



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE
المدرسة الوطنية العليا للتكنولوجيا والهندسة - عنابة
ECOLE NATIONALE SUPERIEURE DE TECHNOLOGIE ET
D'INGENIERIE - ANNABA -
(Ex ENSMM)

DEPARTEMENT GENIE MINIER

MEMOIRE PRESENTE EN VUE DE L'OBTENTION DU DIPLOME
DE MASTER

DOMAINE : SCIENCE ET TECHNIQUES

FILIERE : GENIE MINIER

SPECIALITE: CONTROLE DES TERRAINS AVANCE

Intitulé

**Amélioration des paramètres du plan de tir dans les conditions de mine de
fer Anini**

Présenté par

YAZID MOUSSA

Encadrant

Dr. Nettour Djamel

MCA, ENSTI Annaba

Président

Dr. Cheikhaoui Youcef

MA-B, ENSTI Annaba

Examineur

Dr. Boustila Amir

MA-B, ENSTI Annaba

Année / 2023



**AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU
MEMOIRE DE MASTER**

Je soussigné (e) Mr... *Chaikhouri Youcef*
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de Master, déclare avoir
autorisé Mr ... *Yazid Fouad*
à déposer son mémoire de Master après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

Avis de l'encadrant :

Avis de l'Examineur :

Président du Jury

Remerciement

Au terme de ce travail, je tiens tout d'abord à remercier Dieu le tout puissant, le miséricordieux, qui nous a donné la force et la patience nécessaire en vue d'accomplir ce modeste travail.

*Mes remerciements et respect vont vivement, à mon encadreur de recherche, **Dr Nettour Djamel**, pour ses conseils précieux, ses remarques pertinentes et sa patience tout au cours de la rédaction de mon mémoire ainsi que les membres du jury composé de **Dr Cheikhhaoui Youcef** président et **Dr Boustila Amir** examinateur.*

*J'espère que je serai à la hauteur de vos attentes et de votre confiance. Un grand merci pour le personnel du la mine du fer de Djebel Anini en particulier **Mr Maamar Hamza**.*

En gros, on remercie tous les personnels de la SOMIFER (société des Mines de FER).

Je remercie mes très chers parents, pour leur amour, tendresse, et d'avoir fait de nous ce que je suis aujourd'hui. Mes dernières pensées, et non les moindres, vont à toutes les personnes qui à titres divers, de près ou de loin, ont contribué à la réalisation de ce travail.

Dédicace

En signe de respect et de reconnaissance je dédie ce modeste travail :

À la lumière de mes jours, la source de mes efforts, la flamme de mon cœur, celle qui m'a donné le symbole de tendresse, ma vie et mon bonheur ; maman que j'adore.

À celui qui n'a cessé de me procurer son aide durant mes années d'étude : mon père que j'aime.

*À mon cher frère **Abdelbasset** et mes sœurs que dieu les garde.*

À toute ma Famille.

À tous mes amis (Ilyes, mustapha, yousri, brahim, lkhier, amine, anoir, ishak, anes, mohamed), À tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin à la réalisation de ce travail.

*À toute ma grande famille « **Yazid** »*

Résumé

L'objectif de cette étude est d'analyser les travaux utilisés dans la mine de fer ANINI, tels que l'abattage à l'explosif, le chargement, le transport. Plus précisément, nous nous concentrons sur la prédiction et l'analyse des plans de tirs en utilisant le modèle du Kuz-Ram afin d'améliorer la qualité de la fragmentation des roches abattues. Notre objectif est de proposer un nouveau plan de tir efficace qui réponde aux exigences et aux objectifs fixés par l'entreprise.

Pour atteindre cet objectif, nous procéderons à une étude approfondie de la méthode actuellement utilisée pour l'implantation du plan de tir. Nous agirons sur certains paramètres afin d'obtenir les résultats souhaités par le tir à l'explosif. Notre démarche consistera à analyser les différentes étapes du processus de tir, à évaluer les variables clés et à proposer des ajustements et des améliorations qui permettront d'optimiser la fragmentation des roches abattues.

L'objectif final de notre travail est de fournir à l'entreprise des recommandations précises et concrètes pour la mise en place d'un plan de tir plus efficace, qui permettra d'atteindre une fragmentation optimale des roches dans la mine de fer ANINI. En améliorant la qualité de la fragmentation, nous visons à maximiser l'efficacité des opérations minières, à réduire les coûts et à augmenter la productivité de l'entreprise.

Mots clés : Mine, Fragmentation, Explosif, Plan de tir, Optimiser, KUZ-RAM.

الملخص :

الهدف من هذه الدراسة هو تحليل العمليات التكنولوجية المستخدمة في منجم الحديد عيني، مثل التفجير والتحميل والنقل. بالتحديد، نركز على توقع وتحليل خطط التفجير باستخدام نموذج كوزرام لتحسين جودة تجزئة الصخور المُفتتة. هدفنا هو تقديم خطة تفجير جديدة وفعالة تلبي متطلبات وأهداف الشركة.

لتحقيق هذا الهدف، سنقوم بدراسة مفصلة للأسلوب المستخدم حاليًا في تنفيذ خطة التفجير. سنتدخل في بعض المعاملات للحصول على النتائج المرغوبة من عملية التفجير. سيتضمن نهجنا تحليل مراحل عملية التفجير المختلفة، وتقييم المتغيرات الرئيسية، وتقديم التعديلات والتحسينات التي ستمكن من تحسين تجزئة الصخور المفتتة.

الهدف النهائي من عملنا هو تقديم توصيات دقيقة وعملية للشركة لتنفيذ خطة تفجير أكثر فعالية، تمكن من تحقيق تجزئة مثلى للصخور في منجم الحديد عيني. من خلال تحسين جودة التجزئة، نهدف إلى تحقيق أقصى كفاءة لعمليات التعدين، وتقليل التكاليف وزيادة إنتاجية الشركة.

الكلمات المفتاحية : منجم ، التفجيت ، المتفجرات ، خطة إطلاق النار ، التحسين ، كوزرام.

Abstract

The objective of this study is to analyze the processes in the ANINI iron mine, such as explosive blasting, loading, transportation. Specifically, we focus on the prediction and analysis of blasting plans using the Kuz-Ram model to improve the quality of fragmented rocks. Our goal is to propose a new effective blasting plan that meets the requirements and objectives set by the company.

To achieve this objective, we will conduct a thorough study of the currently used method for implementing the blasting plan. We will act on certain parameters to obtain the desired results from explosive blasting. Our approach will involve analyzing the different stages of the blasting process, evaluating key variables, and proposing adjustments and improvements that will optimize the fragmentation of blasted rocks.

The ultimate objective of our work is to provide the company with precise and concrete recommendations for implementing a more efficient blasting plan that achieves optimal rock fragmentation in the ANINI iron mine. By improving the quality of fragmentation, we aim to maximize mining operations' efficiency, reduce costs, and increase productivity.

Key words: Mine, Fragmentation, Explosive, Shot Plan, Optimize, KUZ-RAM.

Table des matières

Remerciement	I
Dédicace	II
Résumé	III
Listes des figures	IX
Listes des tableaux	X
Introduction générale	1

Chapitre I : Etude Bibliographique

Introduction.....	3
I.1 L'abattage.....	3
I.1.1 Types d'abattage.....	3
I.1.1.1 L'abattage à l'explosif.....	3
I.2 Effets de l'explosif sur la roche.....	4
I.2.1 La théorie du travail à l'explosif.....	5
I.3 Les paramètres influant sur la qualité de tir	6
I.3.1 Paramètres liés au massif rocheux (incontrôlable ou difficilement contrôlable).....	6
I.3.1.1 Massif rocheux en place	6
I.3.1.2 L'influence de la matrice et des hétérogénéités de nature.....	6
I.3.1.3 Les propriétés mécaniques de la matrice rocheuse	7
I.3.1.4 Discontinuités stratigraphiques	7
I.3.1.5 Les karst	7
I.3.2 Paramètres hydrauliques	8
I.3.2.1 La foration	8
I.3.2.2 le choix de l'explosif	8
I.3.3 Paramètres liés aux trous (contrôlables).....	8
I.3.3.1 Qualité de foration	8
I.3.3.1.1 Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	9
I.3.3.1.2 Les déviations de forages.....	10
I.3.3.2 Diamètre du trou.....	10
I.3.3.3. L'inclinaison du trou.....	11
I.3.3.4 Longueur du trou.....	12
I.3.3.5 L'excès de forage (sous forage).....	12
I.3.4 Paramètres liés aux bourrages.....	13
I.3.4.1 Qualité du matériau de bourrage.....	13
I.3.4.2 La longueur du bourrage et sa disposition dans les trous.....	13
I.3.5 Paramètres liés au plan.....	13
I.3.5.1 La banquette	13
I.3.5.2 L'espacement	13
I.3.5.3 Rapport de maille	14
I.3.5.4 Présence des faces libres	14
I.3.6 Paramètres liés à l'énergie d'explosive (contrôlables).....	15
I.3.6.1 La consommation spécifique.....	15
I.3.6.2 Initiation des explosifs et types d'amorçage.....	16
I.3.6.3 Retards entre les trous successifs et la mise à feu de rangée.....	17
I.3.6.4 Types d'explosifs utilisés dans les carrières	18
I.3.6.5 Les explosifs fabriqués en Algérie et les accessoires de tir	18
Conclusion.....	19

Chapitre II : Description de Site

II.1 Situation géographique.....	21
II.2 Références du permis minier.....	21
II.3 Géologie régionale.....	22
II.4 Géologie locale du gisement.....	24
II.4.1 Litho stratigraphie	24
II.5 Minéralisation.....	24
II.5.1. Morphologie des corps de minerai.....	24
II.5.2. Nature de minerai	25
II.6 Calcule des réserves géologiques.....	26
II.7 Méthode d'exploitation.....	26
II.8 les caractéristiques géométriques des ouvrages miniers.....	27
II.9 Capacité et régime de travail de la mine.....	27
II.10 Ordre d'exploitation.....	28
II.11 Organisation des opérations d'extraction	29
II.11.1 Travaux d'abattage	29
II.11.2 Travaux de forage.....	29
II.11.3 Travaux de tir.....	30
II.11.4. Travaux de chargement.....	31
I.11.5 Travaux de transport.....	32
II.11.6 Concassage.....	34
II.11.7 Homogénéisation.....	35
II.11.8 Stockage de produit.....	35

Chapitre III : Conception d'un plan de tir

III.1 La méthode de LANGEFORS.....	37
III.2 Conception d'un plan de tir par la méthode de Langefors	37
III.2.1 Banquette maximale (B max)	37
III.2.2 La banquette pratique (B).....	38
III.2.3 L'espacement (E)	39
III.2.4 Longueur de sous foration (Ls).....	39
III.2.5 Longueur du trou (L_{tr}).....	39
III.2.6 La répartition de la charge dans un trou de mine	39
III.2.3 L'espacement (E)	40
III.2.4 Longueur de sous foration (Ls).....	40
III.2.5 Longueur du trou (L_{tr}).....	40
III.2.6 La répartition de la charge dans un trou de mine	40
III.2.7 Charge linéaire du pied.....	40
III.2.8 Quantité d'explosif au pied du gradin	40
III.2.13 Consommation spécifique d'explosif	41
III.3 Calcul du plan de tir.....	41
III.4 Prédiction et évaluation des résultats d'abattage des roches par le modèle de KUZ –RAM.....	46
III.4.1 Modèle de KUZ-RAM.....	46
III.4.2 Résultats d'abattage en utilisant le modèle de Kuz-Ram	46
III.4.2.1 Résultats d'abattage en utilisant les des paramètres du plan existant.....	46
III.4.2.2 Résultats d'abattage en utilisant les des paramètres du plan calculé.....	47
III.5 Proposition d'un nouveau plan de tir.....	49

Conclusion.....	50
Conclusion générale	51
Référence bibliographique	52
ANNEXE	

Liste des figures

Chapitre I : Etude Bibliographique

Fig.I.1 : Zones d'endommagement et de fissuration radiale autour d'un trou de mine.....	4
Fig.I.2 : Anomalie de tir dû à la présence d'un karst.....	8
Fig.I.3 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	9
Fig.I.4 : Déviation due aux discontinuités.....	10
Fig.I.5 : Comparaison schématique de l'action probable des forces minage profond en vertical et avec inclinaison.....	11
Fig.I.6 : la rupture de la roche au pied du gradin.....	12
Fig.I.7 : Exemple d'un schéma de la maille.....	14
Fig.I.8 : Distribution granulométrique résultant de tir des blocs en béton avec charge spécifique 0,2 à 1,25 kg /m ³	15
Fig.I.9 : Schéma d'une charge d'amorçage.....	16
Fig.I.10 : Schéma de types d'amorçages.....	17

Chapitre II : Description de Site

Fig.II.1 : Situation géographique de la mine de Anini d'après la carte topographique 1/200 000 -Sétif.....	21
Fig.II.2 : coupe géologique schématique de la fenêtre du Djebel Anini -Ain Roua-Sétif.	23
Fig.II.3 : Minerai tendre.....	25
Fig.II.4 : minerai rocheux.....	25
Fig.II.5 : Sens de l'exploitation (zone IV).....	28
Fig.II.6 : abattage mécanique avec brise roche.....	29
Fig.II.7 : Travaux de forage.....	30
Fig.II.8 : Opération de chargement et transport.....	32
Fig.II.9 : Stock tout – venant.....	35

Chapitre III : Conception d'un plan de tir

Fig. III.1 : Coupe verticale de profondeur du trou de diamètre 89mm.....	45
Fig.III.2 : Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir existant.....	47
Fig.III.3 : Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir calculé.....	49

Liste des tableaux

Chapitre I : Etude Bibliographique

Tab.I.1 : Les différents types d'explosifs et leurs caractéristiques.....	19
---	----

Chapitre II : Description de Site

Tab II.1 : Coordonnées U.T.M du périmètre.....	22
Tab II.2 : Reserve géologique.....	26
Tab II.3 : Production du la mine Anini.....	27
Tab II.4 : Paramètres du Tir.....	30
Tab II.5 : Paramètres de Transport du Minerai et du Stérile.....	34

Chapitre III : Conception d'un plan de tir

Tab.III.1 : Facteur de contrainte R1.....	38
Tab.III.2 : Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche R2.....	38
Tab.III.3 : Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors.....	44
Tab.III.4 : Résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir existant.....	47
Tab.III.5 : Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir calculé.....	48
Tab.III.6 : Paramètres du plan de tir proposé.....	50

Introduction générale

L'exploitation minière est une activité d'une importance capitale pour l'économie mondiale, qui vise à exploiter les ressources naturelles d'un territoire. À l'avenir, le potentiel économique de chaque pays sera déterminé en fonction de sa capacité à produire diverses substances minérales.

Dans le cadre des processus technologiques d'extraction des minéraux à ciel ouvert, l'une des étapes clés est la préparation des roches en vue de leur extraction. L'étude et le contrôle de l'abattage revêtent donc une importance majeure pour le bon fonctionnement de la mine. Une bonne fragmentation est souvent décrite comme le fait que les roches abattues puissent être facilement extraites par les engins de chargement, sans nécessiter de tirs secondaires.

Dans le cas spécifique de la mine d'Anini à Sétif, cette mine constitue une source d'alimentation en fer

Le travail sera structuré en quatre chapitres :

- Étude bibliographique : Ce chapitre vise à définir tous les paramètres contrôlables et incontrôlables susceptibles d'influencer la qualité de la fragmentation des roches.
- Description du site : Dans ce chapitre, nous expliquerons les conditions géologiques du gisement d'ANINI, le mode d'ouverture et la méthode d'exploitation utilisée, ainsi que leurs paramètres respectifs. Nous définirons également tous les paramètres de forage et de tir utilisés dans cette carrière, ainsi que les calculs liés au chargement et au transport des matériaux
- Conception d'un plan de tir : Dans ce chapitre nous avons utilisé la méthode de langford, Kuz-ram pour optimiser les paramètres d'abattage et la qualité des fragmentations des roches.

Ce travail de recherche et d'analyse permettra d'optimiser les opérations d'abattage et de fragmentation des roches dans la mine, ce qui aura un impact positif sur l'efficacité et la rentabilité de l'exploitation minière.

Chapitre I : Etude Bibliographique

Introduction

Dans le cas de l'abattage à l'explosif, plusieurs facteurs (contrôlables et incontrôlables) sont pris en compte dans l'élaboration du plan de tir afin d'obtenir un rendement optimal et une fragmentation de qualité. L'ingénieur doit avoir une connaissance approfondie de tous ces paramètres et savoir les manipuler pour répondre aux exigences de l'entreprise minière.

I.1 L'abattage

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Il consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous forme de morceaux.

Abattus de grosseurs et de volumes différents. Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend de [2] :

- Type de roches, et leur état naturel.
- Les propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches.
- De la productivité de l'entreprise minière.
- Des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des Exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

I.1.1 Types d'abattage

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

I.1.1.1 l'abattage à l'explosif

L'abattage des roches par explosion est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures. L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une résistance à la compression de 90 de Kgf/cm².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [2]

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches.
- État normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords.
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement.

- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

I.2 Effets de l'explosif sur la roche

L'observation expérimentale des résultats de tir en échelle réduite et en échelle réelle permet généralement de constater un réseau d'endommagement autour des charges explosives ainsi que schématisé à la (Figure I.1).

La zone de broyage est à l'interface immédiate entre explosif et roche. Sa portée est faible et généralement de l'ordre de deux à plusieurs rayons de trou. Dans cette zone, la roche est intensément fragmentée par des mécanismes combinés de compression et de cisaillement. [3]

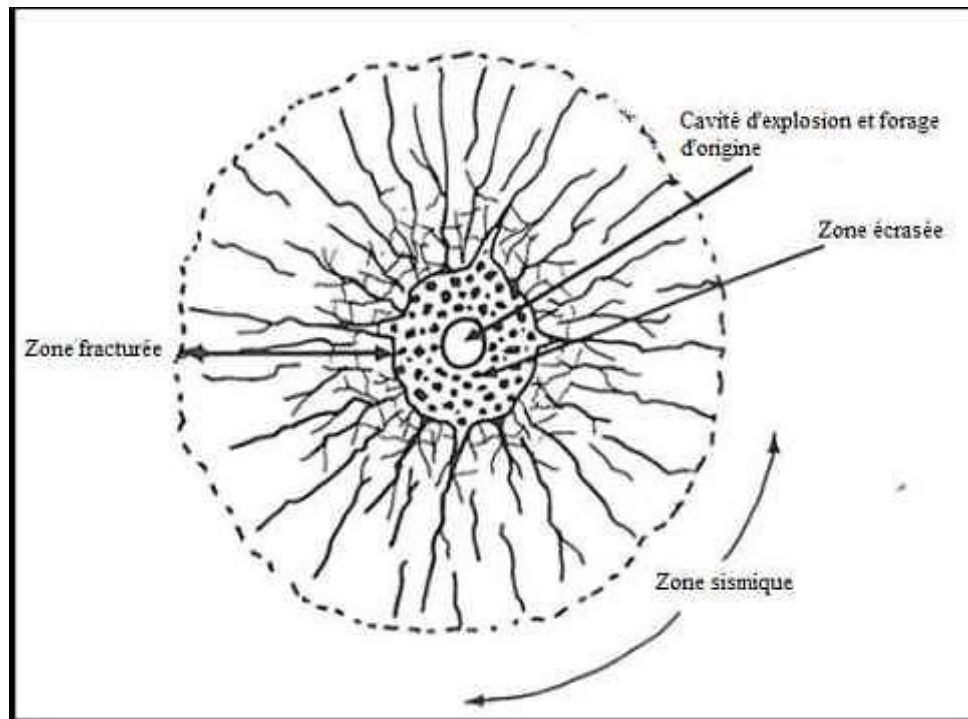


Fig.I.1 : Zones d'endommagement et de fissuration radiale autour d'un trou de mine [3].

La zone de fissuration radiale correspond à la création de fissures par des tractions orientées tangentiellement par rapport au trou. Des fissures tangentielles peuvent également se former, à la faveur de discontinuités localisées dans la roche. Les fissures radiales peuvent être créées par le passage de l'onde de choc, ouvertes par la pression interne des gaz d'explosion, les

deux phénomènes étant largement combinés comme nous l'avons précédemment évoqué. La fissuration radiale localisée peut également être observée dans de fines plaques de verre soumises à un impact mécanique ponctuel.

Au-delà de la zone de fissuration radiale, les niveaux de contrainte tangentielle dynamique atteints (que ce soit par la pression interne des gaz ou par l'action des ondes de choc) sont trop faibles pour poursuivre la rupture. L'énergie mécanique résiduelle est propagée dans la roche sous forme d'ondes sismiques ou convertie en énergie cinétique pour la mise en mouvement des fragments. [3]

I.2.1 La théorie du travail à l'explosif

Un explosif est une substance simple ou un mélange de substances qui peut se décomposer rapidement sous l'effet de la chaleur ou d'une action mécanique spécifique, produisant ainsi une grande quantité de gaz à haute température.

Les explosifs industriels sont généralement composés d'un comburant (oxydant), d'un combustible (réducteur) et d'autres produits divers qui leur confèrent des propriétés particulières. Ils peuvent se décomposer selon trois modes :

- Combustion simple
- Déflagration
- Détonation

Le mode de décomposition dépend principalement de la nature de l'explosif et de sa sensibilité à l'amorçage, ainsi que de son confinement. [7]

Un explosif peu sensible et non confiné peut se décomposer sous forme de combustion simple. Si le confinement est augmenté, le mode de décomposition devient la déflagration ou la détonation. Selon la vitesse de transformation de la matière, on distingue :

- Les explosifs déflagrants : leur décomposition se fait relativement lentement (quelques centaines de mètres par seconde).
- Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (de 2000 à 8000 m/s), ce qui produit une onde de choc.

Les explosifs sont également classés en fonction de leur sensibilité :

- Les explosifs primaires : très sensibles et susceptibles d'être amorcés par une flamme ou un faible choc.

- Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être facilement amorcée que par la détonation d'un autre explosif.

I.3 Les paramètres influant sur la qualité de tir

I.3.1 Paramètres liés au massif rocheux (incontrôlable ou difficilement contrôlable)

I.3.1.1 Massif rocheux en place

Bien que nous ayons maintenant une assez bonne compréhension des mécanismes de transmission de l'énergie explosive au sein de la roche, la quantification de cette transmission et l'influence des caractéristiques de la roche restent des sujets de recherche scientifique. Il est évident que l'interaction avec la roche est d'une importance primordiale. Lorsqu'elle est facilement fragmentable, il est nécessaire de préparer un plan de tir approprié. C'est le cas quotidien dans les exploitations de roches. En revanche, abattre une masse rocheuse de nature hétérogène, fortement fracturée ou karstifiée, est extrêmement difficile, surtout si les discontinuités sont ouvertes (roche décomprimée). Non seulement le rendement de l'explosion sera médiocre, mais les conditions de travail deviendront complexes : mauvaise précision du forage, instabilité des parois des trous de tir, présence d'eau, difficultés de chargement des explosifs, risques de rupture du circuit d'amorçage, répercussions significatives, etc.

I.3.1.2 L'influence du massif et des hétérogénéités de nature

Dans l'ensemble, les caractéristiques de la roche ont une influence significative sur :

- Les performances du forage
- La transmission de l'énergie explosive au sein de la roche et sa fragmentation.

Une classification de la facilité avec laquelle une masse rocheuse peut être fragmentée par l'explosion a été proposée par Muller (1997) en se basant sur la mesure de son impédance (vitesse x densité) et la taille moyenne des blocs de la masse rocheuse in situ, ou blocométrie. Le premier paramètre est lié à la composition de la matrice rocheuse, tandis que le second dépend de la densité des discontinuités et de la matrice rocheuse elle-même. Dans des cas assez rares, la nature de la matrice peut poser des problèmes pour le bon déroulement d'une explosion. En raison de

leur bonne conductivité, ils perturbent le fonctionnement de l'amorçage des charges explosives. Ce cas extrême est également en partie dû au fait que les dispositifs de tir utilisés à l'époque n'étaient certainement pas aussi sécurisés qu'aujourd'hui.

I.3.1.3 Les propriétés mécaniques du massif rocheuse

Les caractéristiques du massif rocheuse qui sont impliquées ici sont principalement ses propriétés physico-mécaniques, acoustiques et dans une moindre mesure, hydrologiques. Ces propriétés spécifiques comprennent la densité, les résistances à la traction et à la compression, le module de Young, le coefficient de Poisson et l'impédance acoustique.

La résistance à la traction est considérée comme la propriété mécanique la plus importante de la matrice rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche sont influencées par cette propriété. Des essais en laboratoire ont également mis en évidence une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction.[1]

I.3.1.4 Discontinuités stratigraphiques

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

I.3.1.5 Les karst

Ces cavités souterraines, qui ne sont pas visibles depuis la surface, créent des espaces où l'explosif peut s'accumuler de manière excessive (voir figure I.2), formant ainsi des poches qui ressemblent à de véritables bombes. La présence de ces cavités rend les opérations de forage et de chargement de l'explosif plus complexes, en particulier lorsqu'il s'agit d'explosifs en vrac, et cela a un impact sur la transmission de l'énergie explosive. [1]

Près des fronts, ces cavités peuvent entraîner des phénomènes de projection.

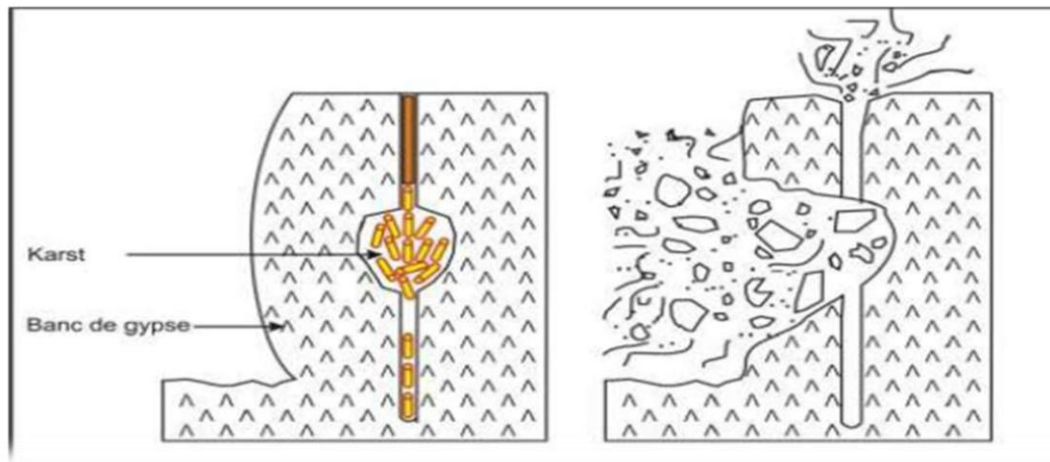


Fig.I.2 : Anomalie de tir dû à la présence d'un karst [5]

I.3.2 Paramètres hydrauliques

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

I.3.2.1 La foration

L'eau a tendance à réduire la résistance de la matrice rocheuse et par conséquent à faciliter la pénétration de l'outil de forage : la vitesse instantanée du forage est augmentée, par contre, la diminution de la résistance de la paroi du trou peut favoriser des éboulements localisés d'où des risques de coincement de l'outil de forage. [5]

I.3.2.2 le choix de l'explosif

Le choix de l'explosif dépend aussi dans large mesure de présence d'eau dans le massif à abattre ou des conditions climatiques, parce qu'il y a des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres résistants (comme par exemple le nitrate fioul, leur emploi est prohibé lors de présence d'eau). Alors c'est l'utilisateur qu'il doit bien choisir le type d'explosif et jouer sur les techniques permettant la conservation ou la protection de l'explosif contre l'eau. [5]

I.3.3 Paramètres liés aux trous (contrôlables)

I.3.3.1 Qualité de foration

Une grande partie du résultat d'une opération de minage dépend de la qualité des trous de forage, de leur exécution, de leur géométrie et de leurs caractéristiques destinées à être chargés en

explosif. D'autre part, étant donné que l'énergie explosive est plus efficace lorsqu'elle est confinée à l'intérieur du trou, il est essentiel d'obtenir une qualité de forage optimale. Enfin, les conséquences les plus évidentes de la qualité du forage se manifestent au niveau des parois prédécoupées, où les résultats satisfaisants dépendent nécessairement du parallélisme et de la coplanarité des forages. Une mauvaise qualité de forage se traduit le plus souvent par des déviations visibles, notamment dans le cas du découpage. Dans le cas de l'abattage, ces déviations peuvent ne pas être directement visibles, mais elles peuvent avoir des conséquences parfois considérables, telles que des projections, la production de blocs ou, dans les cas extrêmes, des échecs de l'explosion. Parmi toutes les nuisances, les projections sont susceptibles de causer les dommages ou accidents les plus graves. Leurs causes sont multiples et résultent souvent d'erreurs d'appréciation ou de défauts de mise en œuvre.

I.3.3.1.1 Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessous il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la banquette dans le cas de gauche et à la sous évaluer dans le cas de droite. On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième.

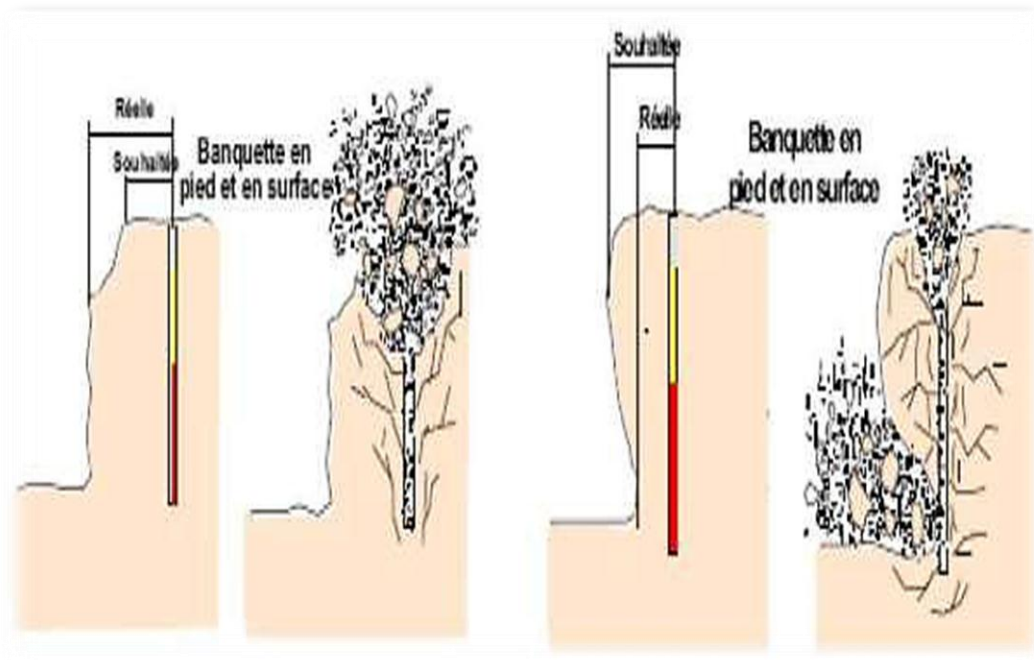


Fig.I.3 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage [5]

I.3.3.1.2 Les déviations de forages

Il est généralement admis que la structure, les hétérogénéités ou les vides d'un massif entraînent des déviations de foration, (Figure I.4)

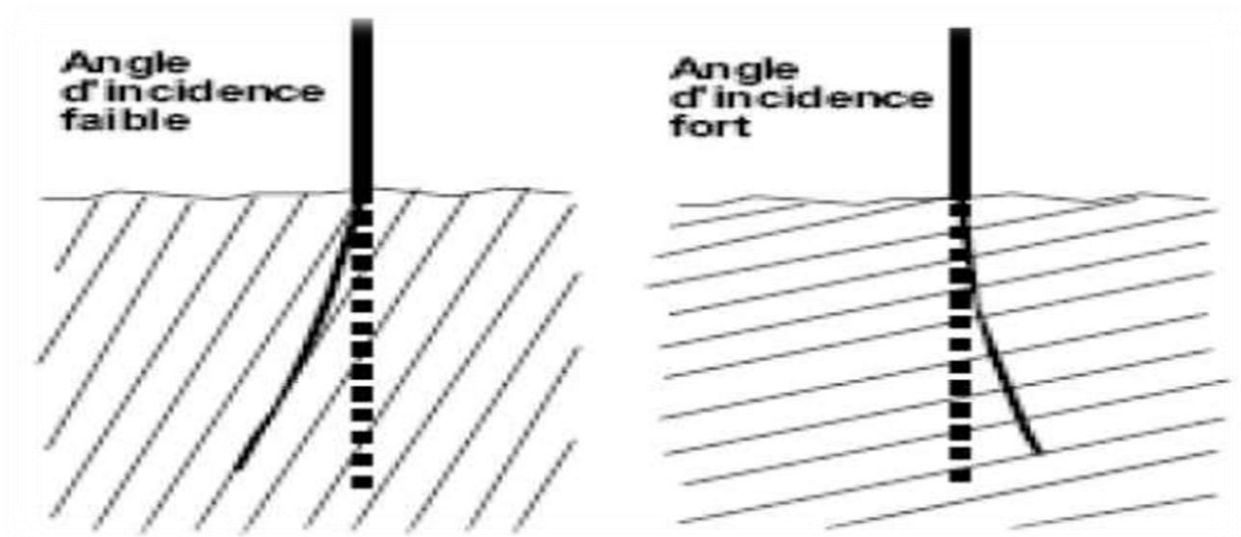


Fig.I.4 : Déviation due aux discontinuités. [6]

Le type de machine utilisée pour la foration et le sens du pendage ont une influence sur les déviations. On constate que suivant l'incidence du taillant par rapport au banc on a un risque de déviation dans le sens du pendage ou perpendiculaires aux bancs. D'une manière générale, on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 % (30 cm pour 10 m). Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations très largement supérieures à ces valeurs, (Figure I.4).

I.3.3.2 Diamètre du trou.

Le choix du diamètre du trou de forage doit être effectué en fonction des objectifs de l'explosion et des conditions d'abattage. Un diamètre plus large entraîne une vitesse de détonation plus élevée dans le cas de l'amorçage latéral, ce qui le rend plus stable. Cela favorise un rendement plus élevé de l'énergie, ce qui contribue à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut également entraîner une répartition moins efficace de la charge en raison de la longueur de bourrage importante. De plus, si le massif est assez fracturé, une maille plus large résultant d'un diamètre plus grand ne parviendra pas à produire la fragmentation souhaitée. [1]. En d'autres termes, certaines données sur le terrain peuvent également influencer le choix du diamètre [7], telles que :

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui est généralement déterminée par le diamètre du trou de mine).
- La structure du massif, qui a un effet fondamental sur la granulométrie, influencera indirectement le choix du diamètre de forage.
- L'engin de chargement, qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnements spécifiques pour fonctionner correctement, aura donc indirectement une incidence sur le choix du diamètre de forage.
- La nature de l'explosif, qui peut avoir, par exemple, une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.

I.3.3.3. L'inclinaison du trou

L'inclinaison du trou est un paramètre crucial pour déterminer le bon foisonnement de la roche. Selon la réglementation, l'angle du trou foré par rapport à la verticale est limité à 10 à 20 degrés. Dans notre cas, nous avons choisi un angle d'inclinaison de 8 degrés.

Les bénéfices résultants sont les suivants :

- Une meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère ;
- Un allongement du trou, permettant ainsi l'utilisation de charges explosives plus efficaces pour le rendement.
- Moins de blocs en tête, réduisant ainsi l'effet arrière sur le bord du gradin.

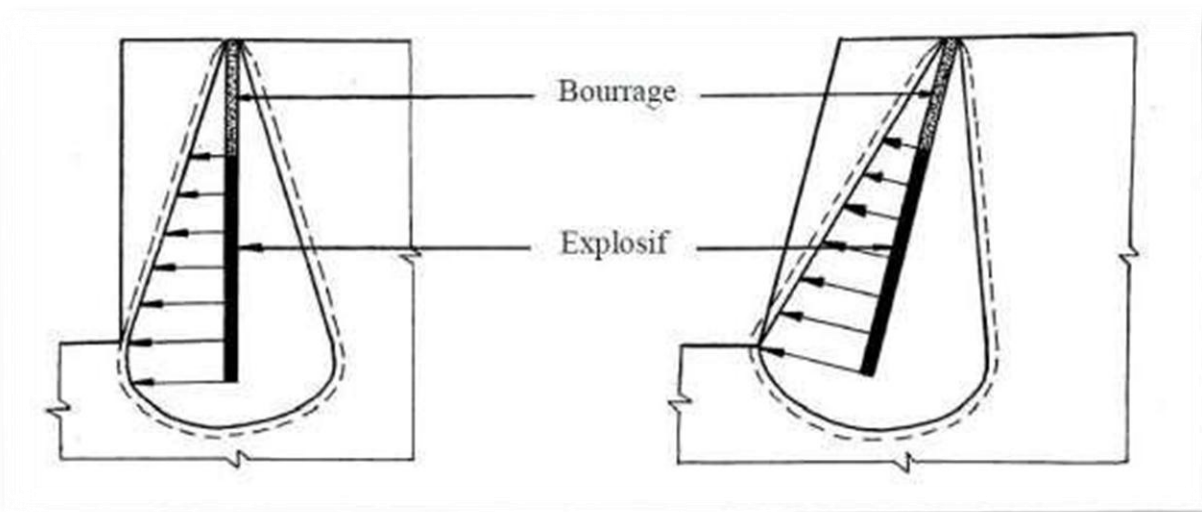


Fig.I.5 : Comparaison schématique de l'action probable des forces minage profond en vertical et avec inclinaison [8].

I.3.3.4 Longueur du trou.

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

I.3.3.5 L'excès de forage (sous forage)

L'excès de forage est nécessaire pour fragmenter la roche au pied du gradin et pour permettre aux engins de chargement de suivre le niveau exigé.

Une fragmentation de qualité médiocre à ce niveau, peut conduire à des opérations très chères. La fragmentation excessive, endommage probablement la partie inférieure, et cela implique une réduction dans la stabilité du talus.

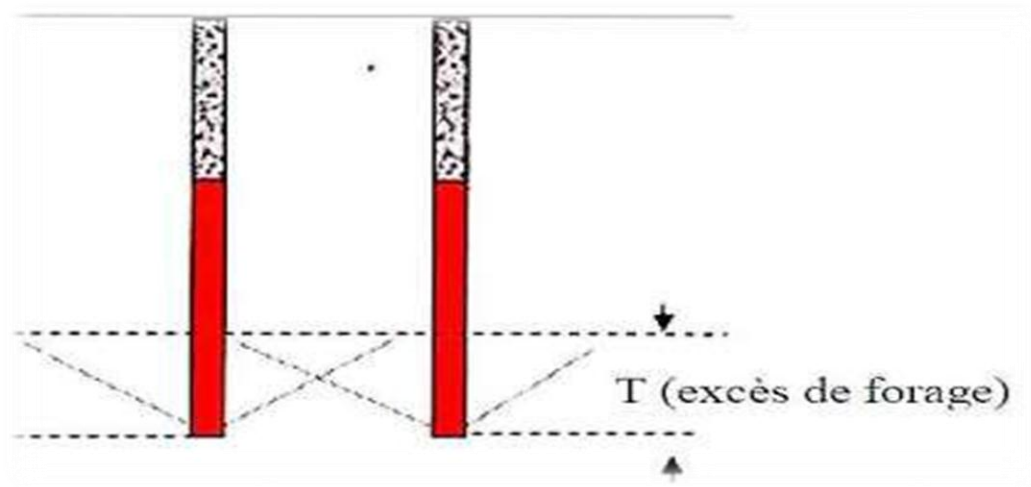


Fig.I.6 : la rupture de la roche au pied du gradin. [4]

L'expérience a démontré qu'un surplus de forage équivalent à 0,2 à 0,3 fois la distance entre les trous est approprié pour garantir un creusement efficace au niveau du pied du gradin. Il est particulièrement important de ne pas dépasser ce surplus de forage dans les premières et dernières lignes, sinon une crête instable peut se former, compromettant la stabilité du nouveau gradin. En réalité, il est justifié de réduire voire d'éliminer complètement le surplus de forage dans ces premières et dernières lignes, notamment si la stabilité du gradin est critique. [4]

I.3.4 Paramètres liés aux bourrages

I.3.4.1 Qualité du matériau de bourrage

En règle générale, les produits de foration ou les déblais sont utilisés comme matériau de bourrage dans les mines et carrières en Algérie. Cependant, les expériences ont démontré qu'il y a toujours des problèmes de projections et de débouillage significatifs lors des tirs dans ces conditions. Les tirs expérimentaux ont révélé que le bourrage avec des gravillons (4/6) permet une utilisation plus efficace de l'énergie explosive.

I.3.4.2 La longueur du bourrage et sa disposition dans les trous

Le but du bourrage est de réduire les projections et d'améliorer l'efficacité des gaz des explosifs. Il doit être suffisant pour éviter le phénomène de "travail en cratère" de la dernière charge. En général, la longueur du bourrage dépend de la taille de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être équivalente à celle de la banquette, tandis que dans les trous courts, elle peut descendre jusqu'à 0,5 fois la taille de la banquette. Dans la plupart des cas des exploitations minières et carrières à ciel ouvert, le bourrage est positionné en fonction des fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres de forage. [4]

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

I.3.5 Paramètres liés au plan

I.3.5.1 La banquette

La banquette représente la distance entre la première rangée de trous et la face libre. Elle joue un rôle déterminant dans la quantité de roche à être abattue par l'énergie explosive contenue dans cette rangée. Il est essentiel que cette énergie soit suffisamment élevée pour générer des contraintes capables de fracturer le volume à abattre, permettant ainsi aux gaz produits de propager ces fractures nouvellement créées et de déplacer les blocs fragmentés vers la fosse. [1]

I.3.5.2 L'espace

L'espace entre les trous est déterminé en fonction de la distance de la banquette. En général, un espace équivalent à 1,5 fois la banquette produit de bons résultats. Une fragmentation efficace peut être obtenue en variant l'espace entre 0,8B et 1,5B (où B représente la banquette), sans nécessité d'augmenter l'énergie spécifique de la charge explosive [1]

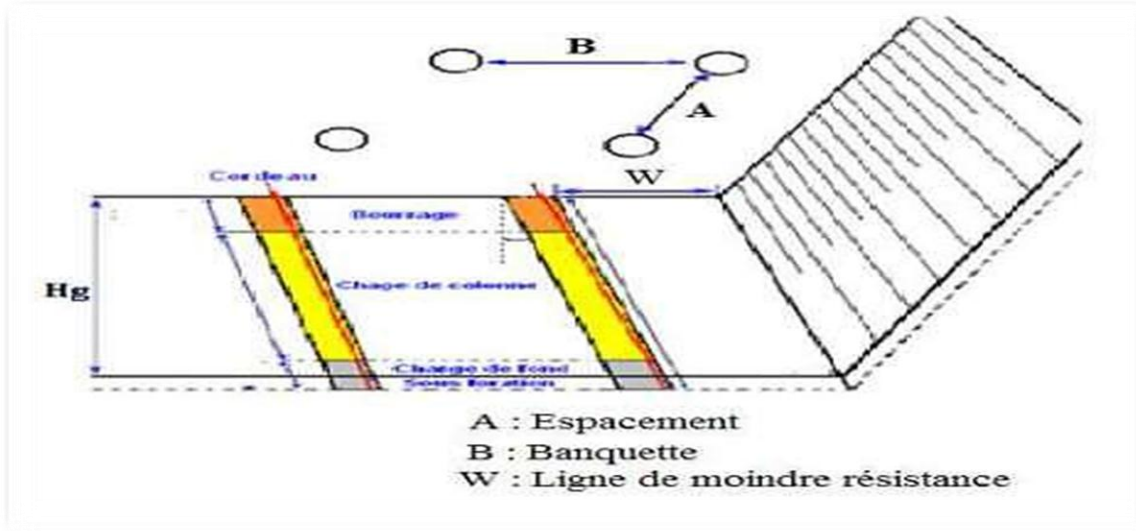


Fig.I.7 : Exemple d'un schéma de la maille

I.3.5.3 Rapport de maille

Le rapport de maille est défini comme étant l'espacement entre les trous divisé par la distance de la banquette.

- Pour obtenir une fragmentation optimale des roches, il est préférable que le rapport de maille soit aussi élevé que possible, généralement compris entre 1,1 et 1,5.
- Pour obtenir un profil frontal régulier ou par commodité, le rapport de maille est souvent proche de 1.
- Dans le but d'augmenter la productivité, il est recommandé de réduire le rapport de maille à une valeur inférieure à 1.

I.3.5.4 Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition de l'énergie entre l'onde transmise et l'onde réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux et de la nature de la discontinuité. Dans le cas de l'interface entre la roche et l'air, la réflexion est pratiquement totale. L'onde de compression se transforme alors en une onde de traction qui provoque la formation de fissures parallèles au plan de l'onde. [5]

I.3.6 Paramètres liés à l'énergie d'explosive (contrôlables)

Ces paramètres déterminent l'intensité et le mode d'utilisation de l'énergie explosive, ainsi que sa distribution dans le temps. En général, le choix de l'explosif dépend de la nature du massif rocheux. Les roches dures et peu fracturées nécessitent des explosifs à haute densité et à vitesse de détonation élevée. Dans ce cas, un explosif à forte brisance est essentiel pour créer de nouvelles surfaces lors de la fragmentation. En revanche, dans les massifs fracturés où les blocs résultant de l'abattage sont principalement délimités par des discontinuités préexistantes (avec peu de formation de nouvelles surfaces), un explosif à faible densité et à vitesse de détonation moins élevée serait plus efficace. Dans de tels cas, notamment lorsque les fractures sont ouvertes, la perméabilité du massif rocheux au gaz doit être prise en compte en tant que paramètre essentiel. [1]

Selon le type d'explosif utilisé, l'énergie disponible peut provenir principalement de l'onde de choc ou du volume de gaz. Cette répartition peut être mesurée expérimentalement en effectuant des tests en piscine. Pour ce faire, une charge explosive connue est détonée et les ondes de choc ainsi que le volume de gaz générés sont enregistrés par des capteurs immergés dans le fluide.

I.3.6.1 La consommation spécifique

La charge spécifique, exprimée en Kg/m^3 ou Kg/tonne , est l'outil principal utilisé pour caractériser un tir. Ce paramètre suppose une répartition uniforme et équilibrée de la charge dans le volume à abattre. L'importance de cet indice peut être illustrée par les travaux de KRITIANSEN, où il présente l'évolution de la fragmentation en fonction de la charge spécifique pour des cubes de béton (voir Figure I.9).

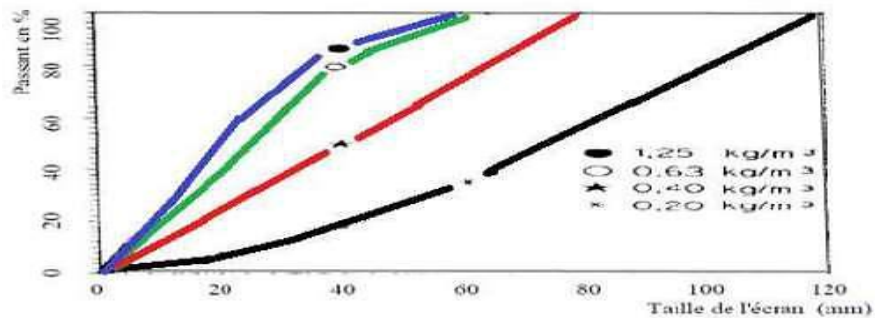


Fig.I.8 : Distribution granulométrique résultant de tir des blocs en béton avec charge spécifique 0,2 à 1,25 kg/m^3 . [4]

I.3.6.2 Initiation des explosifs et types d'amorçage

Une fois le trou foré et chargé, il est nécessaire de connecter le modèle. Cela implique la mise en place d'un cordon le long de la rangée pour former une ligne reliée à chaque charge. Dans le cas de modèles plus importants, des lignes de sécurité sont utilisées pour réduire les risques de défaillance et assurer une détonation complète. Une ligne de sécurité est attachée autour du périmètre du modèle pour fournir un contrôle supplémentaire. La mise à feu, ou ligne de déclenchement, est généralement connectée au milieu de la ligne principale du front. La séquence de tir, après l'amorçage de la première ligne, est contrôlée en utilisant des microretards. La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose de plusieurs éléments :

- Un générateur thermique tel qu'une mèche lente ou une perle d'allumage pour les détonateurs électriques.
- Un explosif primaire.
- Un explosif secondaire.

L'explosif primaire est généralement initié par différents systèmes d'amorçage, tels que des détonateurs électriques et non électriques (mèches et cordons détonants). Ensuite, l'explosif primaire initie la détonation de l'explosif secondaire. On distingue deux types d'amorçage :

- Amorçage ponctuel (par détonateur électrique).
- Amorçage latéral (par cordeau détonant).



Fig.I.9 : Schéma d'une charge d'amorçage

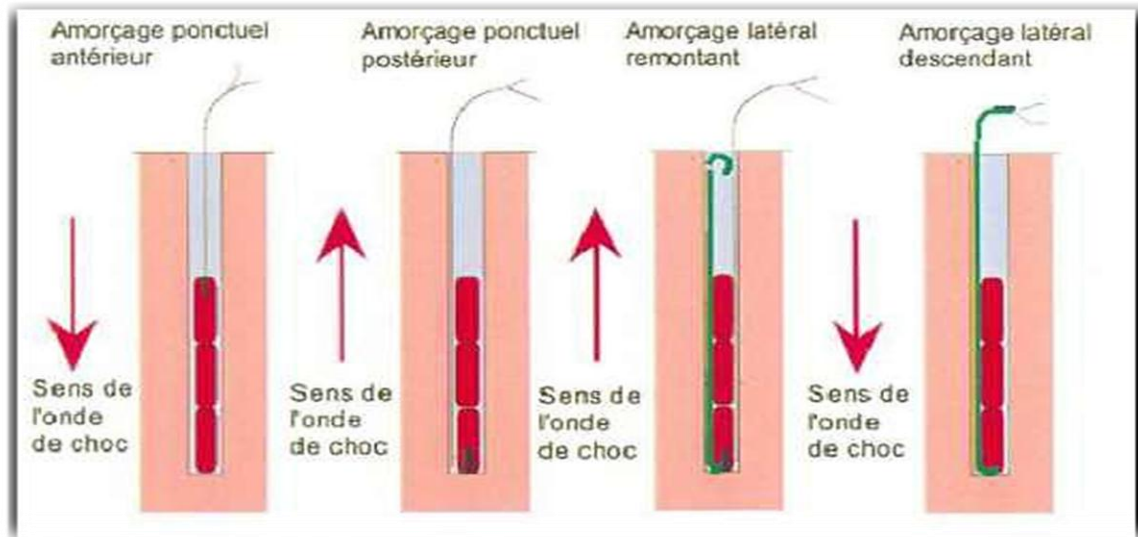


Fig.I.10 : Schéma de types d'amorçages. [4]

I.3.6.3 Retards entre les trous successifs et la mise à feu de rangée

Dans les grandes mines à ciel ouvert où la quantité de roche à abattre par jour se situe entre 100 000 et 300 000 tonnes, l'opération d'arrachement requiert généralement de 20 à 75 tonnes d'explosifs. La détonation simultanée d'une telle quantité d'explosifs s'accompagne inévitablement d'un effet sismique qui peut affecter la stabilité des talus. Afin de réduire l'ampleur et la portée de l'onde de choc, il est nécessaire d'utiliser des détonateurs à microretards. L'utilisation de ces détonateurs permet de contrôler le processus de fragmentation de la roche en créant un temps mort à la mise à feu de chaque charge, ce qui permet à la charge explosive suivante de travailler sur une plus grande surface de dégagement. Un schéma de tir typique avec une ligne de moindre résistance de 25 pieds peut être réalisé de la manière suivante :

- Rangée avant instantanée
- Rangée avec 235 millisecondes de retard
- Rangée avec 370 millisecondes de retard
- Rangée avec 4105 millisecondes de retard

En pratique, la mise à feu rangée par rangée est le schéma le plus satisfaisant. Les schémas de retard peuvent devenir assez complexes, ce qui nécessite une vérification minutieuse. Avec des tirs plus profonds, des obstructions peuvent se produire et des cratères verticaux peuvent se former au-dessus des rangées arrière qui n'ont pas suffisamment d'espace libre pour se déplacer latéralement. [4]

Le nombre de rangées ne devrait pas dépasser 4 à 6. L'importance d'avoir une surface libre adéquate a déjà été soulignée, et il est également important d'élaborer un plan de tir de manière à créer des surfaces libres appropriées pour le tir suivant. Lorsque des surfaces libres ne sont pas disponibles, c'est-à-dire lorsque la surface change de direction, il peut y avoir un risque de tir étouffé. Dans de telles situations, il est nécessaire d'utiliser des schémas de tir avec des microretards. L'application d'un schéma de tir avec microretard est l'une des solutions les plus fiables pour prévenir les dommages causés par des tirs excessifs et l'instabilité des gradins dans les mines à ciel ouvert. [4]

I.3.6.4 Types d'explosifs utilisés dans les carrières

On distingue quatre types d'explosifs

- **Les dynamites** : Les dynamites contiennent de 10 à 90 % de nitroglycéroglycol (NGL) mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.
- **Les explosifs nitrates** : Les explosifs nitrates sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite)
- **Les émulsions** : Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensions actives. [9]
- **Les nitrates fuels (ANFO)** : Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94 % en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6 %.

I.3.6.5 Les explosifs fabriqués en Algérie et les accessoires de tir

L'ONEX (Office national des substances explosives) offre aux carrières une gamme diversifiée d'explosifs et d'accessoires de tir fabriqués en Algérie (voir tableau ci-dessous).

En plus des explosifs, l'ONEX met à la disposition des exploitants miniers des accessoires de tir tels que le cordeau détonant, la mèche lente, le fil électrique et les détonateurs (pyrotechniques et électriques) [9].

Tab.I.1 : Les différents types d'explosifs et leurs caractéristiques [9]

Désignation Commerciale	Résistance à L'eau	Densité	Vitesse de Détonation (m/s)	Puissance CUP	Utilisation
TEMEX I	Très bonne Résistance	1.22	(m/s) 4500-5000	CUP	Travaux à ciel Ouvert
GEONIT	Très bonne	1.5	5800	1.15	Explosif pour roches Dures
GELANITE	Très bonne	1.40	6300	1.33	Abattage en carrière Roches dures.
GELANITE II	Bonne	1.45	6000	1.27	Explosif pour roches Dures à mi-dures, Abattages souterrains
GARRINITE	Médiocre	1.00	4500	1.27	Explosif pour roches Dures à mi-dures
MARMANITE I	Médiocre	0.95	4000	1.28	Explosif pour les roches de dureté moyenne
MARMANITE II	Médiocre	0.98	4100	1.27	Explosif pour les roches de dureté moyenne
MARMANITE	Médiocre	0.5	3800	1.18	Explosif pour les roches tendres
N.18 BIS	Médiocre	0.95	2500	1.16	Explosif pour les roches tendres.
ANFOMIL	Médiocre	0.90	3000	1.15	Explosif pour travail à ciel ouvert

Conclusion

La conception théorique des tirs et le choix de l'explosif dépendent du mécanisme de fragmentation de la roche, mais celui-ci reste partiellement incertain. L'exploitant a un contrôle total sur les paramètres théoriques, mais un contrôle limité sur d'autres aspects. L'exploitant n'a aucun contrôle sur les paramètres mécaniques de la roche après le tir et la densité de fracturation.

Chapitre II :

Description de Site

II.1 Situation géographique

Le Gisement de fer d'Anini situé dans la partie septentrionale de l'Algérie à environ 30 km au Nord- Ouest de la ville de Sétif à 07 km au sud du village d'Ain Roua, à 10 km à l'Est de Bougaa, structuralement la mine d'Anini se trouve dans le flanc sud de Djebel Anini. [10]

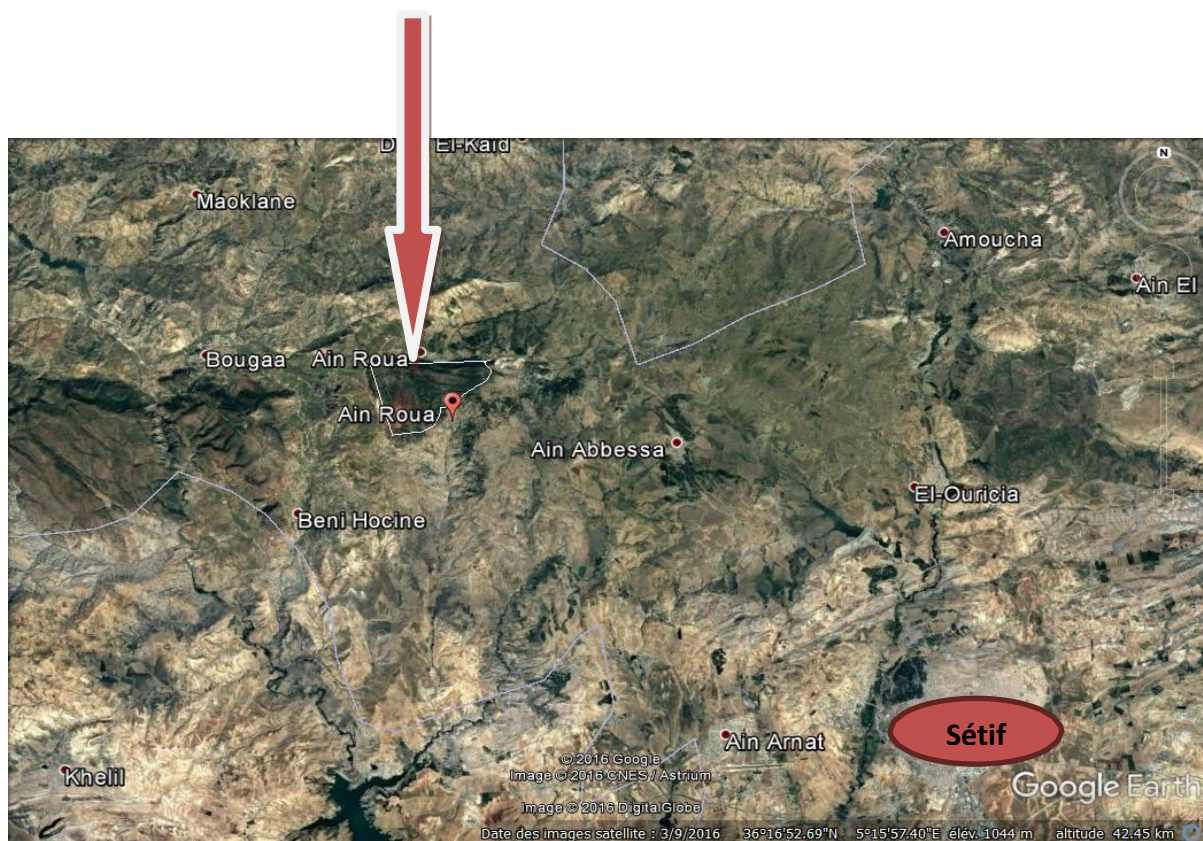


Fig.II.1 : Situation géographique de la mine de Anini (google earth)

II.2 Références du permis minier

- Permis minier N°306PXM acquis en 10/11/2014 (exploitation de minerai de fer et actualisé en 2018 pour l'exploitation de minerai de fer et de calcaire).
- Superficie : 358 ha
- Coordonnées U.T.M du périmètre :

Tab II.1 : Coordonnées U.T.M du périmètre

Points	Coordonnées UTM (X)	Coordonnées UTM (Y)
1	696 500	4 021 000
2	696 500	4 019 400
3	694 500	4 019 400
4	694 500	4 019 000
5	694 400	4 019 000
6	694 400	4 019 100
7	694 300	4 019 100
8	694 300	4 019 300
9	694 200	4 019 300
10	694 200	4 019 500
11	694 100	4 019 500
12	694 100	4 020 100
13	694 200	4 020 100
14	694 200	4 020 200
15	694 500	4 020 200
16	694 500	4 021 000

II.3 Géologie régionale

Le massif du Djebel Anini constitue une partie de la structure des dômes sétifiennes et surgit en fenêtre tectonique sous les nappes telliennes.

Djebel Anini présente une unité des formations sud sétifiennes faisant partie de la chaîne alpine de l'Algérie orientale. [10]

La structure géologique de cette chaîne présente du Nord au Sud :

Le domaine tellien : Il correspond au domaine dans lequel sont incluses les nappes telliennes qui affleurent au Nord (golfe de Bejaia) et couvrent de vastes étendues jusqu'au sud de Sétif.

Parmi les différentes unités composant les nappes telliennes, la nappe bibanique et essentiellement la nappe de Djemila, qui a la faveur de celle-ci que surgissent en fenêtres les massifs du complexe Guergour-Anini.

La nappe de Djemila : Elle est mise en évidence par J.M. Vila en 1975 et reconnu son allochtonie en 1980, On regroupe sous le nom de nappe de Djemila les unités suivantes :

- ✓ L'écaille inter-cutanée de Beni Ourtilane.
- ✓ La série de Bousselam aux environs de Djebel Guergour, Aniniet Hellel. Djebel Babor.
- ✓ Le vaste secteur des dômes sétifiens autour de Djebel Medjounes, des monts de Djemila et d'Ouled Sabor.

La nappe bibanique : elle est intégrée aux nappes telliennes suite à la découverte d'un contact anormal à la base de la série bibanique par (Vila et Leikine, 1977).

L'ensemble allochtone sud sétifien : débute au Nord de Sétif par les massifs de Guergour et Anini qui apparaissent en fenêtres sous les nappes telliennes, et se prolonge au sud de Sétif en formant « les chainons intermédiaires ».

Il est formé par un empilement d'écailles limitées par des accidents cisaillants et développés entre Ain Taghrout à l'Ouest et Ain M'Lila à l'Est. La caractéristique des séries constituant cet ensemble assez homogène de type plateforme subsident. [10]

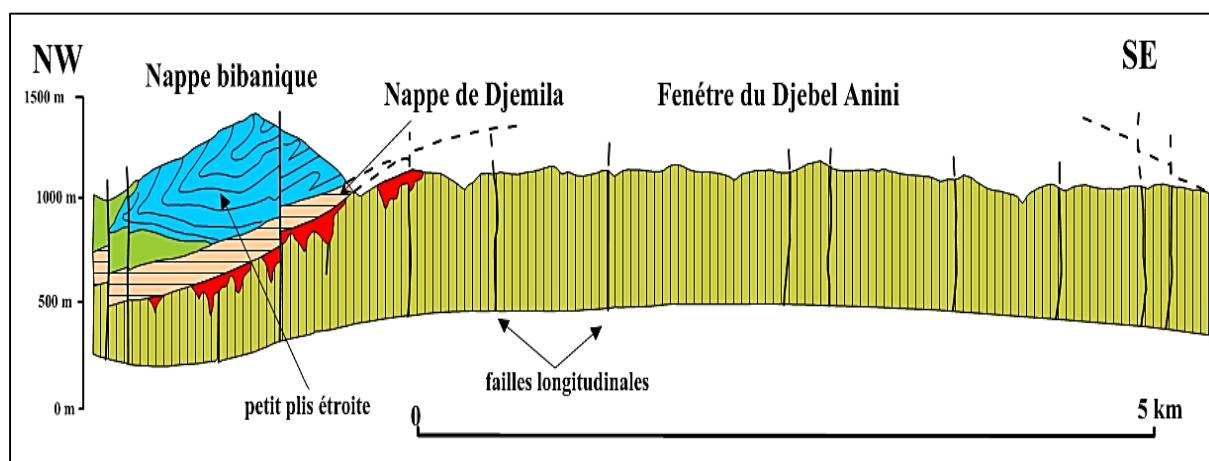


Fig.II.2 : coupe géologique schématique de la fenêtre du Djebel Anini -Ain Roua-Sétif

- Karst anté-nappe** : remplie par le minéral de fer
- Nappe bibanique** : marnes d'âge Cénomano-Turonien, en corniche formée d'alternances des calcaires marneux noirs et de marnes grises d'âge Albien supérieur à Campanien basal
- Nappe de Djemila** : des marnes noires, brunes et grises à bancs et boules jaunes d'âge Eocène moyen et sup. et par des calcaires siliceux fins roses et verts et calcaires gris et marno-calcaires siliceux d'âge Jurassique.
- Cénomane et Turonien** : dolomie et calcaire à Orbitoline
- Crétacé inf** : intercalation marno-calcaire

II.4 Géologie locale du gisement

Les formations géologiques qui constituent le massif djebel Anini affleure sous forme d'une fenêtre tectonique sous les dépôts formant la nappe de Djemila leur structure principale est constituée des formations carbonatées.

La minéralisation au niveau du gisement de fer Anini se présente sous forme des vides karstiques de direction NW, remplies d'hématite et des épanchements d'argile ferrugineuse incluant des blocs et fragments. [10]

II.4.1 Litho stratigraphie

D'après glaçon (1967) les formations de gisement Anini sont datées du Crétacé au quaternaire.

✓ CRETACE

- **Crétacé inf:** il représenté par une série d'alternance de marne. Calcaire et grès.
- **Crétacé sup :** il représente essentiellement par des dolomies a la base surmonté par des calcaire sparitique de caractère récifal à Orbitoline passent à des calcaires massifs micritique au sommet d'âge cénomanien-Turonien (niveau porteur de la Minéralisation), contiens des karsts attribue au pliocène par glaçon (1967) remplie par le minerai de fer, et une alternance de marne et de calcaire marneux en banc métrique a trace d'oxyde de fer et également riche en faune néritique tels que les Oursins (coniacien-santonien ou Sénonien) surmonté par des calcaires rubanes en petits bancs décimétriques d'âge Maestrichtien.

- ✓ **QUATERNAIRE :** ces formations sont représentées par des argiles de recouvrement occupent presque la moitié de la surface du gisement elles sont essentiellement hématitiques (teneurs moyenne en Fe_2O_3 est 40%) et constitue de minerai exploitable.

II.5 Minéralisation

La minéralisation ferrière dans le gisement de Fer Anini est encaissée dans les cavités karstiques creusées dans les calcaires d'âge cénomano-turonien le produit de remplissage est constitué soit des argiles rouges meubles minéralisées à débris d'hématite, soit du l'hématite rocheux dense, ou bien les deux qui sont d'ailleurs les plus représentatifs. [11]

II.5.1. Morphologie des corps de minerai

La forme des corps de minerai épouse la forme des cavités karstiques de dimensions variables, ils sont représentés par des filons (**Fig.II.3**), cônes et amas (**Fig.II.4**) leur direction

est NW-SE, et leur pendage est vertical, la puissance varie de 01 à 05m, leur longueur s'étend vers quelques dizaines de mètre, par contre leur profondeur maximale ne dépasse pas 15m.

II.5.2. Nature de minerais

L'ensemble du minerai du gisement de Fer Anini peut être divisé en deux types :

- ✓ **Minerais tendres (mixtes) :** constitué d'un ensemble d'argile rouge à débris hétérogènes d'hématite, la teneur en fer dans ce type de minerai est en fonction du taux de débris d'hématite, parfois il renferme de gros blocs d'hématite.
- ✓ **Minerais rocheux :** constitué d'hématite poreuse à structure en stalactite, stalagmite, concrétionnée, rubanée formant des affleurements bien apparents en relief, on note la présence de la goethite mamelonnée et concrétionnée.



Fig.II.3 : Minerais tendres



Fig.II.4 : minerais rocheux

II.6 Calcule des réserves géologiques

Le calcul des réserves géologiques de gisement Anini, effectué par FERPHOS en 1992-1993 pour la zone centrale et par ORGM en 2009 - 2012 pour la partie Nord-est, qui a abouti au résultat suivant :

Tab II.2 : Reserve géologique

	Réserves Géologiques Initial (T) (1)	Reserve Géo actualisée MAI 2022 (2)	Teneur Moyenne En Fe	Réserves exploitables Actualisé (T) (3)	Réserves extraites (T) (4)	Réserves exploitables restes(T) (5)
Partie centrale	3 895 429	502 976	51,69 %	2 218 400	1 795 364	423 036
Partie nord-est	2 484 051	330 170	29.96 %	1 329 368	987 960	341 408
Total	6 379 480	833 146	/	3 547 768	2 783 324	764 444

Remarque :

La méthode d'actualisation des réserves :

- (1) : réserves géologiques initiales (FERPHOS, ORGM)
- (2) : réserves géologiques actualisé par les géologues de SOMIFER en MAI 2022.
- (3) : réserves exploitables actualisé= réserves exploitables
(Année n- 1) +(2)
- (4) : réserves exploitables restants = (3)-(4).

II.7 Méthode d'exploitation

L'exploitation dans les conditions du gisement d'Anini se fait de haut vers le bas, tandisque, les travaux d'extraction sont caractérisés par un avancement des fronts du travail dans un sens unique, avec un bord exploitable et d'une manière sélective suivant la teneur du minerai.

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction du minerai dans un ordre bien déterminé.

Le choix de la méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants :

- Caractéristiques géologiques du gisement.
- Production planifiée de la Mine.

- Nombre et puissance des engins qui prennent part à la chaîne technologique d'exploitation.
- Mode d'ouverture du gisement.
- L'allure des gisements et les propriétés physico-mécaniques du minerai et des roches de découvertures (stériles).
- Le relief, la puissance et l'angle de pendage des corps minéralisés. Etant donné que le gisement d'Anini est un affleurement superficiel à relief montagneux, l'ouverture de gisement plaide en faveur d'une exploitation à ciel ouvert du haut vers le bas et la méthode adaptée est sélective avec transport

II.8 les caractéristiques géométriques des ouvrages miniers

Compte tenu des caractéristiques géologiques et géométriques de minerai :

- Hauteur moyenne des fronts d'extraction $H_g \leq 07$ m
- Largeur des plateformes de travail, Lpt de 6 à 12 m.
- Largeur de la berme de sécurité = 3 m
- Largeur de la piste de roulage est de 8-10 m
- La pente de la piste de roulage < 12 %
- Angle de talus du gradin dans le calcaire 75°- 80° et 60 ° dans le minerai.

II.9 Capacité et régime de travail de la mine

La capacité de production est basée sur les prévisions de 480 000 t de la masse rocheuse : 220000 t de minerai / 260 000 t de stérile avec un régime de travail comme suit :

- Nombre de jours ouvrables par an : 252 j/an
- Nombre de postes ouvrables par an : 252 P/an
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 05 J
- Nombre de postes par jour : 01 p
- Durée d'un poste : 7,5 H
- Coefficient d'utilisation du temps : 0,8

La capacité de production de la mine est représentée dans le tableau suivant :

Tab II.3 : Production du la mine Anini.

Production	Postière	Mensuelle	Annuelle
Minerai (tonnes)	873	18 333	220 000
Stérile (tonnes)	1032	21 666	260 000
Masse rocheuse (T)	1905	39 999	480 000

II.10 Ordre d'exploitation

Pour réaliser les objectifs de l'exercice 2023, arrêtés à 220 000T de minerai, il est nécessaire de concentrer les travaux d'exploitation au niveau de la zone centrale (bloc Est et Centre) pour extraire 40 000 T qui représente 18% de la production annuelle et la partie Nord-est (Bloc F' et zone IV) du gisement pour extraire 82 % de la production planifiée soit 180 000 Tonnes en dégageant 260 000 T de stériles. L'accès aux différents niveaux est assuré par les pistes et accès existants.

- **Bloc Est et centre de la zone centrale :** la concentration des travaux sera effectué pendant la période hivernale. Le développement des travaux d'exploitation sera effectué du S E vers le NW, pour les coupes (IX, VIII, IV) on développe entre les niveaux 1432/1426, 1426/1420, 1417/1411, 1411/1405. Pour la coupe (BB) entre les niveaux 1418/1412, 1412/1406 1406/1400.
- **Bloc F' :** on a sélectionné les filons : 01, 02 et 03. On développe entre les niveaux 1408/1402 ; 1402/1396 ; 1396/1390 pour les filons 01 et 02 entre les coupes (01 et 02). Pour le filon 03 on développe entre les niveaux 1430/1424 ; 1424/1418 dans les coupes (03, 04, 05)
- **Zone IV :** le contour projeté pour cette zone sera entre les coupes 14, 15, 16 et 24 entre les niveaux (1423/1417) (1421/1414), (1407/1398), (1398/1392) (1386/1380) l'exploitation s'effectue du haut vers le bas le principe consiste au développement de ces niveaux avec un sens d'avancement vers NW. L'avancement dans les différents niveaux se fera avec des gradins de 6 m avec dégagement des stériles et l'élargissement des plates formes de travail. L'accès aux différents niveaux est assuré avec des pistes existantes [10].



Fig.II.5 : Sens de l'exploitation (zone IV)

II.11 Organisation des opérations d'extraction

II.11.1 Travaux d'abattage :

Tenant compte des caractéristiques physico-mécaniques de la roche à extraire, l'abattage se fera par la Méthode de forage et tir à l'explosif pour les stériles et par émottage mécanique dans le minerai. [11]



Fig.II.6 : abattage mécanique avec brise roche.

Remarque : dans les conditions du terrain de la mine, l'utilisation d'une pelle brise roche est indispensable pour diminuer le taux de salissage et faciliter l'accès aux zones étroites sans l'utilisation d'explosifs.

II.11.2 Travaux de forage :

Les travaux de forage sont effectués à l'aide d'un chariot de foration atlas copco T 25 dont le diamètre de trou est de 89 mm.

- **Calcul du rendement de chariot de foration :**

Il est donné par la formule suivante :

$$\mathbf{Rch} = V_f \times T_p \times K_u \text{ (m/p).}$$

- **V f** : Vitesse pratique de forage d'un mètre de trou par heure ($V_f = \text{m/h}$).
- **Tp**: durée d'un poste de travail ($T_p = 7.5 \text{ h}$).
- **Ku** : Coefficient d'utilisation du temps (**Ku** = 0,8)

$$\mathbf{Rch} = 20.6 \times 7.5 \times 0.7 = 108.2 \text{ (m/p)}$$



Fig.II.7 : Travaux de forage

II.11.3 Travaux de tir

Tab II.4 : Paramètres du Tir.

PARAMETRES	UNITES	Stérile
Hauteur du gradin	M	7
Diamètre de forage D	Mm	89
Inclinaison du trou	°	80°
Ligne de moindre résistance W	M	3
Distance entre les trous a	M	3
Langueur du sous forage Ls	M	0,5
Longueur du trou incliné Ltr	M	7,5
Volume abattu par trou Vab	M ³	63
Volume abattu par 1m de trou Vab	M ³	9.54
Production planifiée/an	T	260 000
Longueur de bourrage	M	3
Quantité de charge par trou	Kg	29
Quantité d'explosif par an	Kg/an	29 729
Consommation spécifique d'explosif Csp	Kg/M ³	0,46
Nombre de tire par mois	Tir/mois	2
La charge est constituée de :		
- Anfomil	%	50
- Marmanite		50
Mise à feu	Electrique à micro retard	

NB : la quantité d'explosif autorisée est de 3000kg /Tir.

La fréquence de tir : 2 tirs par mois

II.11.4. Travaux de chargement :

La production de la carrière est conditionnée par les engins de chargement. Le choix de ces engins dépend essentiellement de la production planifiée. Il joue un rôle majeur dans la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert [10].

Le choix des moyens de chargement dépend des facteurs suivants :

- Nature de matériaux
- Productivité planifiée
- Mode d'exploitation
- Hauteur du gradin

Le rendement technique de la chargeuse est calculé par la relation ci-dessous :

$$Rch = \frac{C \times Krx \times Tp \times Ku \times 3600 \times \gamma}{Kf \times Tc}$$

Dont

C : capacité du godet (m³)

Kr : coefficient de remplissage du godet

Tc : temps de cycle de chargeuse

Kf : coefficient de foisonnement

Tp : durée d'un poste

Ku : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste Ku= 0,8.

γ : densité des matériaux (t/m³).

Dans les conditions de la mine d'Anini, les moyens adéquats pour le chargement de la masse abattue (minéral et stérile) sont des pelles sur chenilles et des chargeuses.



Fig.II.8 : Opération de chargement et transport

II.11.5 Travaux de transport :

Le transport de la matière dans la mine est l'un des principaux processus lors de l'exploitation des mines à ciel ouverts, il influe sur le prix de revient des minéraux utiles.

Le transport de la masse abattue à Anini s'effectue par des camions de 18 tonnes, du front de taille de chaque niveau jusqu'à l'aire stockage pour le minerai et vers les décharges pour le stérile. Les distances de transport varient selon chaque chantier mais la moyenne est de l'ordre de [11] :

- Pour le minerai vers l'aire de stockage : 3000 m
- Pour le stérile vers la décharge : 500 m

Détermination du temps de cycle des camions (pour le minerai de fer)

Le temps de cycle des camions à la carrière est déterminé de la manière suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{par} + T_{déch} + T_{ret} + T_{man} + T_{att} \text{ (min)}$$

Où :

T_{ch} : temps de chargement,

T_{par} : temps de parcours,

T_{déch} : temps de déchargement,

T_{ret} : temps de retour,

T_{ma} : temps de manœuvre.

T_{att} : temps d'attente

Détermination du temps de cycle des camions (pour le stérile)

Le rendement du camion

Le rendement du camion est calculé par la relation suivante :

$$R_{cam} = N \times K_r \times K_f \times N_c \text{ (t/h)}$$

Pour le minerai de fer

$$R_{cam} = 16.9 \text{ (t/h)}$$

Le rendement journalier est calculé par la relation suivante :

$$\begin{aligned} R_{cam} &= R_{horaire} \times T_p \\ &= 16.9 \times 7.5 = 126.78 \text{ (t/j)} \end{aligned}$$

Pour le stérile

$$R_{cam} = N \times K_r \times K_f \times N_c = 26.58 \text{ (t/h)}$$

Le rendement journalier de camion est :

$$R_{cam} = 199.38 \text{ (t/j)}$$

Nombre de camions nécessaires pour assurer la production

Pour le minerai de fer

Le nombre de camion nécessaire pour le transport du minerai de fer est donné par la formule suivante :

$$\begin{aligned} N_{ca} &= \frac{P_{annuelle}}{R_{annuelle}} \\ N_{ca} &= \frac{220\,000}{31\,949} \\ N_{cam} &= 6.89 \approx 07 \text{ camions} \end{aligned}$$

Pour le stérile

$$N_{cam} = 5.17 \approx 06 \text{ camions}$$

$$\text{Donc} \quad N_{cam} = 13 \text{ camions}$$

Nombre des camions totaux :

$$N_{cam} = \frac{N_{ca}}{K_{es}}$$

Ou : K_{res} = coefficient de réserve ($K_{res} = 0.8-0.9$)

$$\text{Donc} \quad N_{cam} = 14.4 \text{ camions}$$

Le calcul du rendement de transport est représenté dans le tableau suivant :

Tab II.5 : Paramètres de Transport du Minerai et du Stérile [10]

Désignation	Minerai	Stérile
Production annuelle prévue (tonnes)	220 000	260 000
Capacité de la benne (tonne)	18,00	18,00
Coéf du remplissage de la benne Kl	0,90	0,80
Durée d'un poste (heures)	7,50	7,50
Distance moyenne du transport D (Km)	3,00	1,00
Vitesse moyenne (Km/h)	10,00	7,00
Coef d'utilisation du temps	0,80	0,80
Nombre de poste par jour	1,00	1,00
Nombre de poste par an	252,00	252,00
Densité t/m ³	3,50	2,50
Coef de foisonement du matériau	1,53	1,50
Temps de cycle du camion (min)	46,00	26,00
Nombre de cycle par heure	1,30	2,31
Nombre de cycle par poste	7,83	13,85
Rendement du camion (t/h)	16,90	26,58
Rendement du camion (t/p)	126,78	199,38
Rendement du camion (t/m)	2 789,22	4 386,46
Rendement du camion (t/an)	31 949,22	50 244,92
Nombre de camion nécessaire	6,89	5,17
Nombre des camions	7,00	6,00
Total	13,00	

II.11.6 Concassage

Le concassage est l'opération de réduction des dimensions a des morceaux de roche par leur fragmentation sous l'action des forces extérieures venant à vaincre les forces internes de cohésion liant les particules du solide.

Le minerai transporté des chantiers d'abattage est stocké dans les aires de stockage avant d'être concassé par un concasseur à mâchoires primaire, de marque BERGEAUD qui peut assurer sans difficulté la production prévue avec une granulométrie qui ne dépasse pas 250 mm. [10]

L'inconvénient est le colmatage du minerai humide, ce qui réduit ça productivité.

L'alimentation de concasseur s'effectue à l'aide d'une chargeuse pneumatique dont le rendement est calculé comme suit :

$$Rch = \frac{C \times Krx \times Tp \times Ku \times 3600 \times \gamma}{Kf \times Tc}$$

$$\text{Donc : } Rch = 660 \text{ t/h}$$

$$R_{an} = 660 \times 252 = 166\,320 \text{ T/an}$$

II.11.7 Homogénéisation

L'homogénéisation du minerai se réalise tout d'abord au front lors de l'extraction en récupérant le minerai de plusieurs chantiers et niveaux.

- ✓ Extraction et chargement sélectif du minerai de différentes qualités de divers chantiers ensuivent l'homogénéisation du produit au niveau des stocks sur chantier pour atteindre un produit commercial conformément aux contrats signés avec des différents clients de la mine (teneur en Fe_2O_3 , granulométrie, taux d'humidité ...)

II.11.8 Stockage de produit

A la fin de mois de décembre de l'année 2022 le stock de minerai de fer est du 86000 tonnes (tout venant).



Fig.II.9 : Stock tout – venant

Chapitre III :

Conception d'un plan de tir

III.1 La méthode de LANGEFORS

Le principe retenu par **LANGEFORS** est que tous les explosifs constituant la charge Linéaire participent d'autant moins au dégagement du pied qu'il en est plus éloigné. L'énergie totale de la charge explosive est donc utilisée principalement pour dégager la zone la plus Bloquée, en l'occurrence le pied de la mine. Si le pied du tir est bloqué de façon importante par le tas, la part de l'énergie augmente notablement. La problématique se résume à déterminer la largeur de banquette maximale permettant un dégagement du pied et de la colonne correcte. Les dimensions géométriques réelles du tir en pied sont donc primordiales pour la qualité du résultat.

Pratiquement, certaines conditions techniques sont imposées :

- La hauteur du front de tir.
- Le diamètre de forage, qui dépend du matériel de forage utilisé, de la hauteur à forer et de la nature de la roche.
- La nature du massif.
- La nature de l'explosif et donc sa densité et son énergie.

III.2 Conception d'un plan de tir par la méthode de Langefors

III.2.1 Banquette maximale (B max)

La méthode de Langefors, développée par les chercheurs suédois Langefors et Kihlström, propose une règle empirique permettant d'estimer la banquette maximale autorisée en se basant sur divers paramètres liés à la roche (tels que sa résistance), aux caractéristiques souhaitées de la fragmentation (comme le rapport d'espacement sur banquette, le diamètre de forage et l'inclinaison) et au type d'explosif utilisé. Cette méthode, connue sous le nom de méthode de Langefors, établit une relation linéaire entre la banquette maximale autorisée et le diamètre de forage (Langefors, Kihlström, 1963). La formule suivante peut être utilisée pour calculer cette banquette maximale [12] :

$$B_{\max} = \frac{Dt}{33} \sqrt{\frac{Pc \times Pe}{\bar{c} \times Fc \times E/B}}$$

Où :

Dt : Diamètre du trou [m].

ρc : Densité de chargement [kg/m^3].

Pc : Puissance de la charge de fond de l'explosif.

Fc : Facteur de contrainte.

$\bar{c}$: Facteur de correction de la résistance au tirage de la roche (constante de la roche).

E/B : rapport de maille (=1,25).

La formule simplifiée de Langefors :

Pour les dynamites : $B_{\max} = 1.47 \times \sqrt{Clp} \times R1 \times R2$, [m]

Pour les émulsions : $B_{\max} = 1.45 \times \sqrt{Clp} \times R1 \times R2$, [m]

Pour L'ANFO : $B_{\max} = 1.36 \times \sqrt{Clp} \times R1 \times R2$, [m]

Clp: Charge linéaire du pied [Kg/m].

$Clp = \frac{\pi}{4} \times Dt^2 \times \Delta$; [kg/m].

Δ : Densité d'explosif de pied [Kg/m³].

R1 : Facteur de contrainte : dépend de l'inclinaison des trous par rapport à l'horizontale ;

R2 : Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche.

Tab.III.1 : Facteur de contrainte R1 [12]

L'angle β	90	84	79	72	64	45
R1	0.95	0.96	0.98	1	1.03	1.1

Tab.III.2 : Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche R2 [12]

Ct	0.3	0.4	0.5
R2	1.15	1	0.9

III.2.2 La banquette pratique (B)

Elle est calculée par la formule suivante [13]

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

Tel que :

F : La déviation du forage : c'est les erreurs qui ont été faites par la foreuse pendant la foration. Elle est déterminée par la formule suivante.

$$F = D_t + 0.03 \times L_{tr}$$

Avec :

- D_t : diamètre du trou en [m] ;
- L_{tr} : longueur du trou en [m].

III.2.3 L'espace (E) :

D'après Langefors, la distance entre deux trous est calculée comme suit [13] :

$$E = 1,25 \times B; \text{ [m]}$$

III.2.4 Longueur de sous foration (L_s)

La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante [13] :

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

III.2.5 Longueur du trou (L_{tr})

Pour les trous inclinés [13] :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\cos \beta} \left(1 - \frac{\beta}{100} \right) \times L_s; \text{ [m]}$$

Pour les trous verticaux :

$$L_{tr} = H_g + L_s$$

Où :

- H_g : la hauteur du gradin.

III.2.6 La répartition de la charge dans un trou de mine [13] :

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

- ❖ La charge de pied ;
- ❖ La charge de colonne.

La longueur de la charge du pied :

$$L_{cp} = 1,3 \times B_{\max}; \text{ [m]}$$

La longueur de bourrage :

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

La longueur de la charge de colonne :

$$L_{cc} = L_{tr} - L_{cp} - L_b; \text{ [m]}$$

III.2.7 Charge linéaire du pied

Elle est donnée par la relation empirique [14] :

C_{lp} : Charge linéaire du pied [Kg/m].

$$C_{lp} = \frac{\pi}{4} \times D_t^2 \times \Delta ; [\text{kg/m}]$$

Δ : Densité d'explosif de pied [Kg/m³] ;

D_t : Diamètre du trou [m] ;

III.2.8 Quantité d'explosif au pied du gradin

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne [13].

$$Q_p = L_{cp} \times C_{lp}; [\text{Kg}]$$

III.2.9 Charge linéaire de colonne

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon Langefors, environ deux fois plus faible que celle de la charge de pied [13].

$$C_{Lc} = 40 \text{ à } 60\% \times C_{lp}; [\text{kg/m}]$$

III.2.10 Quantité d'explosif en colonne

Cette quantité d'explosif peut être calculée par la formule suivante [13] :

$$Q_c = L_{cc} \times C_{Lc}; [\text{Kg}]$$

III.2.11 Quantité de charge d'explosif dans un trou

La charge totale par trou est la somme de la charge de pied et la charge de colonne. Elle est égale à [15] :

$$Q_{tot} = Q_c + Q_p ; [\text{kg/trou}]$$

III.2.12 Volume de la roche abattu par un trou (V_{tr})

Il est calculé par la formule suivante [13] :

$$V_{tr} = H_g \times B \times E ; [\text{m}^3/\text{trou}]$$

III.2.13 Consommation spécifique d'explosif [13] :

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche :

$$q_{ex} = Q_{tot} / V_{tr} ; [Kg/m^3]$$

Tel que :

- V_{tr} : Volume de la roche abattu par un trou ;
- Q_{tot} : la quantité totale d'explosif dans un trou (kg).

III.3 Calcul du plan de tir

➤ Banquette maximale

Elle est calculée par la formule :

$$B_{max} = 1.36 \times \sqrt{Cl_p} \times R_1 \times R_2, [m]$$

- Charge linéaire du pied :

$$Cl_p = \frac{\pi}{4} \times (0.089)^2 \times 980 = \mathbf{6.09 \text{ kg/m.}}$$

- Au niveau de gisement Anini les trous sont verticaux alors : **$R_1 = 0.98$**
- La résistance au tirage (C_t) : Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :

➤ 0,3 pour des roches élastiques.

➤ 0,4 pour des roches moyennes.

➤ 0,5 pour des roches plastiques.

Comme le terrain d'Anini est de comportement moyen, Alors : **$R_2 = 1$**

$$\text{AN : } B_{max} = 1.36 \times \sqrt{6.09} \times 0.98 \times 1 = \mathbf{3.28 \text{ m.}}$$

➤ La longueur de sous foration (L_s) :

Elle est calculée par la formule :

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

$$\text{AN: } L_s = 0.3 \times 3.28 = \mathbf{0.984 \text{ m.}}$$

➤ Longueur du trou (L_{tr}) :

Pour les trous inclinés on utilise la formule :

$$L_{tr} = Hg + L_s; [m]$$

$$L_{tr} = 7 + 0.984$$

AN: $L_{tr} = 7.984 \text{ m.}$

➤ **La banquette pratique (B) :**

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

$$AN : F = D_t + 0.03 \times L_{tr} = 0.089 + 0.03 \times 7.984 = 0.329$$

$$B = 3.28 - 0.329 = 2.95 \text{ m.}$$

➤ **L'espace (E) :**

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

$$AN : E = 1.25 \times 2.95 = 3.69 \text{ m.}$$

La répartition de la charge dans un trou de mine

- La longueur de la charge du pied :

$$L_{cp} = 1.3 \times B_{max} \text{ ; [m]}$$

$$AN: L_{cp} = 1.3 \times 3.28 = 4.26 \text{ m.}$$

- La longueur de bourrage :

$$L_b = B \text{ ; [m]} \quad L_b = 2.95 \text{ m.}$$

- La longueur de la charge de colonne :

$$L_{cc} = L_{tr} - L_{cp} - L_b \text{ ; [m]}$$

$$AN : L_{CC} = 7.984 - 4.26 - 2.95 = 0.774 \text{ m.}$$

➤ **Charge linéaire du pied (Marmanit III) :**

$$Cl_p = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta \text{ ; [kg/m]}$$

$$AN : Cl_p = \frac{\pi}{4} \times (0.089)^2 \times 980 = 6.1 \text{ kg/m.}$$

➤ **Quantité d'explosif au pied du gradin :**

$$Q_p = L_{cp} \times Cl_p \text{ ; [Kg]}$$

$$AN : Q_p = 4.26 \times 6.1 = 25.99 \text{ kg.}$$

➤ **Charge linéaire de colonne (ANFOMIL) :**

$$C_{LC} = 40 \text{ à } 60\% \times CL_p \text{ ; [kg/m]}$$

$$AN : C_{LC} = 0.5 \times 6.1 = 3.05 \text{ kg/m.}$$

➤ **Quantité d'explosif en colonne :**

$$Q_c = L_{CC} \times C_{LC} \text{ ; [Kg]}$$

$$AN: Q_c = 0.774 \times 3.25 = 2.52 \text{ kg.}$$

- **Quantité de charge d'explosif dans un trou**

$$Q_{tot} = Q_c + Q_p \text{ ; [kg/trou]}$$

$$AN: Q_{tot} = 2.52 + 25.99 = 28.51 \text{ kg/ trou.}$$

• **Volume de la roche abattu par un trou :**

$$V_{tr} = H_g \times B \times E ; [m^3 / \text{trou}]$$

$$V_{tr} = 7 \times 2.95 \times 3.69 = \mathbf{76.2 \text{ m}^3 / \text{trou}}.$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q = V_{tr} \times \gamma ; [\text{tonnes} / \text{trou}]$$

- γ : densité moyenne (m^3 / tonnes)

$$Q = 76.2 \times 2.5 = \mathbf{190.5 \text{ tonnes} / \text{trou}}.$$

➤ **Consommation spécifique d'explosif :**

$$q_{ex} = Q_{tot} / V_{tr} ; [Kg / m^3]$$

$$q_{ex} = 28.51 / 76.2 = \mathbf{0.37 \text{ kg} / m^3}.$$

➤ **Nombre de trous nécessaire :**

Le nombre de trous par mois

On peut déterminer le nombre de trous par la formule suivante :

$$N_{tr / \text{mois}} = \frac{P_m}{Q_{tr}} ; [\text{trous}]$$

Où :

- V_{tr} : volume de la roche abattu par trou ;
- P_m : la production mensuelle.

$$AN : \quad N_{tr} = \frac{39999}{190.5} = \mathbf{210 \text{ trous}}.$$

Le nombre de trous par semaine :

$$N_{tr / \text{semaine}} = N_{tr / \text{mois}} \div \text{nombre de semaines par mois}$$

$$N_{tr / \text{semaine}} = 210 \div 4 = \mathbf{53 \text{ trous}}.$$

Le nombre de trous par tir :

$$N_{tr / \text{tir}} = N_{tr / \text{semaine}} \div \text{nombre de tirs par semaine}$$

$$N_{tr / \text{tir}} = 53 \div 0.5 = \mathbf{106 \text{ trous}}.$$

Tab.III.3 : Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors.

Paramètres	Unité	Plan de tir Utilisé dans la carrière D=89 mm	Calcul de plan de tir par les formules de Langefors D= 89 mm
Banquette maximale	M	3	3.28
Banquette pratique	M	3	2.95
Longueur de sous foration	M	0.5	0.984
Longueur du trou	M	7.5	7.984
Espacement	M	3	3.69
Longueur de bourrage	M	3	2.95
Quantité d'explosif au pied (MARMANIT III) par trou	Kg	21.5	25.99
Quantité d'explosif en colonne (ANFOMIL) par trou	Kg	7.5	2.52
Quantité de charge d'explosif dans un trou	Kg	29	28.51
Volume de la roche abattu par un trou	m ³	63	76.2
Consommation spécifique d'explosif	kg/m ³	0.46	0.38
Nombre de trou par tir	Trous	115	106
Tonnage par tir	T	18112.5	19500
Longueur totale foré	M	862.5	846.3

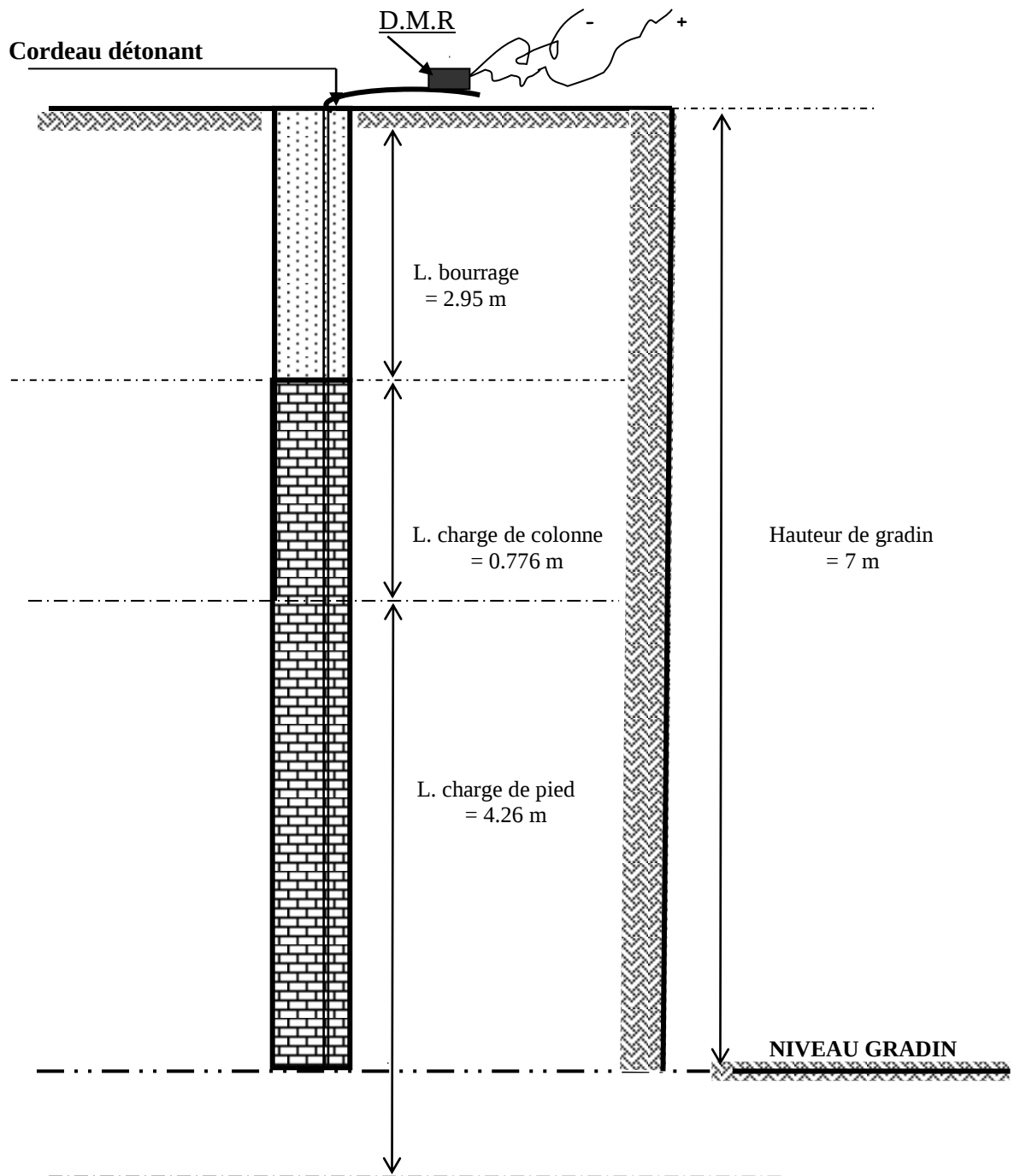


Fig. III.1 : Coupe verticale de profondeur du trou de diamètre 89mm.

Interprétation des résultats :

Une nette disparité est constatée entre les paramètres utilisés dans la mine Anini et ceux calculés selon la théorie de Langefors, en se basant sur les mêmes dimensions de hauteur et de diamètre.

En analysant le tableau ci-dessus, on peut remarquer que la méthode de Langefors permet d'abattre un volume supérieur à celui actuellement exploité par la mine Anini. De plus, la consommation spécifique obtenue est quasiment identique à celle de la carrière, ce qui

suggère que le coût de l'opération d'abattage serait minime. En résumé, la méthode de Langefors présente l'avantage d'être plus efficace et économique en termes d'abattage.

III.4 Prédiction et évaluation des résultats d'abattage des roches par le modèle de KUZ –RAM

Les modèles d'étude de la fragmentation du tir utilisent généralement la dimension moyenne des fragments X50, qui correspond à la taille à laquelle 50 % des fragments passent à travers un crible d'ouverture spécifique.

Actuellement, l'industrie minière utilise principalement le modèle de Kuz-Ram comme référence pour évaluer et prédire la fragmentation des roches. Ce modèle est largement utilisé en raison de sa fiabilité et de sa validité dans différentes conditions d'exploitation minière. Il permet de déterminer la taille moyenne des fragments obtenus après le tir et d'estimer la distribution des tailles de fragments dans un gisement.

En utilisant le modèle de Kuz-Ram, les professionnels de l'industrie minière peuvent analyser les résultats de la fragmentation et ajuster les paramètres du tir pour obtenir la taille de fragment souhaitée. Cela permet d'optimiser l'efficacité du processus d'exploitation, d'améliorer la productivité et de réduire les coûts associés à la fragmentation des roches.

Cependant, il est important de noter que d'autres modèles et méthodes d'analyse de la fragmentation peuvent également être utilisés en complément du modèle de Kuz-Ram, en fonction des besoins spécifiques de chaque site minier et des caractéristiques des roches concernées. L'utilisation de plusieurs approches peut aider à affiner les prédictions de la fragmentation et à adapter les pratiques d'exploitation en conséquence.

III.4.1 Modèle de KUZ-RAM

Le modèle empirique de Kuz-Ram est largement répandu et utilisé dans le domaine de l'évaluation des résultats des tirs miniers. Ce modèle se base sur la loi de Kuznetsov pour calculer la taille équivalente des fragments rocheux pour lesquels 50 % passent à travers un crible donné.

III.4.2 Résultats d'abattage en utilisant le modèle de Kuz-Ram

III.4.2.1 Résultats d'abattage en utilisant les des paramètres du plan existant

La simulation des paramètres du plan de tir existant de la mine d'Anini avec le modèle de **Kuz-Ram** est présentée sur l'annexe 1

Les résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir existant sont représentés dans le tableau suivant :

Tab.III.4 : Résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir existant

Pour cent des passants	Taille (m)
0,0%	0
9,1%	0,05
18,2%	0,10
26,8%	0,15
34,7%	0,20
41,9%	0,25
48,4%	0,30
54,3%	0,35
59,5%	0,40
64,2%	0,45
68,4%	0,50
72,1%	0,55
75,4%	0,60
78,4%	0,65
81,0%	0,70
83,3%	0,75
85,3%	0,80
87,1%	0,85
88,7%	0,90
90,1%	0,95
91,3%	1,00
92,4%	1,05
93,3%	1,10

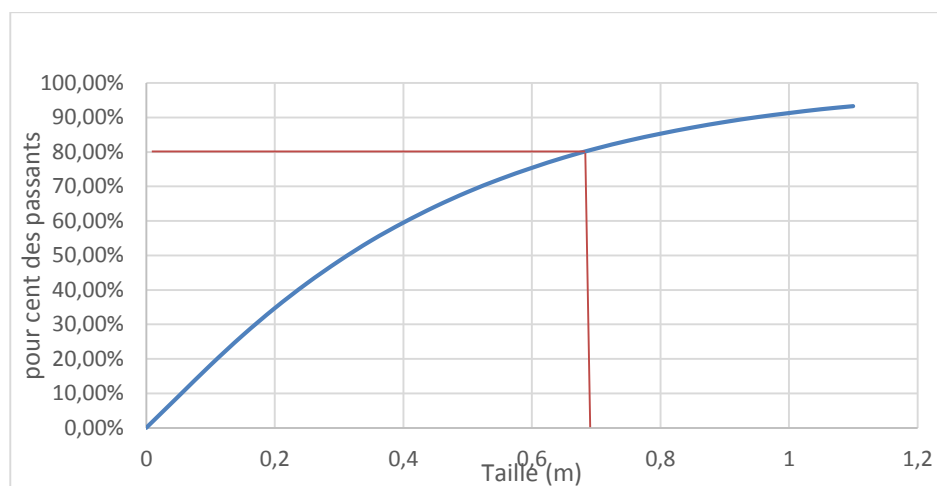


Fig.III.2 : Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir existant.

III.4.2.2 Résultats d'abattage en utilisant les des paramètres du plan calculé

La simulation des paramètres du plan de tir calculé de la mine d'Anini avec le modèle de Kuz - Ram est présentée sur l'annexe 1.

Les résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir calculé sont représentés dans le tableau suivant :

Tab.III.5 : Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir calculé.

Pour cent des passants	Taille (m)
0,0%	0
4,5%	0,05
11,5%	0,10
19,5%	0,15
27,9%	0,20
36,2%	0,25
44,1%	0,30
51,5%	0,35
58,3%	0,40
64,5%	0,45
69,9%	0,50
74,8%	0,55
78,9%	0,60
82,5%	0,65
85,6%	0,70
88,2%	0,75
90,4%	0,80
92,2%	0,85
93,7%	0,90
95,0%	0,95
96,0%	1,00
96,8%	1,05
97,5%	1,10

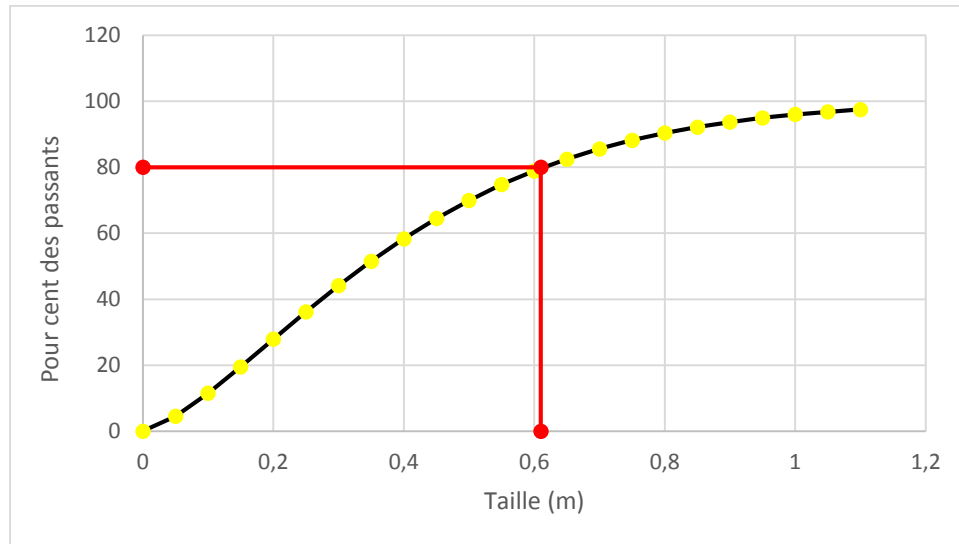


Fig.III.3 : Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir calculé.

Interprétation des résultats

D'après les résultats des tableaux (III.4 et) et la figure (III.2), on constate que :

- Le **D80** obtenu pour les valeurs du plan de tir existant au niveau de la carrière est : **0.68 m** et obtenu avec un diamètre **89 mm**, et une maille de forme carre (**P=1**).
- Le taux des hors gabarits obtenu pour les valeurs du plan de tir existants au niveau de lacarrière est : **8.7 %**

Par contre, et d'après les résultats des tableaux (III.5 et) et la figure (III.3) obtenu on constate que :

- Avec un diamètre 89 mm, et une maille en quinconce. (**P=1.1**), le **D80** obtenu pour les valeurs du plan de tir calculé au niveau de la carrière **0.61 m** est inférieur à la valeur trouvée pour le plan existant **0.68 m**.
- Le taux des hors gabarits obtenu pour les valeurs du plan de tir calculé au niveau de lacarrière **4%** est inférieur à la valeur trouvée pour le plan existant

III.5 Proposition d'un nouveau plan de tir

Dans le but d'améliorer la qualité de la fragmentation des roches au niveau de la mine d'Anini, et après l'étude de tous les paramètres et faire les calculs convenables.

Concernant les paramètres d'explosif : nous avons déterminé la charge par trou qui est de l'ordre de 28.51 kg. Par contre la quantité de charge utilisée dans la carrière qui est de 29 kg, ce qui permet une **diminution** de la consommation spécifique d'explosif « PF » calculée (PF=0.38 kg/t) qui dépend aussi de la banquette, l'espacement, la hauteur du gradin et de la densité de la roche. Par contre dans la carrière la valeur de « PF » est de 0.46 kg/tonne.

Donc, on doit changer le plan de tir exécuté actuellement au niveau de la mine de Djebel Anini par le plan de tir qu'on a calculé à l'aide de la méthode **LONGFOR** simplifier.

Le tableau suivant rassemble l'ensemble des Paramètres du plan de tir proposé.

Tab.III.6 : Paramètres du plan de tir proposé.

Paramètres	Symboles	Unités	Valeurs
Diamètre du trou	Dtr	Mm	89
Hauteur du gradin	Hg	M	7
Inclinaison du trou	B	Degré	80
Longueur du trou	Ltr	M	7.984
Longueur d'excès de forage	Lex	M	0.984
Longueur de la charge	Lch	M	5.036
Longueur de bourrage	Lb	M	2.95
Banquette	B	M	2.95
Espacement	A	M	3.69
Consommation spécifique	Q	(Kg/m)	0.38
Quantité d'explosif dans un trou	Q	(Kg /trou)	28.51

Conclusion

Dans ce chapitre nous avons utilisé le modèle de prédiction de **KUZ-RAM** pour étudier tous les paramètres de tir qui peuvent influencer la qualité de la fragmentation des roches pour qu'on puisse élaborer un plan de tir rationnel assurant un taux réduit des blocs hors gabarits et augmenter le taux des roches abattées à une dimension inférieure ou égale 61 cm, c'est-à-dire une bonne fragmentation des roches.

Conclusion générale

L'abattage est une étape essentielle des activités minières, qui conduit notamment à la fragmentation des roches. La qualité de cette fragmentation joue un rôle crucial dans l'ensemble des processus technologiques, allant du chargement à la préparation mécanique des matériaux.

L'amélioration de la qualité de la fragmentation nécessite une étude approfondie de tous les facteurs qui influent sur ce paramètre, une tâche qui incombe à l'ingénieur minier.

Le présent travail de recherche vise à développer une méthodologie prédictive de la fragmentation des roches lors des tirs à l'explosif en carrières à ciel ouvert. Cet objectif est atteint grâce à l'application de méthodes classiques telles que le modèle de Kuz-Ram, L'utilisation de ces différentes méthodes permet d'analyser et de prédire la fragmentation des roches dans les conditions spécifiques de la mine Anini. .

Les résultats obtenus mettent en évidence la nécessité de mettre à jour le plan de tir de la mine Anini, en calculant les paramètres de tir selon les méthodes couramment utilisées dans l'industrie minière, telles que la méthode simplifiée de Langefors.

L'application de ces recommandations contribuera à améliorer les paramètres de tir et la fragmentation des roches dans la mine, ce qui aura un impact positif sur l'efficacité des opérations minières et sur la rentabilité globale du projet.

Référence bibliographique

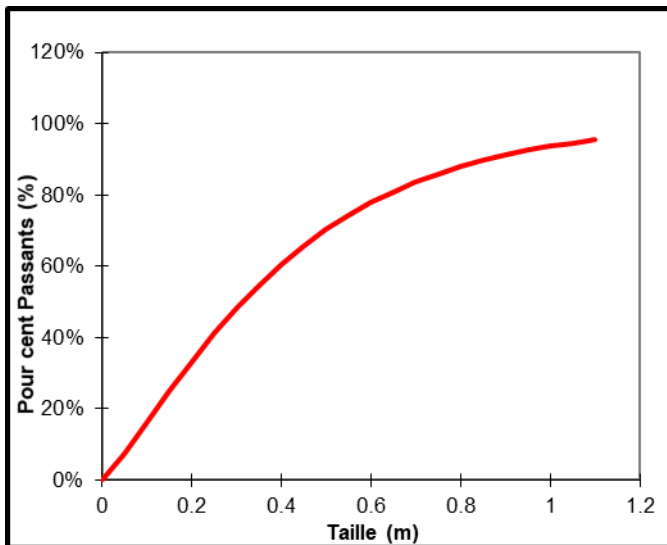
- [1] : M. NEFIS, 2010. « Modèle d'un plan de tir », Mémoire magister en mines, université BADJI Mokhtar Annaba.
- [2] : D. DJARFOUR, 2006, « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar - Ain Smar - W. Constantine » Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechniques Alger.
- [3] : Flourent Delile, 2012, « Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouverte » Ecole nationale supérieure des mines de Paris.
- [4] : S. BERDOUDI 2007 « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes », Thèse doctorat en mines, université BADJI Mokhtar Annaba.
- [5] : K. MENACER, 2011, « Influences des discontinuités et de l'emplacement du Détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf Amar M'SILA) », Mémoire magister, Université BADJI Mokhtar Annaba.
- [6] : M.FREDJ, 2012, « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf Amar M'SILA) ». Mémoire magister, Université BADJI Mokhtar Annaba.
- [7] : K.GHARBI, 2007, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie : Un enjeu capital pour un haut rendement minier », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechnique Alger.
- [8] : F.LOUNIS, 2007, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt) », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechnique Alger.
- [9] : ONEX rapport : « guide technique d'utilisation des explosif et les accessoires de tir ».
- [10] : hypothèses de la mine de fer ANINI.
- [11] : Rapport de stage
- [12] : ONEX, « guide technique d'utilisation des explosifs et les accessoires de tir ».
- [13] : STIG O OLOFSSON, « Applied Explosives Technology for Construction and Mining », second edition, Sweden.
- [14] : Cécile COULOMBEZ, 2007, « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats », p 25-26.
- [15] : CHIBKA.N, 1980, « Exploitation des gisements métallifères », Edition Office des publications Universitaire.

ANNEXE 1 : Résultats de plan de tir calculé selon KUZ-RAM

Conception Plan de Tir		
Décalé ou Carré	1,1	
Diamètre de Trou	89	Mm
Longueur de Charge	5,036	M
Banquette (Burden)	2,95	M
Espacement (Spacing)	3,69	M
Déviation de Forage (SD)	0,1	M
Hauteur de Gradin	7	M
Direction de Pendage de la Face	8	Deg
Consom. Spécif. (Powder Factor)	0,14	kg/tonne
Densité de chargement	0,35	kg/m ³
Masse de la charge par trou	26,63	kg/trou

Explosifs		
Densité	0,85	SG
RWS	80%	(% ANFO)
Vitesse Nominale VOD	2700	m/s
Vitesse Effective VOD	2700	m/s
Energie d'Explosif (Strength)	0,8	

Propriétés des roches intactes		
Facteur de Roche		
Type de Roche	Granodiorite	
Masse spécifique de Roche	2,5	SG
Module d'Elasticité	80	GPa
Résistance Compression	130	MPa



Blastability Index	6,73	
Average Size of Material	34	cm
Uniformity Exponent	1,42	
Characteristic Size	0,44	M

Paramètres cible de fragmentation		
Trop grand	1	m
Optimum	0,6	m
Trop petit	0,01	m

Fragmentation prévisionnelle		
Pour cent trop grand	0,9%	m
Pour cent dans les limites	98,6%	m
Pour cent trop petits	0,5%	m

Fissuration (Jointing)		
Espacement	0,8	M
Pendage	10	Deg
Direction de Pendage	0	Deg
Bloc In-situ	0,3	M

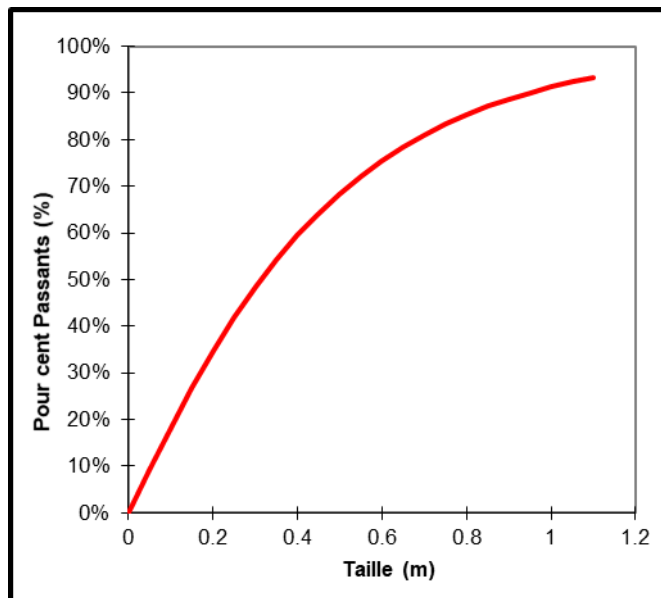
Pour-cent des passants	Taille (m)
0,0%	0
4,5%	0,05
11,5%	0,10
19,5%	0,15
27,9%	0,20
36,2%	0,25
44,1%	0,30
51,5%	0,35
58,3%	0,40
64,5%	0,45
69,9%	0,50
74,8%	0,55
78,9%	0,60
82,5%	0,65
85,6%	0,70
88,2%	0,75
90,4%	0,80
92,2%	0,85
93,7%	0,90
95,0%	0,95
96,0%	1,00
96,8%	1,05
97,5%	1,10

ANNEXE 2 : Résultats de plan de tir existant selon KUZ-RAM

Conception Plan de Tir		
Décalé ou Carré	1,1	
Diamètre de Trou	89	mm
Longueur de Charge	4,5	m
Banquette (Burden)	3	m
Espacement (Spacing)	3	m
Déviation de Forage (SD)	0,1	m
Hauteur de Gradin	7	m
Direction de Pendage de la Face	8	deg
Consom. Spécif. (Powder Factor)	0,15	kg/tonne
Densité de chargement	0,38	kg/m ³
Masse de la charge par trou	23,80	kg/trou

Explosifs		
Densité	0,85	SG
RWS	80%	(% ANFO)
Vitesse Nominale VOD	2700	m/s
Vitesse Effective VOD	2700	m/s
Energie d'Explosif (Strength)	0,8	

Propriétés des roches intactes		
Facteur de Roche		
Type de Roche	Granodiorite	
Masse spécifique de Roche	2,5	SG
Module d'Elasticité	80	GPa
Résistance Compression	130	MPa



Blastability Index	6,73	
Average Size of Material	31	Cm
Uniformity Exponent	1,08	
Characteristic Size	0,44	M

Paramètres cible de fragmentation		
Trop grand	1	M
Optimum	0,6	M
Trop petit	0,01	M

Fragmentation prévisionnelle		
Pour cent trop grand	3,9%	M
Pour cent dans les limites	94,5%	M
Pour cent trop petits	1,6%	M

Fissuration (Jointing)		
Espacement	0,8	M
Pendage	10	Deg
Direction de Pendage	0	Deg
Bloc In-situ	0,3	M

Pour cent des passants	Taille (m)
0,0%	0
9,1%	0,05
18,2%	0,10
26,8%	0,15
34,7%	0,20
41,9%	0,25
48,4%	0,30
54,3%	0,35
59,5%	0,40
64,2%	0,45
68,4%	0,50
72,1%	0,55
75,4%	0,60
78,4%	0,65
81,0%	0,70
83,3%	0,75
85,3%	0,80
87,1%	0,85
88,7%	0,90
90,1%	0,95
91,3%	1,00
92,4%	1,05
93,3%	1,10