$$A = 0.06(RMD + JF + RDI + HF)$$

Où :



RMD : description de la masse rocheuse ;

RDI : influence de la densité de la roche ;

HF : facteur de la dureté de la roche ;

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

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

$$RMD = 10 + 10 \times F_{50}$$

Où :

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

**Tableau III 4.** : Différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987) [25]

Paramètres	Désignation	Taux
RMD	<b>Description de la masse rocheuse :</b>	
	Pulvérulent / Friable	10JF
	Avec des joints verticaux	50
	Massive	
JF	JPS+JPO	
JPS	<b>Facteur d'espacement entre les familles de joints :</b>	
	<0.1m	10
	0.1 a MS	20
	MS a DP	50
MS	<b>Dimension Max du bloc in-situ (m)</b>	

DP	<b>Dimension de la maille de forage supposé</b> DP>MS	
JPO	<b>Facteur de l'orientation du plan de joints</b> Horizontal ou sortant ( $dr < 30$ ) Le long de la direction du pendage du gradin ( $60 < dr$ ) Entrant ( $30 < dr < 60$ )	20 30 40
dr	<b>Pente en direction relative</b> $Dr = abc(JDD - FFDD)$ JDD : pente en direction de fissure FFDD : pente en direction de la face (degrés)	
RDI	<b>Facteur d'influence de la densité de la roches</b>	$25 * RD - 50$
RD	<b>Densité (t/m)</b>	
HF	<b>Facteur de dureté de la roche</b> Si $Y < 50$ Gpa Si $Y > 50$ Gpa	$HF = Y/3$ $HF = UCS/5$
Y	<b>Module de Young, (Gpa)</b>	
UCS	<b>Résistance à la compression, (Mpa)</b>	

### 6.1.3 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), [24]

a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler (1979), [28] 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), [28] se présente sous la forme :

$$R = e^{-(X/X_c)^n}; \%$$

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

$$P(X) = 100 * (1 - R) = 100 * (1 - e^{-(X/X_c)^n}); \%$$

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'indice 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

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

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

$$R = 0.5$$

La combinaison entre les deux dernières relations nous donne :

$$X_c = \frac{X}{(0,693)^{1/n}};$$

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

$$n = (2.2 - 14 \frac{b}{D}) \times (1 - \frac{w}{b}) \times (\frac{1}{2} + \frac{a}{2b}) \times \frac{Le}{Hgr} \times P$$

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

$$n = (2.2 - 14 \frac{b}{D}) \times (1 - \frac{w}{b}) \times (\frac{1}{2} + \frac{a}{2b})^{0.5} \times (0.1 + abs(\frac{Lcp - Lcc}{Le})) \times \frac{Le}{Hgr} \times P$$

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)
- Lcp : longueur de la charge de pied, (m)
- Lcc : longueur de la charge de colonne, (m)
- Hgr : hauteur de gradin, (m)
- Le : 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 :

$$BDR = Xc \times \left(\ln\left(\frac{1}{0.2}\right)\right)^{\frac{1}{n}}$$

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 »

La combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler par Cunningham, (1987) [26] 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.

#### 6.1.4 Consommation spécifique d'explosif

$$q = \frac{Q_{tr}}{b \times a \times hg}$$

Où :

- q : consommation spécifique (Kg/m<sup>3</sup>)
- b : la Banquette (m)

- $a$  : espacement entre deux trous (m)
- $H_{gr}$  : hauteur du gradin (m)
- $Q_{tr}$  : poids de la charge (kg)

### 6.1.5 Poids de la charge :

L'équation pour le poids de la charge est :

$$Q_{tr} = 1000 \times PI \times D_{tr}^2 \times L_{ch} \times P_s$$

Où :

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

### 6.2 Modèle Kuz-Ram modifié :

Le modèle Kuz-Ram modifié est similaire au modèle Kuz-Ram original mais l'équation de Kuznetsov est modifiée par un facteur supplémentaire de 0,073 inclus dans la formule de prédiction de la taille moyenne des fragments [31]. La raison en est que l'ouverture du joint est considérée comme un paramètre efficace. L'indice d'uniformité du modèle Kuz-Ram est également remplacé par un indice d'uniformité modifié qui est basé sur l'équation originale de l'indice d'uniformité proposée par Cunningham et un indice de d'explosibilité (BI). Ce modèle est un modèle de distribution de taille de fragmentation à deux paramètres qui peut être facilement déterminé sur le terrain. Ses défauts résident dans le fait qu'il ne considère pas l'effet du timing sur la fragmentation et n'a pas de limite supérieure pour les tailles. L'équation de Rossin Rammler et l'équation de l'indice d'uniformité de Cunningham sont conservées comme dans le modèle original de Kuz-Ram.

### 6.2.1 Tailles moyenne des fragments [31]) :

Gheibie et al ont modifié le modèle Kuz–Ram et l'indice d'uniformité pour estimer  $X_{50}$  et  $n$  pour la mine de cuivre de Sungun. Gheibie et al. Ont remplacé le facteur de  $0,073 \times (RMD + JF + RDI + HF)$  au lieu de  $A$  dans le modèle de cunningham (1987)

$$X_{50} = 1,22A(q)^{-0,8} \times Q_{tr}^{1/6} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{0,633} ;$$

### 6.2.2 Facteur de résistance de la roche A :

Les paramètres du facteur de résistance de la roche ( $A$ ) ont été exactement utilisés dans Gheibie et al. Selon le tableau III 4.

$$0.073(RMD + RDI + HF) = 0.073 \left( \frac{A}{0.06} \right)$$

$$1.22A = 0.073 \times (A/0.06)$$

**RMD, RDI et HF** ont les mêmes significations que celles définies dans le tableau ci-dessus.

### 6.2.3 Indice d'uniformité :

Gheibie et al. a developper l'indice d'uniformité comme suit :

$$n' = 1.88n(A/0.06)^{-0,12} ; [31]$$

Avec :

$$n = (2.2 - 14 \frac{b}{D_{tr}}) \times (1 - \frac{w}{b}) \times (\frac{1}{2} + \frac{a}{2b})^{0,5} \times \frac{Le}{Hgr} \times P$$

Où il y a deux explosifs différents dans le trou de mine (charge inférieure et charge de colonne) :

$$n = (2.2 - 14 \frac{b}{D_{tr}}) \times (1 - \frac{w}{b}) \times (\frac{1}{2} + \frac{a}{2b})^{0,5} \times (0.1 + \text{abs}(\frac{Lcp - Lcc}{Le})) \times \frac{Le}{Hgr} \times P$$

$Q_{tr}$  : est la masse d'explosif dans chaque trou, kg.

$S_{ANFO}$  : est la résistance pondérale relative de l'explosif par rapport à l'ANFO.

$n$  : est l'indice d'uniformité.

$n'$ : est l'indice d'uniformité modifié.

Nourian and Moomivand a réexaminé l'indice d'uniformité sous la forme suivante :

$$n = 2.3481 - 0.0168 * D_{tr} * \left( \frac{(b/a)/1.15}{Le/H_{gr}} \right)^{0.5} * \left( 1 - \frac{W}{b} \right) * BI^{0.25} ; [32]$$

#### 6.2.4 L'indice d'explosibilité BI

La plupart des paramètres de masse rocheuse et leurs évaluations dans le système BI (tableau III 5) sont similaires au système A, mais la procédure de détermination et la valeur de BI sont différentes du facteur A. La cote totale de RMD, JF, RDI et HF qui a été définie par Cunningham (1987) est A/0,06. Par conséquent, le facteur de BI est déterminé par :

$$0,073BI = 0,073 \times (A/0,06)$$

**Tableau III 5** : Les paramètres de l'indice de d'explosibilité (BI) et leurs évaluation (Lilly 1992) [30]

Paramètres	description	évaluation
RMD (description de la masse rocheuse)	1. Poudreux/friable	10
	2. Bloc	20
	3. Totalement massif	50
JPS (Espacement des plans de joint)	1. Proche (< 0,1 m)	10
	2. Intermédiaire (0,1 à 1 m)	20
	3. Large (> 1m)	50
JPO (Orientation du plan de joint)	1. Horizontal	10
	2. Plongement hors de la face	20
	3. Frappe normale à la face	30
		40



	4. Plongement dans la face	
SIGI  (Influence de la gravité spécifique)	SIGI=25SG-50	10-50
UCS  (Résistance à la compression uni axiale en Mpa)	/	0.05UCS

D'où :  $BI = 0.5 (RMD + JPS + JPO + SIGI + 0.05UCS)$

**Tableau III 6 :** Model kuz-Ram (cunningham 1987) [25] et kuz-ram modifier [Gheibie et al. (2009)[31], Nourian and Moomivand (2020)[32]

Kuz-ram model (année)	Taille moyenne des fragment $X_{50}$	Indice d'uniformité $n$
<b>Kuz-ram model (cunningham 1987)</b>	$X_{50} = A * (q)^{-0,8} * Q_{tr}^{1/6} * \left(\frac{115}{E}\right)^{19/30}$ <p>Où :</p> <p><math>A = 0,06 \times (RMD + JF + RDI + HF)</math></p> <p>RMD = description du massif rocheux</p> <p>JF= facteur des joint</p> <p>RDI = influence de la densité rocheuse</p> <p>HF = facteur de dureté</p>	$n = (2.2 - 14\frac{b}{D}) \times (1 - \frac{w}{b}) \times (\frac{1}{2} + \frac{a}{2b})^{0.5} \times \frac{Le}{Hgr} \times P$ <p>Où il y a deux explosifs différents dans le trou de mine (charge inférieure et charge de colonne) :</p> $n = (2.2 - 14\frac{b}{D}) \times (1 - \frac{w}{b}) \times (\frac{1}{2} + \frac{a}{2b})^{0.5} \times (0.1 + abs(\frac{Lcp - Lcc}{Le})) \times \frac{Le}{Hgr} \times P$ <p>Où Lcp est la longueur de charge</p>

inférieure en m et  $L_{cc}$  est la longueur de charge de la colonne en m. Lors de l'utilisation d'un motif décalé, cela l'équation doit être multipliée par 1,1

**Gheibie et al (2009)**

$$X_{50} = 1,22A(q)^{-0,8} \times Q_{tr}^{1/6} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

Où :

$$0,073(RMD + RDI + HF) = 0,073(A/0,06)$$

$$1.22A = 0.073 \times (A/0.06)$$

$$n' = 1.88n(A/0.06)^{-0,12}$$

$$A/0.06 = (RMD + JF + RDI + HF)$$

**Nourian and / Moomivand (2020)**

$$n = 2.3481 - 0.0168 * D_{tr} * \left( \frac{(b/a)/1.15}{Le/H_{gr}} \right)^{0.5} * \left( 1 - \frac{W}{b} \right) * BI^{0.25}$$

## 7 Conclusion :

Les opérations de forage et de tir sont des étapes essentielles dans le processus d'exploitation minière. La préparation d'un plan de tir dépend de plusieurs paramètres :

- 1- contrôlable : selon les choix des gestionnaires de l'entreprise, dans la qualité du matériels de forage, types d'explosifs utilisé, et en fin le choix de la maille de tir.
- 2- incontrôlable qui dépend essentiellement du massif et des roches à abattre.

Le model KUZ-RAM est un outil d'aide à la décision, qui donne une prédiction fiable des roches résultante des tirs, en se basent sur les paramètres de plans de tir et de celle du massif rocheux.

Afin de bien exploité cette outil d'aide à la décision (modèle KUZ-RAM), nous allons procéder la préparation d'une application sous matlab, qui donne avantage d'utilisé cette outil de calcul (matlab), pour faire une étude de choix et de choisir un meilleur résultat prédit avec le modèle KUZ-RAM et KUZ-RAM modifié.

## 1 INTRODUCTION :

L'analyse granulométrique est l'une des opérations de base de la chaîne technologique, Parmi les procédures à suivre l'analyse graphique des courbes granulométriques des roches fragmentées, ces courbes sont généralement obtenues à l'aide des modèles empiriques de prédiction de la distribution granulométrique après le tir tels que kuz-ram et kuz-ram modifié, ces programmes nous aident à avoir une prédiction de la fragmentation et de nous donner les valeurs optimales des paramètres de tir.

## 2 Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram et Kuz-Ram modifié sous Matlab :

Les étapes de fonctionnement du programme sont :

1. L'introduction des caractéristiques des roches étudiées (densité, module de Young 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 des paramètres recherchés seront obtenus pour un nombre de maille défini sous forme des tableaux, et dont l'optimum de chaque paramètre ; le paramètre de la maille optimale sera affiché sous forme d'un graphe dont il sera interprété.

## 3 Les données principales du fonctionnement des modèles kuz-ram et kuz-ram modifié :

L'ensemble des paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram pour l'estimation du taux des hors gabarits sont représentés dans le tableau et la figure suivant :

**Tableau IV.1.** Paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram et kuz-ram modifié pour l'estimation de la granulométrie :

<b>Pour un diamètre du trou : Dtr = 110 mm</b>		
<b>Caractéristique du massif rocheux</b>	Masse volumique	2.6
	Module de Young	27
	Résistance à la compression	77.27
<b>Paramètres de discontinuité</b>	Espacement entre les discontinuité	0.9
	direction	30
	Taille de bloc in situ	3.64
<b>Paramètres de l'explosif</b>	Densité	0.75
	RWS %	80
	Vitesse de détonation nominale	3350
	Vitesse de détonation effective	1900
	Résistance de l'explosif	0.25

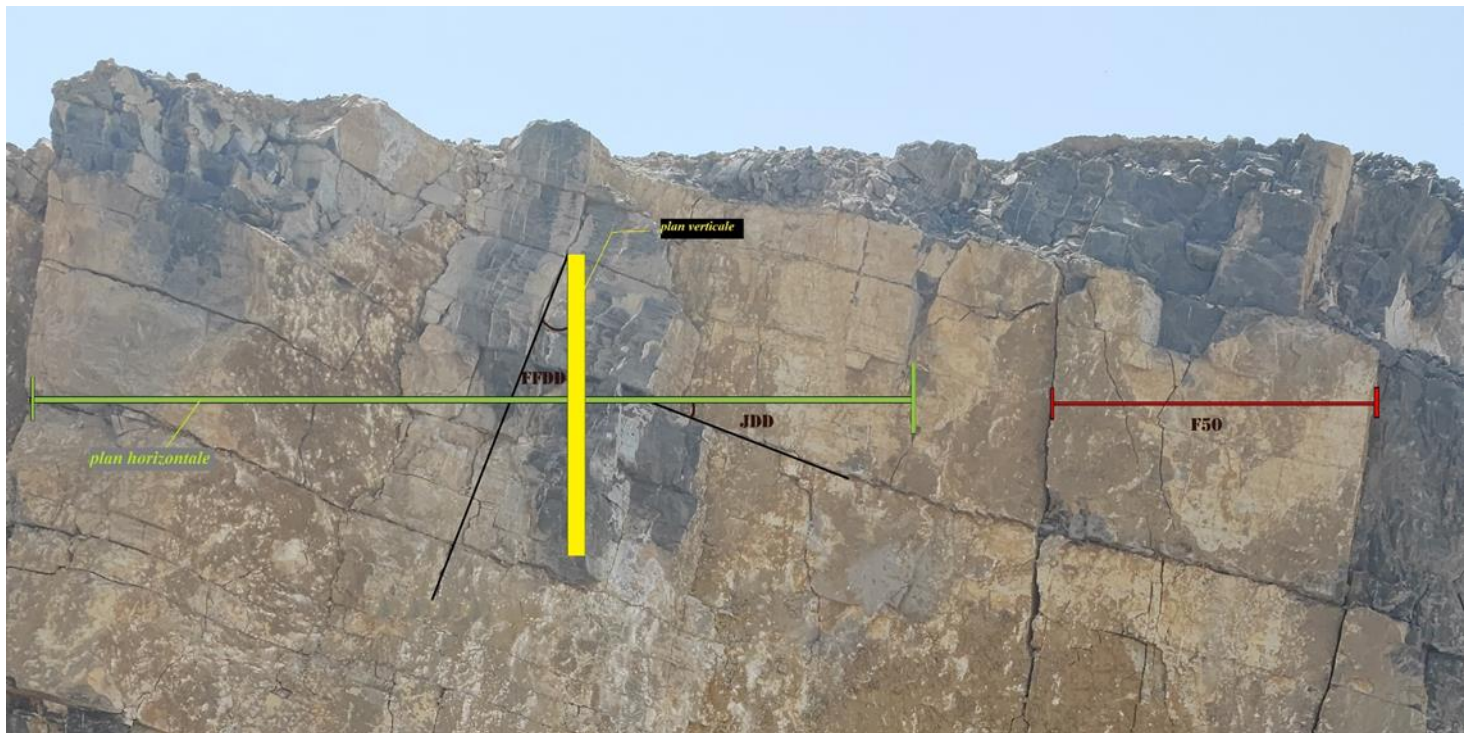


Figure IV.1 : Paramètre géométrique du massif rocheux

Espacement des joints : est calculer à partir d'une ligne d'échantillonnage de 10m, qui a 9 joints qui la découpe donc :

$$es = \frac{9}{10} = 0.9 \text{ m}$$

La taille du block in-situ :

$$F_{50} = 3.64 \text{ m}$$

JDD : pente en direction de fissure =30 degrés

FFDD : pente en direction de la face (degrés)=30degrés

#### Méthode de calcul :

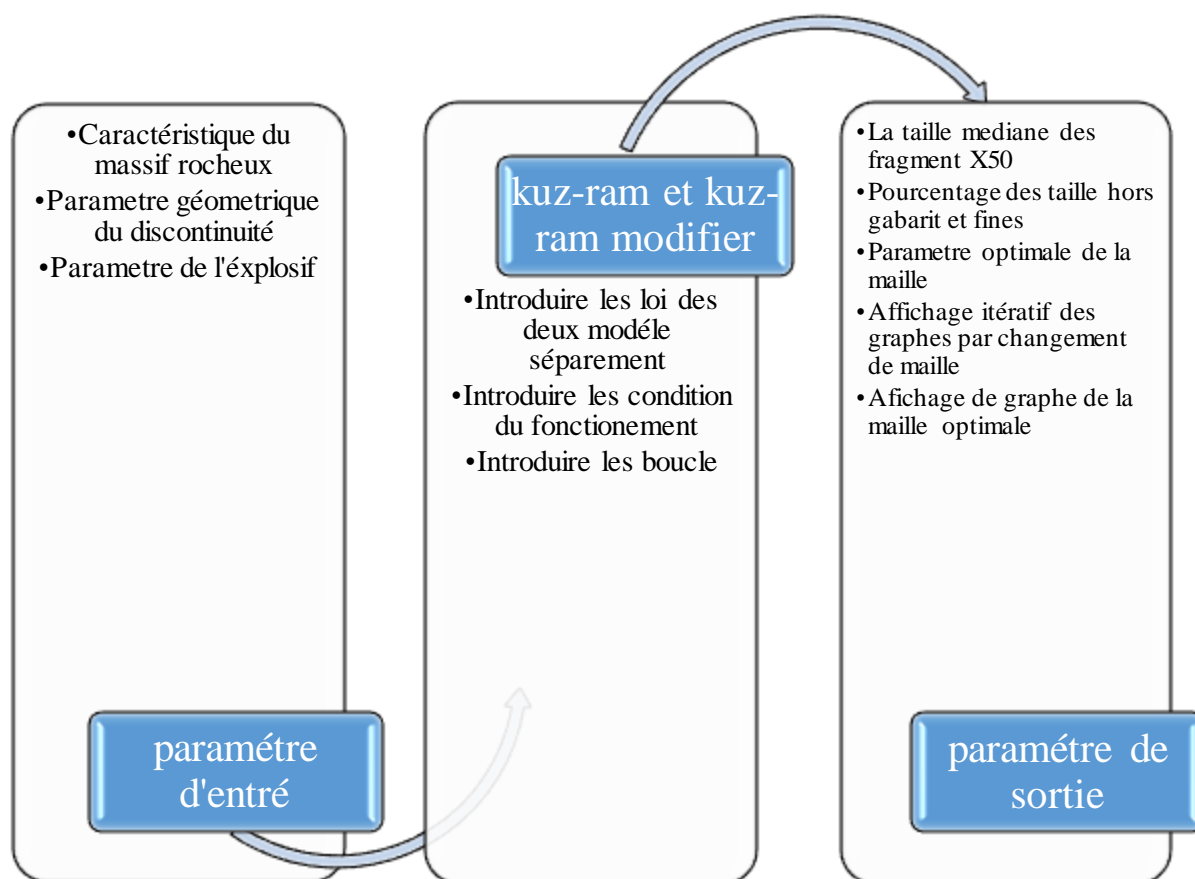
- On introduit dans le programme les caractéristiques de la roche (densité, module de Yong, et la résistance à la compression)
- On introduit les paramètres des discontinuités ainsi que les caractéristiques de l'explosif ;

Après la collecte de données de la carrière de Ain-elkbira, les paramètres géométriques, caractéristique des explosifs et rocheux ont été utilisés pour la prédiction de la fragmentation.

Nous utilisons les modèles Kuz-Ram et Kuz-Ram modifier (séparément), choisis pour les raisons suivantes :

- Ils sont les meilleurs modèles empiriques par rapport aux autres
- Le modèle Kuz-Ram modifié a été introduit pour éliminer certaines des faiblesses du modèle Kuz-Ram.
- Les données requises comme données d'entrée pour ces modèles sont relativement faciles à rassembler.

### Organigramme représentatif du principe du fonctionnement des modèles kuz-ram sur Matlab



Dans notre cas on a :

$a = 3.8$  m et  $b = 3.9$  m, une longueur total du trous = 16.41 m, dont la sur-foration = 1.16 m, longueur de bourrage = 3.86 m, longueur du pied = 5.02 m, longueur de la charge de colonne = 7.53 m et la forme de maille carrée  $P=1$  et maille en quinconce  $P=1.1$  pour un diamètre du trous de 110 mm

#### 4 Simulation du plan de tir proposé avec le modèle de Kuz-Ram (cunningham 1987)

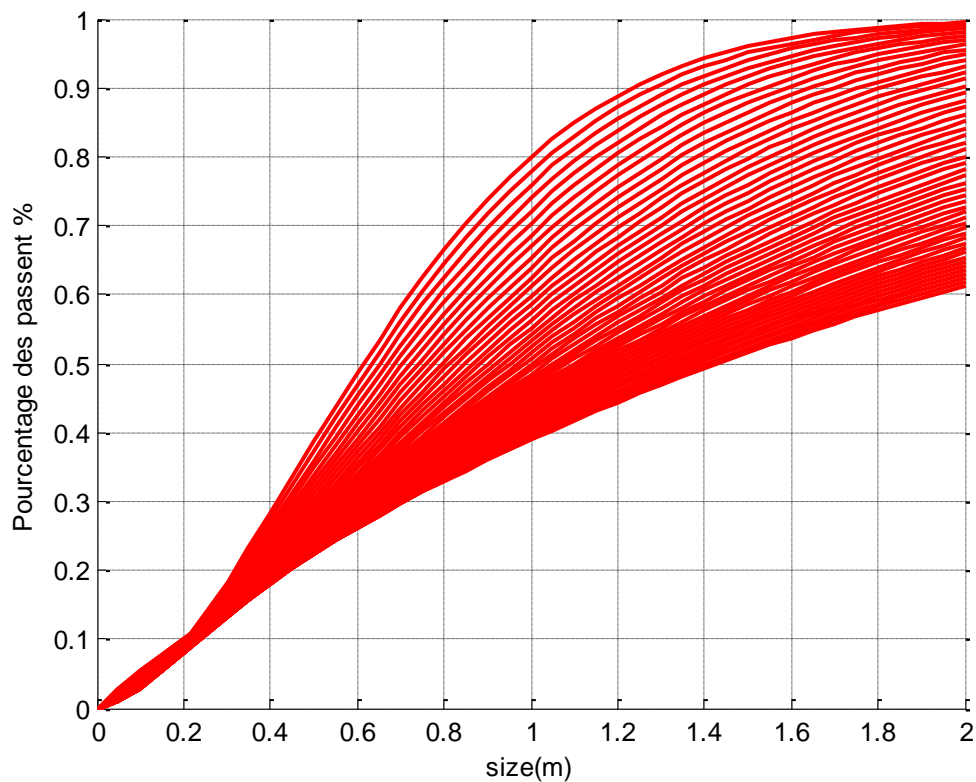


Figure IV.3 : courbes granulométriques des résultats de tir avec changement de la maille

La figure IV.3 représente les différentes courbes granulométriques des résultats de prédiction de tir, avec un changement itératif de la maille. Ces courbes représentent la distribution granulométrique des fragments résultant du tir.

La maille change par un pas de 10 cm et fait 50 itérations des deux côtés espacement et banquette.

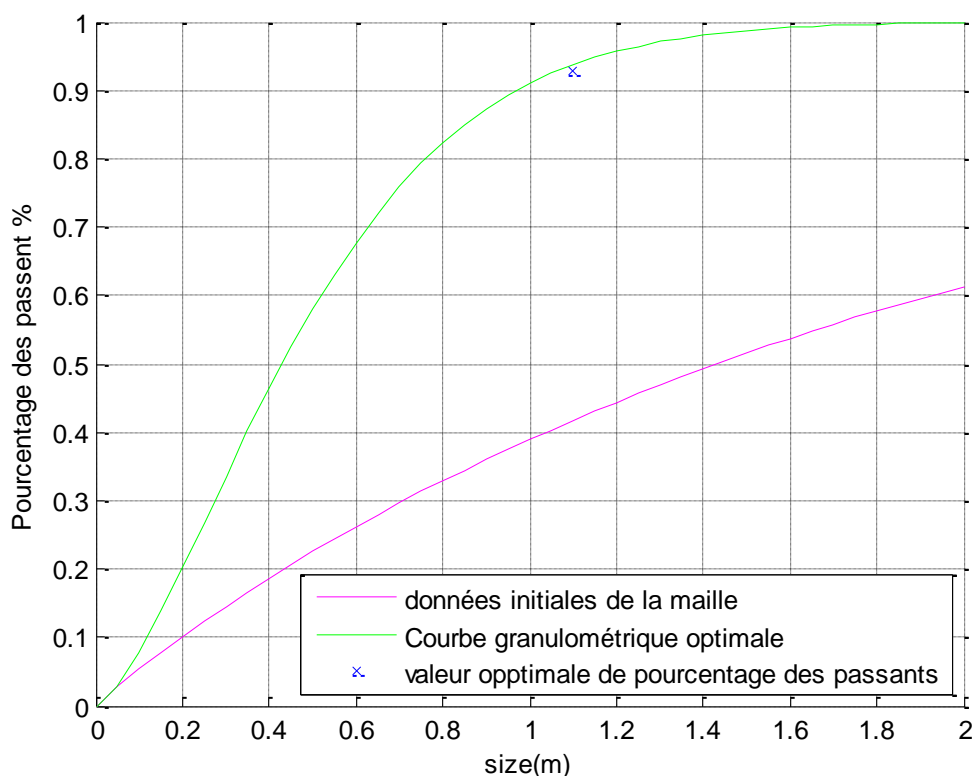


Figure IV.4. : Courbe granulométrique optimale

La figure IV.4 représente les courbes granulométriques selon la prédiction de la maille initiale proposée pour le tir (8.5 x 8.5 m), et la maille correspond à la meilleur fragmentation du massif dans l'endroit étudié. Le graphique affiche la taille des fragments par rapport aux pourcentages des passants.

#### 4.1 Discussions des résultats

D'après les résultats calculé par le model kuz-ram (cunningham 1987), on constate que le taux des hors gabarits est d'une valeur de = 2.51%, le taux des particules fine =3.23%, la taille moyenne des fragments  $X_{50}=39.29\%$  avec un optimum des passant de l'ordre de 94.26%. La valeur optimale correspond à une maille de 4.3 x 2.6 m, dont la banquette b est très petite en comparaison avec celle utilisé dans la carrière (4.5 m). D'après les chercheurs [33] le rapport de maille (l'espacement sur la banquette (a /b)) doit être entre 1 et 1.5, pour assuré une meilleur fragmentation, or dans notre cas ce rapport dépasse le seuil maximum ( $a/b = 1.65$ ).

Comme deuxième remarque à soulevé c'est l'indice d'uniformité, qu'il doit être compris entre 0.75 et 1.5, mais dans notre cas cette indice dépasse cette intervalle, ce qui donne plus de hors



gabarit, ce qui n'est pas indiqué dans le résultat obtenue, qui a donné un taux de 2.51% et qui est meilleurs.

Ces résultats nous à conduit à continue notre travail mais avec le modèle modifié de KUZ-RAM, pour cela en doit procédés a la simulation avec le model Kuz-Ram modifier (moomivand 2020) afin d'obtenir un meilleur résultat.

### 5 Simulation du plan de tir proposé avec le modèle de Kuz-Ram modifier (moomivand 2020)

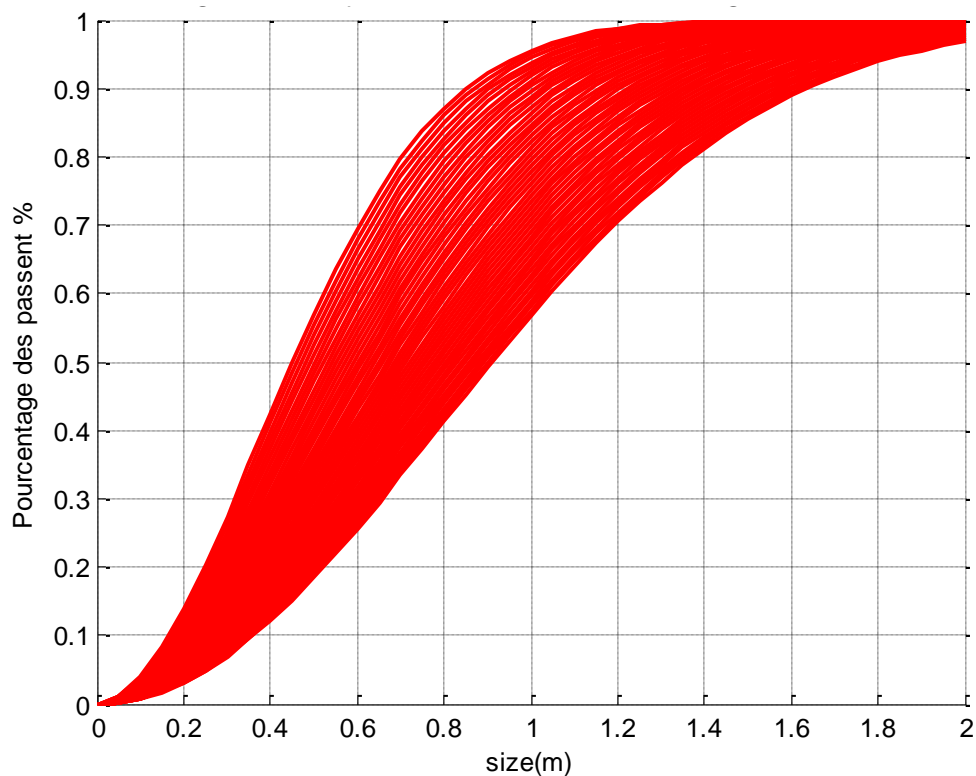


Figure IV.5 : courbes granulométrique des résultats de tir avec changement de la maille

La figure ci-dessus représente les différentes courbes granulométriques des résultats de prédiction de tir avec le même procédé utilisé dans le modèle KUZ-RAM, cette fois ci avec le modèle KUZ-RAM modifié.

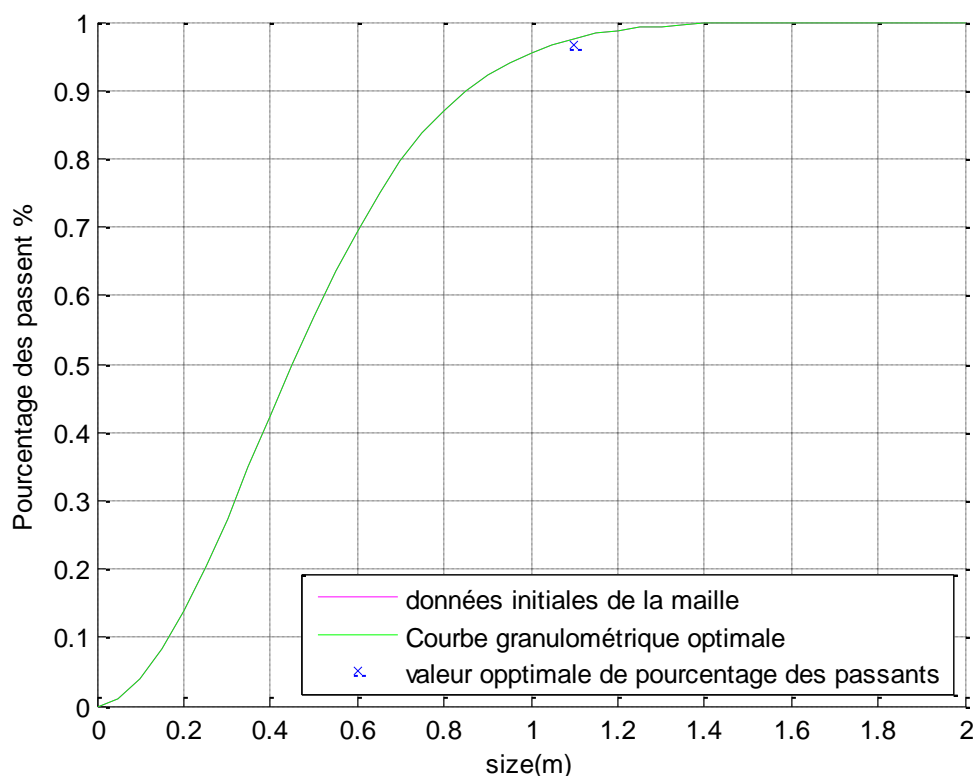


Figure IV.6 courbe granulométrique optimale

Cette figure représente la courbe granulométrique optimale, qui présente un optimum de l'ordre de 97.6%.

### 5.1 Discussion des résultats

D'après les résultats estimés par le modèle kuz-ram modifié (momivand 2020), on remarque que le taux de hors gabarits a diminué en comparaison avec celui du modèle KUZ-RAM ( $HG1=2.3\%$ ), avec une taille moyenne des fragments  $X50=37\%$ , qui a aussi connu une diminution. À partir du résultat optimal de ce graphique, la maille correspond à cet optimum égale à  $3.5 \times 3.5$  m, ce qui donne un rapport ( $a/b=1$ ) qui est dans la norme, mais on trouve toujours un indice d'uniformité élevé  $n=1.89$ , ce qui traduit par une fragmentation hétérogène avec l'existence des hors gabarits.

À fin de confirmer ces prédictions optimales, il est nécessaire de faire une vérification à l'aide d'un logiciel de traitement d'image après le tir, ce qui n'est pas possible dans notre cas, vu la contrainte du temps et l'autorisation du gestionnaire de la carrière à mettre en exécution de notre plan de tir.

Tableau IV.2 : les résultats d'évaluation des modèles kuz-ram et kuz-ram modifier avec le logiciel Matlab :

Paramètres	Résultat de prédiction par le modèle kuz-ram	Résultat de prédiction par le modèle kuz-ram modifier	Unités
Pourcentage de la taille moyenne des fragments	39.29	37	%
Pourcentage des hors gabarits	2.51	2.38	%
Pourcentage des particules fines	3.23	0.001	%
Optimum	<b>94.26</b>	<b>97.62</b>	<b>%</b>
Espacement entre les trous	4.3	3.5	m
Banquette	2.6	3.5	m
Consommation spécifique d'explosif	<b>0.55</b>	<b>0.5</b>	<b>Kg/m<sup>3</sup></b>
Indice d'uniformité	<b>1.62</b>	<b>1.89</b>	/

## 6 Conclusion :

L'utilisation du logiciel matlab pour préparer une application de prédiction selon les modèles KUZ-RAM, et KUZ-RAM modifié, donne avantage de faire un calcul itératif pour prendre toute les cas possible, et chercher le résultat optimale parmi ces paramètre d'entré (paramètre de la maille). Dans ce chapitre, nous avons peu faire une changement de maille d'une façon itératif, le nombre d'itération est arrivé à  $50 \times 50 = 2500$  itération. Les résultats de cette étude semble raisonnable et peut aider à faire des améliorations dans la méthode de modélisation (KUZ-RAM). On suggère l'utilisation d'un logiciel de traitement d'image, en parallèle avec la prédiction proposé par KUZ-RAM. Ce logiciel permet la vérification des résultats de tir, et le contrôle de la méthode de prédiction.

Dans notre cas, le pourcentage des hors gabarits obtenu par kuz-ram et kuz-ram modifier sont respectivement 2.51% et 2.38%, et le pourcentage des particules fines est de 3.23%, pour kuz-ram et de 0.001 % pour kuz-ram modifier, l'optimum pour kuz-ram est de 94.26% tandis que pour kuz-ram modifier est de 97.62%, avec la consommation spécifique d'explosif qui à changé de 0.55 kg/m<sup>3</sup> kuz-ram à 0.5 kg/m<sup>3</sup> pour le modèle modifié.

Ont remarque que le taux de hors gabarits et des particule fine et la consommation spécifique de l'explosif est élever dans le kuz-ram par rapport au modifier, et l'optimum du kuz-ram est inférieur à celui du kuz-ram modifier et le rapport  $(a/b) = 1.8$  n'est pas vérifier pour le kuz-ram tandis que pour le modifier  $(a/b) = 1$  est vérifier.

Donc du point de vus technico-économique l'entreprise doit s'attacher au modèle Kuz-Ram modifié pour la prédiction de la fragmentation à la carrière de Ain-elkbira afin de mettre en place les meilleures pratiques de tir avec une fragmentation optimale.

### Conclusion générale :

L'abattage est l'une des parties inséparables des activités minières dont l'un de ces résultats importants est la fragmentation des roches. La qualité de cette dernière influe directement sur tous les processus technologiques du chargement jusqu'à la préparation mécanique.

L'amélioration de la qualité de la fragmentation passe par l'étude de l'ensemble des facteurs qui influent sur ce paramètre, dont l'ingénieur minier est censé de les étudier. Pour cela des modèles de prédiction granulométrique de la fragmentation sont développés comme le modèle Kuz-Ram et Kuz-Ram modifié.

Au cours de ce mémoire nous avons recollé des données et d'information concernant le massif et les paramètres liés aux tirs de mines. La substance exploitée est du calcaire, d'une densité moyenne de l'ordre de 2.6, le massif est un peu fracturé avec une distance moyenne entre les fractures de l'ordre de 0.9 m. Ces paramètres et d'autres concernant le massif tel que la taille des blocs et l'inclinaison des joints et des fractures ... etc.

Le but de ce mémoire est de chercher une fragmentation meilleure du massif de gisement de la cimenterie d'Ain El-Kbira, pour ce faire nous avons fait appel au modèle de KUZ-RAM, et KUZ-RAM modifié, afin de faire une prédiction des fragments résultants de tirs des mines au niveau de cette carrière.

La recherche à l'optimum dans la prédiction nous a conduit à prendre les paramètres incontrôlables et les fixés dans notre programme comme données de base, d'autres paramètres contrôlables tel que le diamètre des trous des mines et le type d'explosif utilisé sont aussi fixés, puisque on ne peut pas changer à chaque tir un outil de forage, et même pour les types d'explosif disponibles sur le marché. Comme dernier paramètre qui reste contrôlable c'est bien la géométrie de la maille, pour cela nous avons fait une prédiction itérative pour chaque maille proposée dans le tir de mine, sur la base de ces prédictions, on cherche la meilleure fragmentation prédite, et on l'adopte comme un résultat du meilleur plan de tir, et par la méthode inverse on prépare un plan de tir sur la base de ces résultats.

Nous avons effectué le même processus pour les deux modèles KUZ-RAM et KUZ-RAM modifié, les résultats obtenus semblent logiques pour le modèle de KUZ-RAM modifié, avec une consommation spécifique un peu élevée par rapport au plan de tir préparé dans la carrière.

Enfin les résultats optimaux obtenus de la prédiction de la fragmentation son à vérifier après le tir avec des programme d'analyse et de traitement d'image, afin de comparer les résultats obtenus à ceux prédit pour voir si les modèles son fiable.

## Référence bibliographique :

- [1] Documentation propre à la société des ciments d'Ain El Kebira, 2018.
- [2] CETIM : rapport géologique actualisé, 2020.
- [3] ETH bibliothek zurich, Rar K 240, « <https://doi.org/10.3931/e-rara-40993> »
- [4] Plan d'exploitation annuel - 2022 « Djebel Medjounes ».
- [5] M'zoughem K., Chenafa W., « étude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière d'Ain el kebira (Sétif) » mémoire de fin d'études grade ingénieur, université Ferhat Abbas, Sétif 2005/2006.
- [6] Chalhoub M., Apports des méthodes d'homogénéisation numériques à la classification des massifs rocheux fracturés. Sciences de l'ingénieur [physics]. École Nationale Supérieure des Mines de Paris, 2006. Français. tel-00412033
- [7] Martin F., (2012) « Mécanique des roches et travaux souterrains », Cachan, huitième édition.
- [8] Tahiri A., (1992) « Modélisation des massifs rocheux fissures parla méthode des éléments distincts », Thèse doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées.
- [9] Chalhoub M., (2010) Massifs rocheux Homogénéisation et classification numériques, Paris
- [10] Homand F. et Duffaut P., (2000), « Manuel de mécanique des roches », Les presses de l'école des Mines Paris.
- [11] Djafour D., (2006) « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar Ain Smara, W. Constantine », Mémoire de fin d'étude, Ecole national polytechnique.
- [12] Bulletin des laboratoires des ponts et chaussées - 211 – septembre-octobre 1997 - RÉF. 4154 - PP. 73-87
- [13] 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.

- [14] 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.
- [15] Lounis.F., « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef-Batha»
- [16] Salah D , Islam B, (2015) L'optimisation d'un plan de tir de gisement de calcaire –Ain Kbir- » Mémoire de master, Université Abderrahmane Mira Bejaia,.
- [17] 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
- [18] Saadoune. A, « 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.
- [19] Neffis M., (2010) Modèle d'un plan de tir. Mémoire de Magister en Mines.
- [20] Mesbah, A., [2009/2010], "Simulation des vibrations d'un tir de mines à l'aide de MINESEIS ". Ecole Nationale Polytechnique.
- [21] Kerkebane, H., [2007/2008], "Etudes des vibrations dues aux tirs de mines. Apport de la modélisation". Ecole Nationale Polytechnique
- [22] Aliouche M, « 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.
- [23] Elias.K,7 Jan 2022 <<http://journal.sapub.org/mining>>
- [24] Cunningham C.V.B., (1983) The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. In: Holmberg R, Rustan A (eds) Proceedings of 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, Sweden, 22–26 August 1983. Tekniska Universitet, Lulea, pp 439–453
- [25] Cunningham C.V.B., (1987) Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on. In: Fournery WL, Dick RD (eds) Proceedings of 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Keystone, CO, 23–26 August 1987. Society of Experimental Mechanics, Bethel, pp 475–487



- [26] Cunningham C.V.B., (2005) The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on. In: Proceedings of 3rd World Conference on Explosives and Blasting, Brighton, UK, 13–16 September 2005, pp 201–210
- [27] Kuznetsov V.M., (1973) The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. *Sov Min Sci* 9:144–148
- [28] Rosin P, Rammler E (1979) The laws governing the fineness of powdered coal. *J Inst Fuel* 7:29–36
- [29] Lilly P.A., (1986) An empirical method of assessing rock mass blastability. In: Davidson JR (ed) Proceedings of Large Open Pit Mine Conference, Newman, WA, October 1986. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Parkville, pp 89–92
- [30] Lilly P.A., (1992) The use of blastability index in the design of blasts for open pit mines. In: Szwedzicki T, Baird GR, Little TN (eds) Proceedings of Western Australian Conference on Mining Geomechanics, Kalgoorlie, West Australia, 8–9 June 1992. Western Australia School of Mines, Kalgoorlie, pp 421–426
- [31] Gheibie S., Aghababaei H., Hoseinie S.H., Pourrahimian Y., (2009) Modified Kuz-Ram fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine. *Int J Rock Mech Min* 46(6):967–973
- [32] Nourian A., Moomivand H. (2020) Development of a new model to predict uniformity index of fragment size distribution based on the blasthole parameters and blastability index. *J Min Sci* 56(1):47–58 Olofsson SO (1990) Application explosive technology for construction and mining. Applex, Sweden
- [33] Hagan T.N. (1983) The influence of Controllable Blast Parameters on Fragmentation and Mining Costs. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1983.