



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

# *Memoire de Fin d'Etudes*

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Génie minier

Option : Exploitation Minière

Elaboration

ABBACI Salah

AITMOKRANE Billel

Intitulé du thème :

***PROPOSITION D'UN PLAN DE TIR ET  
DE FORAGE DE LA MINE DE DJBEL  
ANNINI***

Soutenu le 10/ 11 /2021 devant le jury composé de :

Présidente : Mme. K. KICHER UAMB

Promoteur : Mr. A. SAADOUN UAMB

Examineur : Mr. O. DJEZAIRI UAMB

*Année Universitaire : 2020-2021*



## *Remerciement*

*Nous remercions tout d'abord dieu tout puissant pour nous avoir accordé volonté, courage et la force d'aller au bout de ce travail.*

*Notre sincère reconnaissance s'adresse à Monsieur SAADOUN notre promoteur pour sa disponibilité, sa proximité et son dévouement à l'accomplissement de ce travail.*

*A Madame Kicher, pour avoir accepté de présider le jury de notre mémoire.*

*Nous adressons aussi nos sincère remerciement à Monsieur Djazeiri pour avoir examiné notre travail.*

*Nos salutations vont à l'entreprise SOMIFER de Sétif pour nous avoir accueilli, aider et orienter pendant l'élaboration de ce travail.*

*Notre reconnaissance va aussi à tous les éléments du département qui de près ou de loin ont contribué à notre formation*

*Enfin nous tenons à remercier tous les personnes qui ont contribué à ce travail. De près ou de loin leurs aides a été très constructive*

## *Dédicace*

*A ma famille, mon père, ma mère, mon frère et ma sœur qui ont su supporter mes humeurs, soutenu et aider à avancer dans mon parcours.*

*A mes amis qui par leurs mots ont su me booster, à mes camarades de section avec qui l'entraide est le maître mot*

*A tous ceux qui par leurs mots, leurs conseils, leurs forces ont fait que les choses avancent*

# Table des matières

<b>Introduction générale.....</b>	<b>1</b>
-----------------------------------	----------

## **CHAPITRE 1 : PARAMETRES DE CONCEPTION D'UN PLAN DE TIR**

Introduction.....	4
1. La théorie du travail.....	4
2. Types d'explosifs utilisés dans les carrières.....	5
• Dynamites .....	6
• Les explosifs nitrates .....	6
• Les émulsions.....	6
• Les nitrates fuels (ANFO).....	6
3. Travail de l'explosif.....	7
4. Conception d'un plan de tir.....	7
5. Processus technique de tir.....	8
• Type, poids et répartition de l'explosif.....	10
• Diametre du trou.....	12
• La ligne de moindre résistance.....	12
• Excès de forage.....	16
• Inclinaisons du trou.....	16
• Le bourrage.....	16
• Initiation des explosifs et types d'amorçage.....	17
6. Accessoires de tir .....	18
• Méche lente.....	18
• Cordon détonant.....	19
• Détonateur.....	19
- Détonateur pyrotechnique.....	19
- Détonateur électrique .....	19
- Détonateur instantané.....	19
- DER .....	19
- DEMR.....	19
détonateur sismique.....	19
• Fil de tir.....	20
7. Conclusion .....	21

## **CHAPITRE 2 : DESCRIPTION DE LA MINE DE FER DE ANNINI**

Introduction .....	22
1. Première partie : Géologie.....	22
1.1 Situation géographique .....	23
1.2 Référence du permis minier .....	24

1.3 Géologie régionale.....	24
1.3.1 Le domaine telien.....	25
1.3.2 L'ensemble allochtone sud setifien.....	26
1.4 Géologie locale du gisement .....	27
1.4.1 Litho stratigraphie.....	27
1.4.2 Tectonique locale.....	28
1.4.2.1 Le charriage.....	29
1.4.2.2 La tectonique cassant.....	29
1.5 Minéralisation.....	30
1.5.1 Morphologie des corps de minerai.....	30
1.5.2 Nature de minerai .....	30
1.6 calcul des réserve géologique .....	32
1.7 contrôle de la qualité du minerai de fer .....	33
1.7.1 Méthode d'exploitation .....	34
1.7.1.1 Les caractéristique géométrique des ouvrage minier .....	34
1.7.1.2 Capacité et régime de travail de la mine .....	34
1.7.2 Ordre d'exploitation .....	34
1.7.3 Travaux d'abattage .....	37
1.7.3.1 Travaux de forage.....	37
1.7.4 travaux de tir.....	38

### **CHAPITRE 3 : INFLUENCE DES PARAMETRES DE TIR SUR LA QUALITE D'EXECUTION :**

1. Influence des paramètres de tir sur qualité de l'exécution.....	40
2. Les paramètres contrôlables les plus influant .....	40
2.1 Le diamètre du trou et son inclinaison.....	41
2.2 L'excès de forage.....	41
2.3 Longueur du trou.....	41
2.4 Parametres liés au bourrage .....	42
3. Parametre liés au plan de tir .....	42
3.1 Banquette.....	42
3.2 L'espacement.....	43
3.3 Rapport de la maille.....	43
3.4 Présence de faces libres.....	43
4. Parametres liés à l'explosif.....	43
4.1 La séquence et le système d'amorage.....	44
5. Les parametres noncontrolables.....	44
5.1 Les proprietes structurelle.....	44
5.2 Dimensiennement d'un plan de tir.....	44
5.3 Mode de forage utilisé.....	44
6. Calcule des parametres de tir .....	45
6.1 Choix de l'explosif.....	45
6.2 Le coefficient d'énergie.....	45
6.3 Charge linéaire .....	45
6.4 La résistance au tirage.....	46

6.5 Le rapport de la maille .....	47
Tableaux des parametres de tir adopté .....	48
7. Méthode de langefors.....	49
8. Tableau des parametres de plan de tir proposé.....	50
Conclusion.....	53
Conclusion générale et recommandations.....	55
Annexe .....	57

### INTRODUCTION GENERALE :

La mine de Djbel Annini est une mine à ciel ouvert dans la localité de Ain Roua de la wilaya de Sétif. C'est une exploitation de la société nationale SOMIFER.

SOMIFER est une entreprise nationale en plein expansion qui vise l'international et l'exportation de son savoir-faire aux pays africains son capital social est de 120 000 000 da.

Dans le cadre de l'exploitation du fer argileux de Djbel Annini les ingénieurs ont opté pour l'extraction par l'abattage à l'explosif vu la dureté du calcaire local.

L'abattage à l'explosif est l'une des techniques les plus simples et les plus répandue dans les carrières de roches massive. Cette technique est un élément clé dans l'exploitation minière vu qu'elle permet de décrocher du massif des volumes important et aussi d'en réduire la taille pour la facilitation de l'exploitation et du traitement. C'est aussi le premier paramétrés dans le processus de réduction granulométrique et de production industriel.

Les objectifs visés par la maîtrise du tir sont de :

- Garantir la sécurité lors des opérations d'extractions
- Limiter les couts engendrer par le tir lui-même
- Eviter les hors gabarit

Les carrières, en général, ont tendance à se focaliser sur l'aval du processus de production et négliger l'amont. Les études techniques et les département recherches et développement sont abandonnés au profits de la production. Il existe pourtant de multiple technique d'exploitation et d'abattage qui permettent de mieux maitriser et de rentabiliser le résultat.

Notre travail porte donc sur l'amélioration du plan de tir déjà existant de la mine de Djbel Annini. Cela sans forcément brusqué les activités existantes, l'approche a été simplement d'apporter des modifications sur le plan de tir existant

Notre travail est divisé en trois partie, la première traite des techniques et des paramètres de tir de façon théorique.

Le seconde quant à elle aborde la géologie et la description de la mine en elle-même et en dernier lieu notre proposition sur le changement de certains paramètres.



## **LISTE DES TABLEAUX**

1. Tableau Caractéristique des explosifs ONEX
2. Cout de forage par rapport au diamètre du trou
3. Coordonnée géographique du site
4. Reserve et teneur de la mine
5. Tableau des prédictions de production
6. Paramètre de tir
7. Variable contrôlable et non contrôlable
8. Consommation spécifique par roche
9. Tableau des inclinaisons
10. Paramètre de tir de l'entreprise
11. Résultat de la production annuelle
12. Plan de tir proposé
13. Résultat obtenue

## **LISTE DES FIGURE**

1. Propagation de l'onde de détonation
2. Diagramme de Harries et Mercer
3. Schéma du dispositif géométrique d'un tir
4. Schéma de disposition des trous
5. Plan de tir suivant une maille rectangulaire
6. Schéma illustrant la disposition d'un trou dans un gradin
7. La rupture de la roche au pied du gradin
8. Coupe de la mèche lente
9. Allumage de la mèche lente
10. Coupe transversale d'un cordeau détonant
11. Schéma des détonateurs
12. Situation géographique de la mine d'Anini
13. Coupe géologique schématique de la fenêtre du Djebel Anini
14. Situation géologique et Structurale de la région de Djebel Anini
15. Carte géologique 1/1000 du la partie Ouest de la Zone Nord-Est du gisement de fer
16. Minerai tendre
17. Minerai rocheux
18. Structure du gisement

### **INTRODUCTION :**

Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production y compris le chargement, le transport de la matière première. Une fragmentation optimale améliore l'efficacité de broyage et des milliers de kilowatts-heures d'énergie par an peuvent également être gagnées [1].

Les travaux de tir sont l'une des opérations de base de l'exploitation minière et l'industrie des carrières, un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche à abattre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, la quantité d'explosifs et la planification de tir [2]

La première étape pour la réduction de la taille dans les mines est bien les travaux de tir il est suivi par des opérations de concassage et broyage. L'efficacité de ces opérations est directement liée à la distribution en taille des tas de roche abattus. Par conséquent, une évaluation fiable.

La fragmentation est un problème critique de l'exploitation La production de fragments plus fine en opération de tir réduit la charge de travail de concasseurs primaires ; augmentant ainsi l'efficacité du broyeur et de par conséquent réduire les coûts et augmente le taux horaire [3].

### **1. THEORIE DU TRAVAIL A L'EXPLOSIF :**

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

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

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

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

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

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

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

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

### **2. 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 nitratés :**

Les explosifs nitratés 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 tensioactifs.

- **Les nitrates fuels (ANFOMIL) :**

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%.

Tableau 1.1 caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'Onex

<b>Designations</b>	<b>Densité g/cm<sup>3</sup></b>	<b>Vitesse de Détonation m/s</b>	<b>Résistance à l'eau</b>	<b>Domaine d'utilisation</b>
Gélanit	1,4 – 1,5	4000 – 6000	Excellent	Roches dures et humides
Anfomil	1,0 – 1,15	4000 – 6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu Humide
Géonit	1.50	5800	Trés bonne	Explosif pour roches dures
Marmanite	0,9	3000 – 4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres

### 3. Travail de l'explosif

Une explosion est un phénomène au cours duquel des gaz sous pression sont engendrés et libérés en un temps extrêmement court. Ce phénomène se produit lorsqu'un explosif subit une détonation. Dans ce cas, une onde de choc se propage à travers l'explosif accompagné par une réaction

chimique exothermique, libérant ainsi une grande quantité de gaz à haute pression et température.

La détonation se propage dans l'explosif avec une vitesse supérieure à celle du son. Initialement l'explosif se trouve dans les conditions de température, pression et onde de détonation, volume massique  $T_0, P_0, V_0$ . A la fin de réaction, les produits de réaction sont aux conditions  $T_1, V_1$ . Dans la zone  $Z_3$  (figure 1.1). Les gaz de décomposition se détendent et participent aux effets mécaniques de l'explosion.

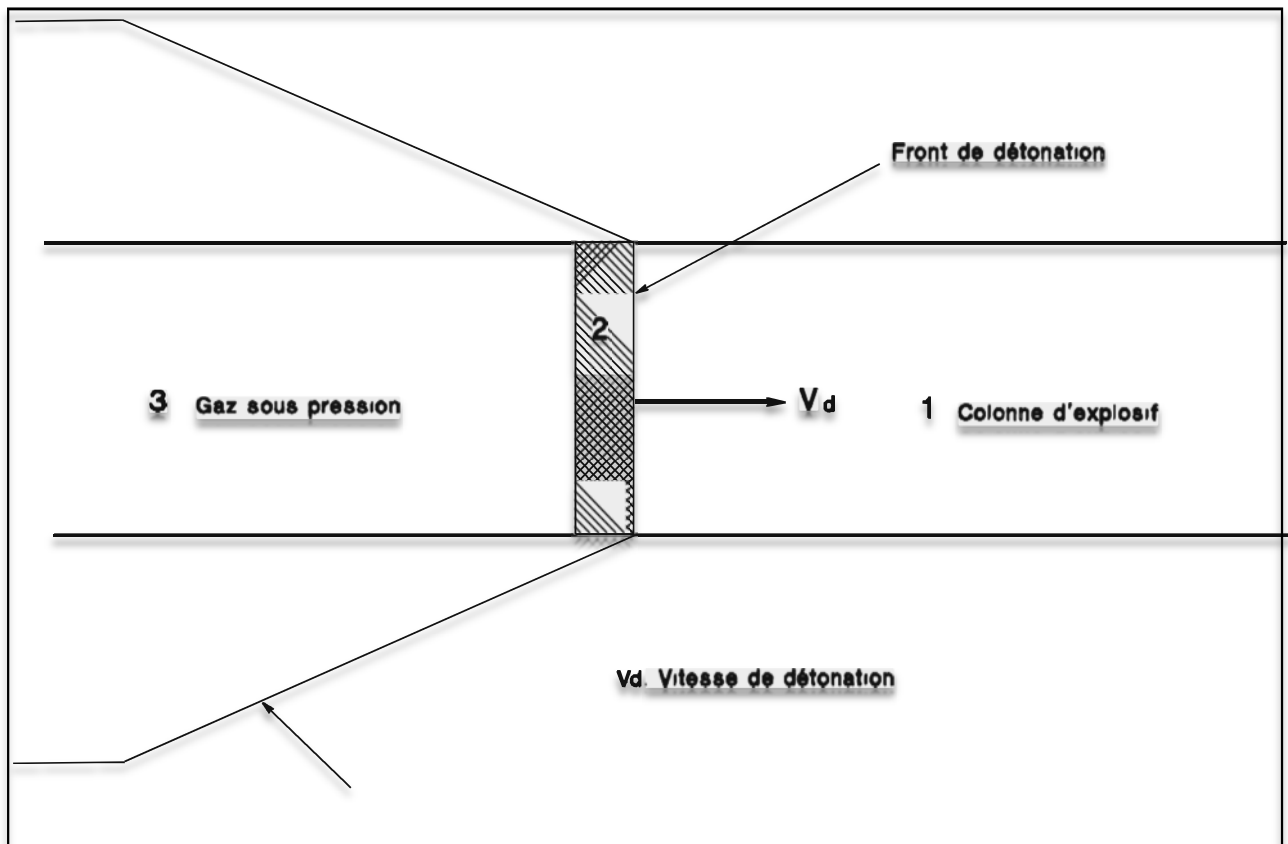


Figure 1.1- Propagation de l'onde de détonation

Zone 1: l'explosif avant réaction      Zone 2 : zone de réaction chimique

Zone 3 : zone des produits de réaction

L'énergie libérée par un explosif au cours de la détonation prend deux formes : une énergie de choc véhiculée par une onde de contrainte et transmis à la roche environnante, et une énergie de gaz, qui se manifeste sous la forme d'une haute pression et de température du gaz [4].

## 4. Conception des plans de tir

La conception d'un plan de tir, correspond à la définition de la géométrie de foration, du chargement des mines et des délais d'initiation. Fondamentalement, elle consiste à assurer :

- Le fonctionnement normal des charges : pour leur offrir une surface libre et un volume de dégagement adaptés : il s'agit de la maîtrise [1] du fonctionnement du tir, mine par mine : à ce principe correspondent des règles dites d'efficacité. Les processus de fragmentation (propagation des ondes de chocs et des gaz) et de déplacement de la roche (gonflement du massif) doivent avoir le temps de se réaliser.
- Le fonctionnement correct des produits : en évitant les problèmes de désensibilisation de l'explosif (incapacité à s'amorcer).
- La sécurité de fonctionnement de la totalité du tir : le fonctionnement théorique des produits explosifs et de chaque charge, dans les conditions d'amorçage données, ne garantit pas le fonctionnement de la totalité du tir mis en œuvre. D'autres facteurs peuvent être à l'origine d'anomalies ou de dysfonctionnements graves des tirs. Ces risques sont plus difficiles à appréhender et correspondent en général à des arrachements de charges, des projections, ou a coupure du réseau d'amorçage de surface avant l'initiation de tout le tir.

## 5. Processus technique de tir

L'exploitation minière est un processus de destruction contrôlé de la masse rocheuse nous permettant l'extraction du minerai. En face des spécialistes des mines des exigences se posent, d'un côté fournir de grandes quantités de roche bien fragmentée pour le processus de traitement et de l'autre cote minimiser le coût suivant le débitage secondaire des hors gabarit obtenus. Un compromis raisonnable entre ces deux exigences incompatibles ne peut être accompli que sur la base d'une compréhension très poussée des facteurs qui contrôlent la fragmentation des roches.

Harries et Mercer ont établis un diagramme indiquant les objectifs économiques à respecter lors de la fragmentation des roches (figure 1.2). Le contrôle de la granulométrie du tas de roche abattus peut être obtenu par la variation des paramètres suivants [5] :

1. Type, poids et répartition de l'explosif
2. Diamètre du trou
3. La ligne de moindre résistance
4. Espacement entre les trous
5. L'excès de forage
6. L'inclinaison du trou
7. Le bourrage
8. La méthode d'initiation de la mise à feu de l'explosif
9. Délais entre les trous consécutifs (microretard).

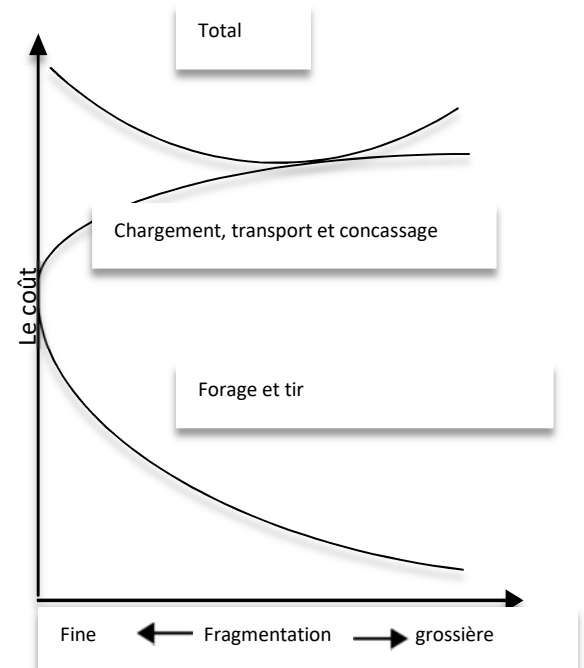


Figure 1.2-Diagramme de Harries et Mercer

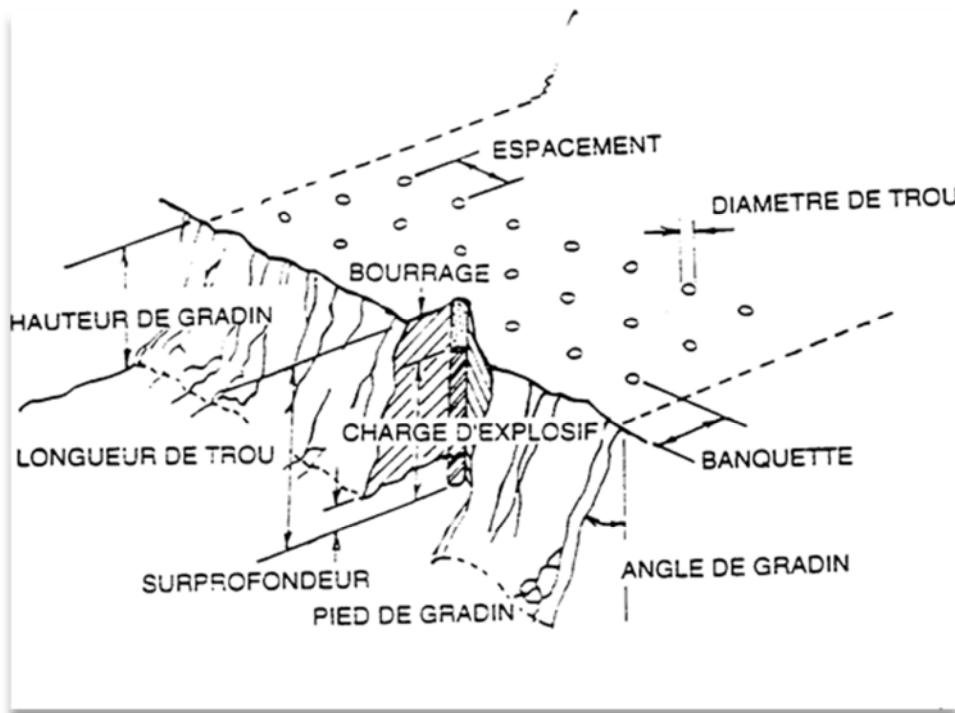


Figure 1.3- Schéma du dispositif géométrique d'un tir

- **Type, poids et répartition de l'explosif :**

Cette puissance peut être exprimée par des unités absolues, ou comme proportion relatif à un explosif standard tel que gélatine ou ANFO (Nitrate de l'Ammonium / huile Combustible). La comparaison de la puissance d'explosif à celle de l'ANFO est préférable, à cause de l'usage très large de ce dernier dans l'exploitation minière à ciel ouvert.

Les caractéristiques de quelques explosifs sont indiquées dans le tableau 1.1. Les forces de poids sont utiles lorsqu'on généralise le plan de tir pour plusieurs explosifs de forces différentes. Le volume ou la force de la charge est relative à la force du poids par le poids spécifique, et ce chiffre est important lors du calcul du volume de trou de mine exigé pour contenir une énergie d'explosive donné. Évidemment un haut volume de force est avantageux dans le cas d'un trou de faible capacité qui doit contenir une charge exigée. La sensibilité d'un explosif, est une caractéristique qui détermine la méthode suivant laquelle une charge peut détoner, le diamètre minimum de la charge et la sécurité de la mise en place de l'explosif. Les explosifs très sensibles s'explorent quand les en utilise dans des charges de plus faible diamètre, ceci dit que la sensibilité de l'explosif diminue avec l'augmentation du diamètre de la charge. Les explosifs peuvent être initiés chimiquement par la provision de petit gaz qui se propage à haute vitesse à travers la charge et qui a son échauffement provoque la détonation secondaire.



Bien que l'addition d'aluminium dans le tir est devenue commune ces dernières années parce que l'aluminium libérera considérablement plus d'énergie qu'une huile du combustible. Elle est utile, lorsqu'une haute énergie est exigée pour déplacer le pied du gradin. L'usage de haute densité aluminé peut contribuer à réduire le coût de forage qui est très élevé.

La puissance d'un explosif est une mesure du travail fourni par un certain poids ou volume d'explosif.

- **Diamètre du trou**

Les données indiquées dans le tableau 1.2, établie par Persson illustre l'avantage obtenu en augmentant le diamètre du trou. L'application des trous de diamètre de 9 à 12 pouces (22,86 à 30,48 cm) est commune dans l'exploitation minière à ciel ouverte, et beaucoup de mines utilisent des trous de diamètres de 15 pouces, et ont opté pour un diamètre de 17 pouces [6].

Bien qu'il y ait un bénéfice à obtenir en augmentant le diamètre du trou, Persson suggère qu'il y a des limitations à ces augmentations.

Tableau 1.2: Cout de forage par rapport au diamètre du trou

Diamètres des trous		Volume du trou M3	coût du trou	
Inch	mm		DA/m	DA/L
1	25,40	0,51	75	150,00
2	50,80	2,03	150	75,00
3	76,2	4,56	232,5	50,25
4	101,6	8,1	307,5	37,5
6	152	18,2	457,5	24,75
10	254	50,7	757,5	15,00
15	381	114	1140	9,75

L'expérience a montré qu'une utilisation efficace de la charge explosive est obtenue en appliquant une ligne de moindre résistance (voir la figure 1.1) approximativement 40 fois le diamètre du trou. Avec l'augmentation du diamètre du trou, la ligne de moindre résistance se rapproche des dimensions de la hauteur du gradin, et l'explosion devient moins efficace. Par conséquent, Persson suggère que le diamètre du trou devrait être limité sur la base de l'appliquant de l'expression suivante :

$$d \leq hg / 40$$

d : Diamètre du trou, m hg

Hg: Hauteur du gradin,

L'application de trous de grands diamètres provoque la projection des roches et contribue à la détérioration de l'atmosphère et peut aussi engendrer des fissures excessives dans le massif rocheux.

Notons que pour toute application de trou de grand diamètre nous devons mener une étude des conséquences d'un gain obtenu et les problèmes qui en découlent. Toutefois, avant d'établir un plan de tir, il est conseillé d'étudier le massif rocheux dans lequel doivent être conduit les travaux miniers et de comparé les résultats a d'autres mines qui travaillent dans des conditions analogues.

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

L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge explosive, établie en fonction du diamètre et la profondeur du trou.

La structure du massif à un effet fondamental sur la granulométrie, donc influera directement sur le choix du diamètre de trou.

- L'engin de chargement, qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement des roches abattues.
- La nature de l'explosif, qui peut par exemple avec l'augmentation du diamètre, avoir une vitesse de détonation plus élevée.

### **5.1 La ligne de moindre résistance**

Pour comprendre l'efficacité de l'influence de la ligne de moindre résistance, il est nécessaire de considérer la séquence de rupture de la roche qui entoure le trou. La discussion suivante est basée sur l'hypothèse de McIntyre et Hagan [7].

Lorsqu'une charge dans un trou explose, une compression longitudinale de l'onde de déformation se propage dans la roche environnante. La tension tangentielle associée avec cette onde, crée un plan de la fissure radial autour du trou. Ces fissures s'étendent suivant une distance radiale approximativement égale à quatre fois le diamètre du trou dans la roche.

## CHAPITRE I : PARAMETRES DE CONCEPTION D'UN PLAN DE TIR A L'EXPLOSIF

Lorsque les ondes de déformations tendent vers des rencontres avec une surfaces libre, crée par un tir ou par la détonation de la ligne de trous avant ceux en considération, une onde extensible reflétée est produite et qui va se propage en arrière dans la masse rocheuse. Cette onde de déformation extensible a tendance à ouvrir des fissures radiales autour du trou qui sont tangentiels au front de l'onde, c.-à-d. parallèle ou presque parallèlement à la surface libre (front de taille). Dans un tir bien conçu avec une ligne de moindre de résistance, correctement choisie, la force extérieure de la pression de gaz de l'explosion déplacera la roche vers la surface libre, tout en la fragmentant et créant un bon tas de roche abattus (figure 1.4).

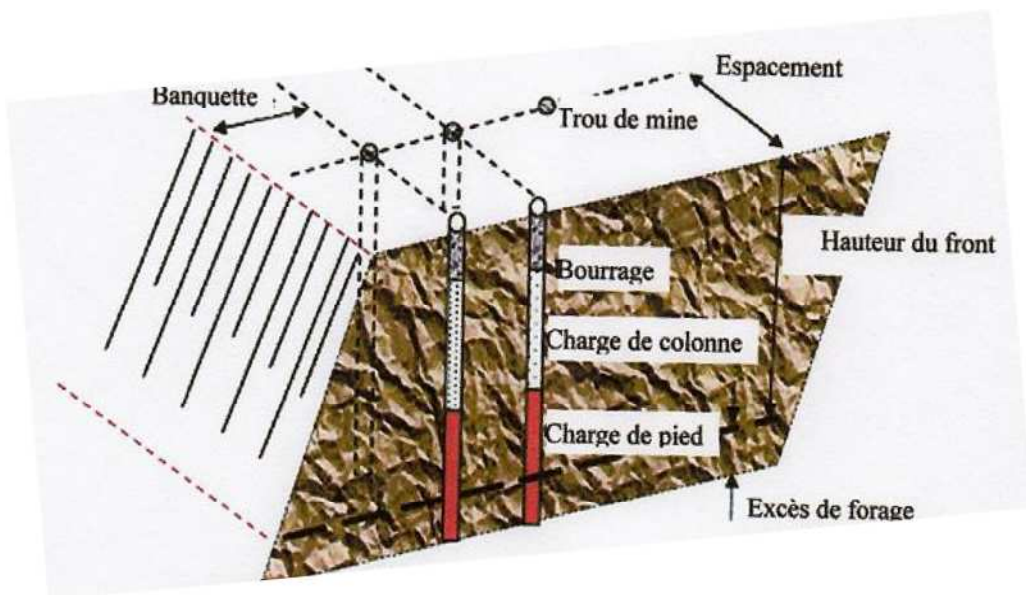


Figure 1.4- Schéma de disposition des trous (cours master1)

Les faibles lignes de moindre résistance permettront aux fissures radiales de s'étendre à la surface libre, ce qui engendrera une décharge des gaz de l'explosion avec une perte conséquente d'efficacité de tir, et une projection des roches dans l'air (figure 1.5).

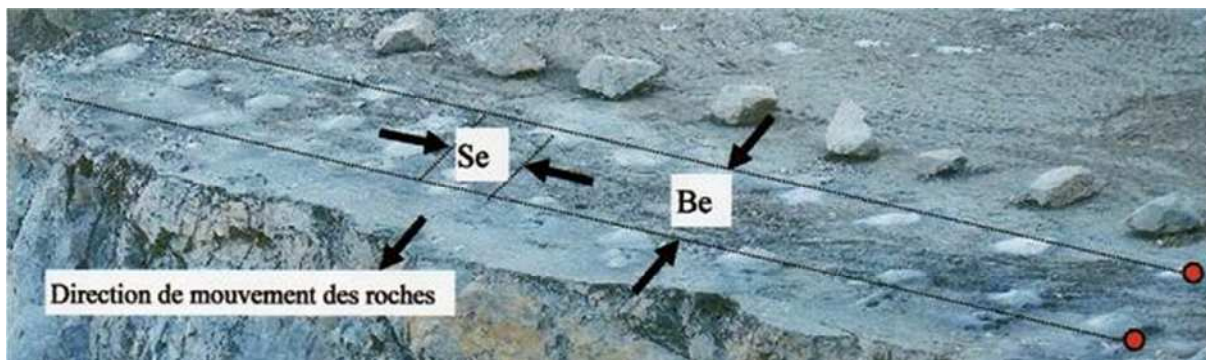
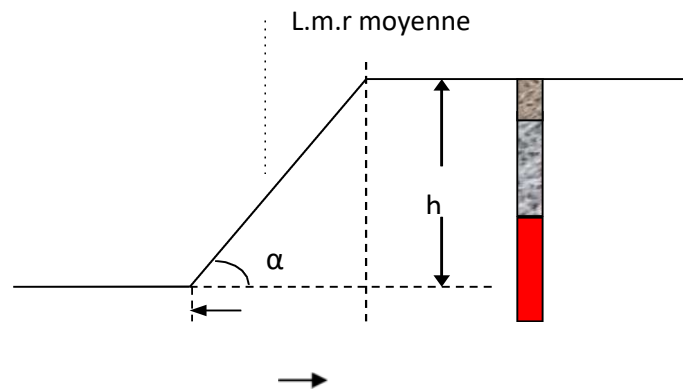


Figure1.5- Plan de tir suivant une maille triangulaire

Les lignes de moindre résistance assez grandes étoufferont le tir et produisent une fragmentation médiocre suivant une faible efficacité de tir.

La ligne de moindre résistance efficace  $B_e$  et l'espacement efficace  $S_e$  ne dépendent pas seulement du plan de tir mais aussi de la séquence de ce dernier. Comme illustré sur le schéma (figure 1.5), un plan de tir suivant une maille carrée donne une ligne de moindre résistance égale à l'espacement entre lignes consécutives parallèle a la surface libre. De l'autre côté, un plan de tir suivant des trous tiré en échelon résulte des lignes de moindre résistance complètement différents et espacé.

L'une des questions la plus importante dans la conception d'un tir, est le choix de la première ligne de moindre résistance. Si on utilise des trous de mines verticaux et le front du talus est incliné, la ligne de moindre résistance ne sera pas constante mais variera avec la profondeur comme illustré dans le schéma (figure 1.6). Un plan peut être établi pour cette variation en utilisant une plus haute charge d'énergie au fond suivant la première ligne de trous, c-a-d augmenter le contenu de l'aluminium pour la charge inférieure. Ou bien, le trou peut être incliné pour donner une ligne de moindre résistance plus constante. Lorsque la surface libre est irrégulière, l'utilisation de simples trous pour réduire la ligne de moindre résistance aux limites acceptables est recommandée.



Ou : L.m.r, La ligne de moindre résistance moyenne.

$$L.m.r = x + 1/2 t = x + 1/2 h \cot \alpha$$

Figure 1.6 - Schémas illustrant la disposition d'un trou dans un gradin

Puisque l'efficacité du processus de la fragmentation dépend de la création d'une surface libre, à partir de laquelle une onde extensible peut être produite et que la ligne de moindre résistance peut déplacer, le traçage de la première ligne des trous est critique.

Une fois cette ligne réalisée et l'explosion donne son efficacité, une nouvelle surface libre sera créée

- **Excès de 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.

Figure 1.8- La rupture de la roche au pied du gradin

La figure 1.8, montre que la rupture de la roche a la base de la charge projeté sous forme d'un cône inversé inclinés de  $15^\circ$  à  $20^\circ$ , dépend de la force de l'explosion et la structure de la roche.

Dans un tir avec multi-ligne, l'interaction des cônes de rupture continue jusqu'à l'obtention d'une transition raisonnablement égale pour fragmenter la roche.

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

- **L'inclination du trou**

La ligne de moindre résistance varie avec la profondeur si les trous sont verticaux et les fronts de tailles sont inclinés. Beaucoup d'équipements de forage peuvent être employés pour forer seulement les trous verticaux et dans un tel cas, le tir efficace de la première ligne peut être obtenu en variant la force de la charge avec la profondeur de trou. De l'autre côté, il y a une tendance croissante

d'appliquer des trous inclinés, en particulier dans les travaux publics où les plus petits équipements sont employés.

Les trous inclinés sont avantageux pour la première ligne et, en forant des trous, parallèlement au front de taille, une ligne de moindre résistance constante est accomplie. Afin de maintenir une ligne de moindre résistance constante avec la profondeur pour le reste du tir, il faut que tous les trous doivent être inclinés. Suivant leurs investigations, les auteurs [8] montrent que l'application de trous forés suivant une inclinaison qui varie de  $10^\circ$  et  $30^\circ$  donne une meilleure fragmentation, et dans le même raisonnement l'auteur [9] rajoutent qu'un grand déplacement se produira suivant une réduction des fissures à l'arrière de la banquette.

- **- Le bourrage**

L'utilisation de bourrage provenant des déblais de forage est une procédure généralement acceptée, pour contrôler le travail de l'explosif dans le massif rocheux. Les mêmes discussions suivant la ligne de moindre résistance, s'appliquent dans le cas de bourrage. Un faible bourrage permettra aux gaz de l'explosion de se décharger, ce qui créera des problèmes de projection dans l'air, tout en réduisant l'efficacité du tir. Tandis qu'un fort bourrage, produira une faible fragmentation de la roche au sommet de la charge.

La longueur optimum de bourrage dépend des propriétés de la roche, et peut varier entre 0,67 et 2 fois la largeur de la ligne de moindre résistance [9]. Les colonnes de bourrage, plus court que les deux tiers de la largeur de la ligne de moindre résistance amènent, à une projection de la roche, pertes de l'énergie de tir et problème de la fragmentation. Des colonnes de bourrages très longues donneront une fragmentation médiocre au sommet des charges.

Si des hors gabarits sont obtenus à partir du sommet du gradin, même si la colonne de bourrage est logique avec les problèmes de la projection des roches et la perte d'énergie, la fragmentation peut être améliorée en introduisant une petite poche de charge centralisée à l'intérieur du bourrage [9].

- **Initiation des explosifs et types d'amorçage**

Après avoir foré et chargé un trou, il est alors nécessaire de lier le modèle. Cela implique la pose du cordon le long de la rangée pour former la ligne qui est liée à chaque charge. Pour réduire les risques des ratés et assurer la détonation complète, dans le cas des grands modèles, on applique les lignes de sécurité. Alors, au périmètre une ligne est attachée autour du modèle pour fournir un essai

La mise à feu, ou la ligne de lancement sera normalement relier au milieu de la ligne principale du front. Les autres séquences du tir sont illustrées dans la figure 1.10. La séquence du tir, après l'initiation de la première ligne, est contrôlée par l'emploi des microretards.

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose de :

- D'un générateur thermique (mèche lente ou perle d'allumage de détonateur électrique,
- D'un explosif primaire,
- D'un explosif secondaire.

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

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

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

## 6. Accessoires de tir

Pour la mise à feu des différentes charges explosives, il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de raine 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[10]

### • Mèche lente

La mèche lente est constituée d'une âme de poudre noire entourée de plusieurs enveloppes des fils tressés, recouverts d'une gaine de PVC, sa vitesse de combustion est de [90 - 120] (m/s), elle est utilisée pour l'allumage des détonateurs pyrotechniques[10]

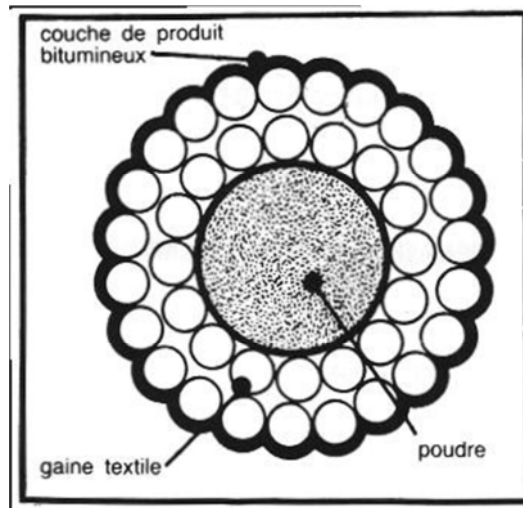


Fig. 8. : Coupe de la mèche lente





Fig. 9 : allumage de la mèche lente

• **Cordeau détonant**

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite, c'est un explosif très puissant, il est enveloppé par des fils tressés recouverts d'une matière plastique, cela lui confère une étanchéité et une résistance élevée à l'eau, sa vitesse de détonation est supérieure à 6 500 (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 des travaux tels que pré fissuration, découpe et poste-découpage de la roche, il peut amorcer par tous les types de détonateurs électriques et pyrotechniques.[10]

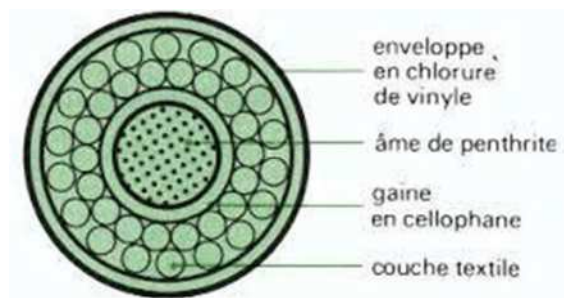
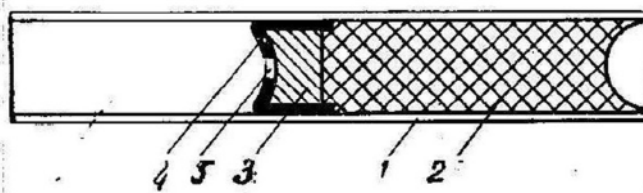


Fig. 10 : coupe transversale d'un cordeau détonant

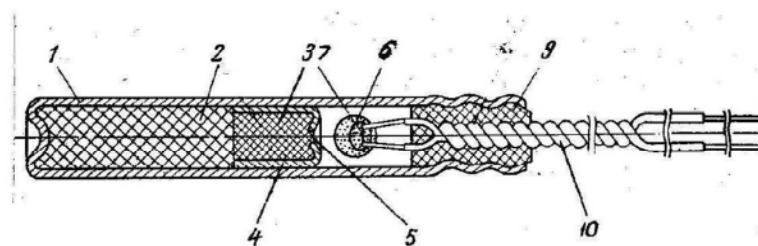
• **Détonateurs**

- **Détonateur pyrotechnique** est constituée par un tube cylindrique métallique (en cuivre ou en aluminium) ou en papier, ouvert d'un bout pour l'introduction du cordeau Bickford.
- **Détonateur électrique** : se distinguent des amorces par le moyen de la mise à feu de la charge amorçant, réalisé par un dispositif spécial appelé allumeur électrique.  
Il existe les détonateurs électriques instantanés, à retard et à microretard.
- **Détonateurs instantanés** : Avec l'emploi des détonateurs instantanés l'amorçage des charges explosives sont parfaitement simultanés, n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).
- **Détonateurs électriques à retard « DER »** : L'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice, les temps de retard varient de 0.5 (s) pour le n° 1 jusqu'à 6 (s) pour le n° 12, il existe 12 numéros de retard soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané) ;
- **Détonateurs électriques à microretard « DEMR »** : 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) ;
- **Détonateurs sismiques** : L'ONEX produit pour la recherche géophysiques des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage. Etanchéité, bonne protection).

$\alpha$



$\beta$



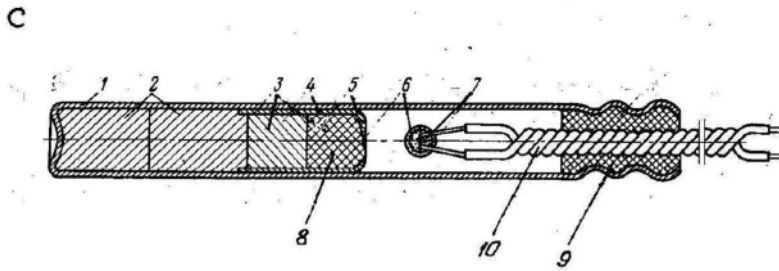


Fig. 8 : schémas des détonateurs : a) détonateur pyrotechnique ; b) détonateur électrique instantané ; c) détonateur électrique à retard.

1- Tube laiton ; 2- explosif secondaire ; 3- explosif primaire ; 4- cuvette métallique ; 5- lumière ; allumeur ; 6- fil de pont ; 7- charge retardatrice ; 8- bouchon plastique ; 9- fils.

- **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 (ni) est de 6,1 ( $\Omega$ ).

## 7. Conclusion

Les connaissances actuelles par rapport à la fragmentation à l'explosif sont très limitées, par contre un ingénieur exploitant dispose des techniques existantes et au mieux les modèle existant qu'il reproduit. Ce pendant leur efficacité à l'échelle industrielle reste à démontrer.

L'entreprise minière apporte deux exigences incontournable à sa rentabilité :

- Réduire les couts des explosifs
- Une fragmentation de grande quantité de roche au dimensionnement des machines disponibles.

Répondre à ces exigences est un compromis difficile.

**INTRODUCTION :**

L'entreprise ayant déjà établi ses objectifs et plan de travail annuel, nous essayeront dans ce chapitre de présenter au mieux la situation géologique, les objectifs fixés par l'entreprise, le rythme de travail.

**1. SITUATION GEOGRAPHIQUE :**

Le Gisement de fer d'Anini situé dans la partie septentrionale de l'Algérie à environ 30km au Nord- Ouest de la ville de Sétif à 03 km au sud du village d'Ain Roua, à 10 km à l'Est de Bougaa, structurellement la mine d'Anini se trouve dans le flanc sud de Djebel Anini.



**Fig.12 : Situation géographique de la mine d'Anini d'après la carte topographique 1/200 000 – Sétif**

**1.1.REFERENCES DU PERMIS MINIER :**

- **Permis minier** N°306PXM du 10/11/2014 fer
- **Superficie** : 358 ha.
- **Statut juridique du terrain** : forestier.
- **Coordonnés U.T.M du périmètre** :

Tableau : coordonnées U T M du périmètre

<b>Points</b>	<b>Coordonnées UTM (X)</b>	<b>Coordonnées UTM (Y)</b>
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

**1.2. 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.

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

**1.2.1. Le domaine telien :**

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.

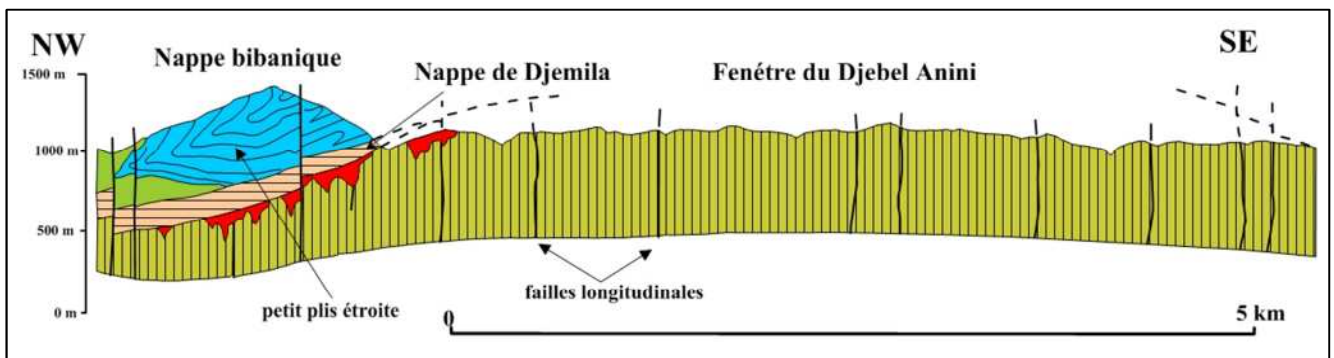
- **La nappe de Djemila :** Elle est mise en évidence par J.M. Vila en 1975 et reconnu son allochtonie en 1980, On regroupe sous le nom de nappe de Djemila les unités suivantes :
  - ✓ L'écaille inter-cutanée de Beni Ourtilane.
  - ✓ La série de Bousselam aux environs de Djebel Guergour, Aniniet Hellel.
  - ✓ 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).

**1.2.2. L'ensemble allochtone sud Sétifien:**

Début 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 chaînons intermédiaires ».

Il est formé par un empilement d'écailles limitées par des accidents cisailant 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 subsidente.



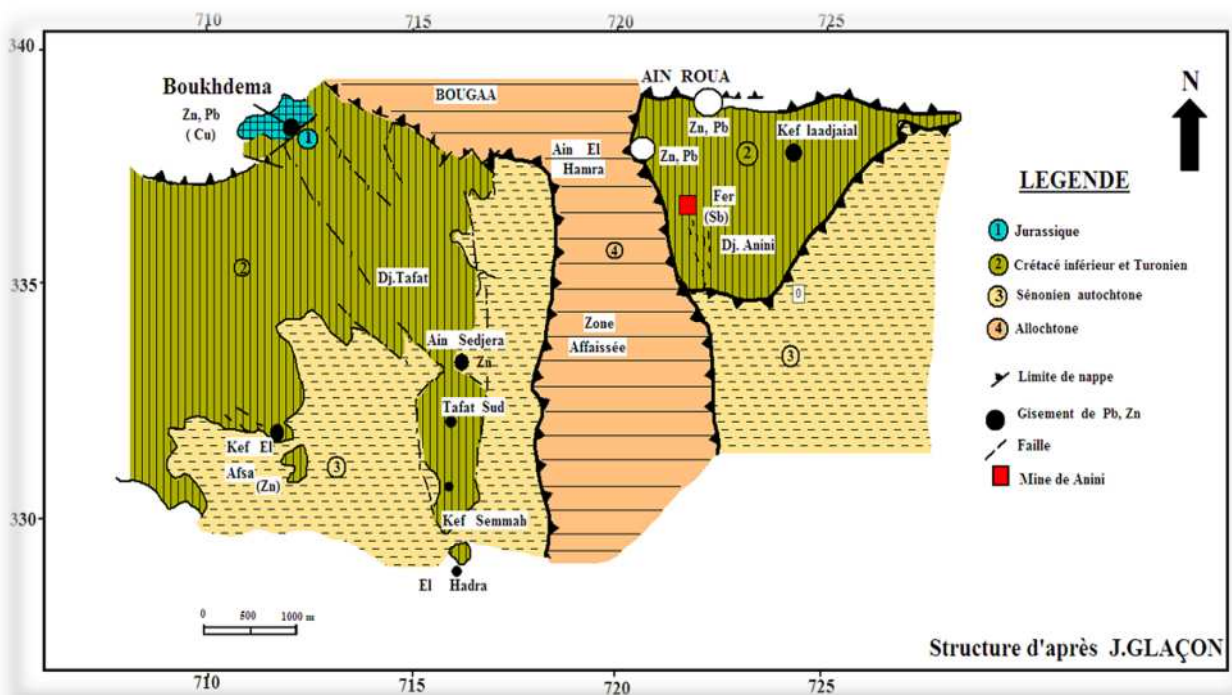
- **Karst anté-nappe :** remplie par le minerai de fer
- **Nappe bibanique:** marnes d'âge Céno-mano-Turonien, en corniche formée d'alternances des calcaires marneux noirs et de marnes grises d'âge Albien supérieur à Campanien basal.
- **Nappe de Djemila :** des marnes noires, brunes et grises à bancs et boules jaunes d'âge Eocène moyen.

## CHAPITRE II : DESCRIPTION DE LA MINE DE FER ANNINI

sup. et par des calcaires siliceux fins roses et verts et calcaires gris et marno-calcaires siliceux d'âge Jurassique.

- Cénomaniens et Turoniens:** dolomie et calcaire à Orbitoline,
- Crétacé inf.:** intercalation marno-calcaire

**Fig.13 : coupe géologique schématique de la fenêtre du Djebel Anini - Ain Roua –**



**Fig.14 : Situation géologique et Structurale de la région de Djebel Anini, Feuille 1/50 000 Ain Roua – Sétif**

### 1.3. GEOLOGIE LOCALE DU GISEMENT :

Les formations géologiques qui constitue le massif djebel Anini affleurent 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 de vides karstiques de direction NW, remplis d'hématite et des épanchements d'argile ferrugineuse incluant des blocs et fragments.

#### 1.3.1. LITHOSTRATIGRPHIE :

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

##### A- CRÉTACE :

**A.1- Crétacé inférieur :** il représenté par une série d'alternance de marne. Calcaire et grés.

**A.2- Crétacé supérieur :** il représente essentiellement par des dolomies a la base surmontée par des calcaire sparitique de caractère récifal a *Orbitoline* passent a 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.

**B- QUATERNAIRE :** ces formations sont représentées par : des argiles de recouvrement occupent presque la moitié de la surface du gisement elles sont essentiellement hématiques (teneurs moyenne en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  est 40%) et constitue de minerai exploitable.

#### 1.3.2. TECTONIQUE LOCALE :

Les formations géologiques carbonatées du djebel Anini affleurent sous la nappe de Djemila sous forme d'une fenêtre tectonique, structurellement le gisement est un partie d'un anticlinal dont l'axe est oriente E -W, le noyau de l'anticlinal est formé de calcaire massif de turonien à pendage 10° à 25°.

La structure tout entière est disloquée par des failles longitudinales et transversales dont les amplitudes vont 500 a700m et le pendage de 60° à 80°, engendre le déplacement des blocs



sur 50-200m, ces failles sont souvent de petit plis étroite faiblement inclinées. **(Fig.02)**

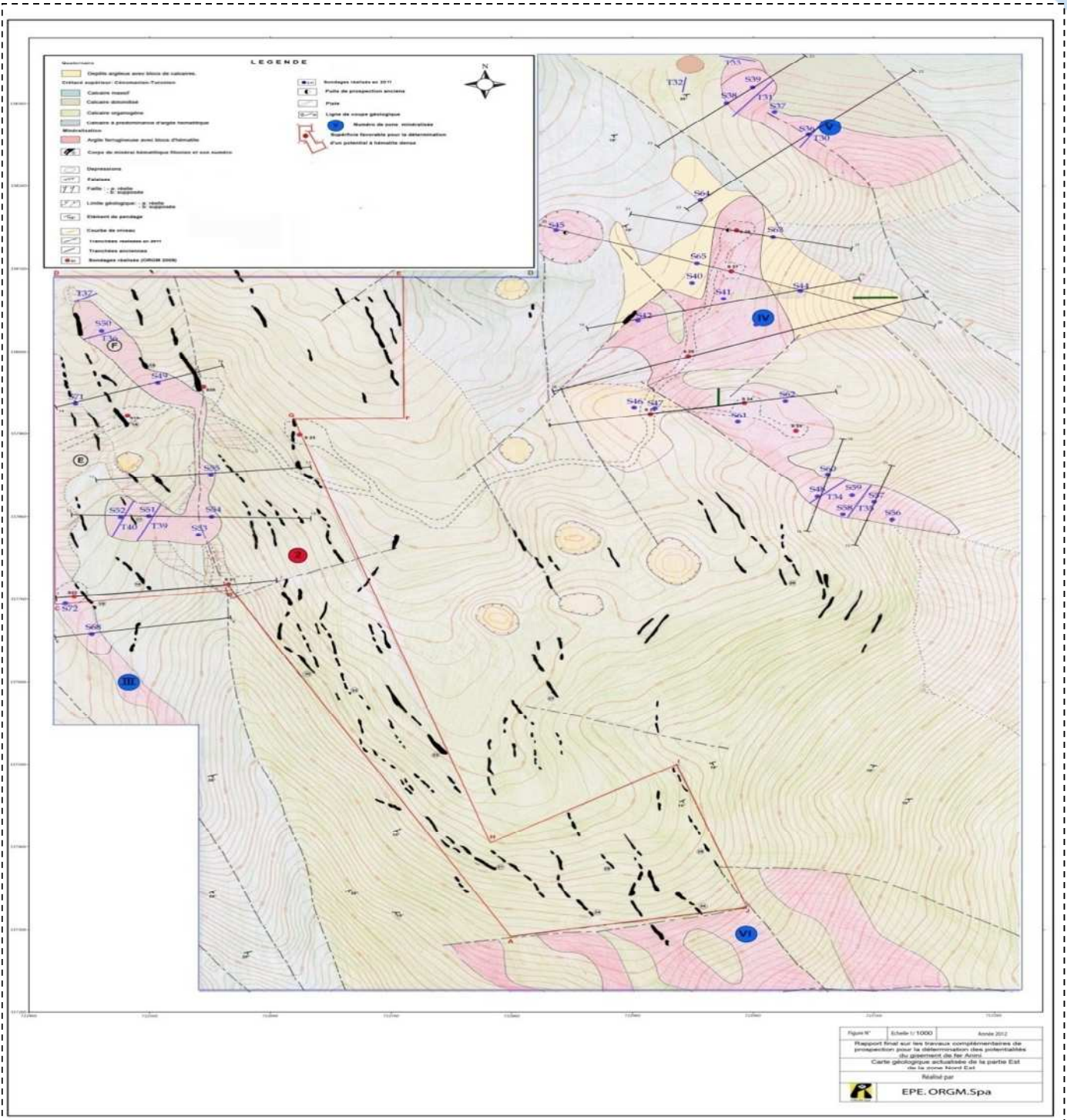
Les fracturations ont commencé depuis le **Sénonien** et se sont produites avant que la nappe de Djemila ne soit charriée.

Après le **Sénonien** et exactement durant le **pliocène** des phénomènes Karstiques commence a développés.

D'après J. M villa en1980 il y a deux types de déformations structurales qui ont affecté le massif d' Anini:

**A.Le charriage** : entre les séries de nappe de Djemila et le massif d' Anini**(Fig.3)**.

**B. La tectonique cassant (les failles)** : des fractures subparallèles de direction NW se remplies de **minerai massif d'hématite**, et calcite, ces fractures affectent toutes les séries du massif compris le **mio- pliocène** sont révélées par une tectonique en horst et graben à caractérisées par des failles de direction N140°à160°Est.



**Fig.15:** Carte structural 1/1000 du gisement de fer Anini – Sétif .

#### **1.4.Minéralisation :**

La minéralisation ferrifère 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 de l'hématite rocheux dense, ou bien les deux qui sont d'ailleurs les plus représentatifs.

##### **1.4.1. 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.5**), cônes et amas (**Fig.6**) 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.

##### **1.4.2. NATURE DE MINERAI**

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

- **Minerai tendre** : 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.
- **Minerai 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.16 : Minerai tendre**



**Fig.17 : Minerai rocheux**

**1.5.CALCUL DES RESERVES GEOLOGIQUES :**

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 :

	Réserves	Réserves	Teneur moyenne en Fe	Réserves exploitables	Réserves extraites (T)	Réserves exploitables restantes (T)
	Géologiques	Géologiques		(T)		
	Initiales (T)	Actualisées				
		(T)				
Partie centrale	3 895 429	2 236 900	51,69%	1 700 000	1 658 529	41 471
Partie nord-est	2 484 051	1 758 906	27,5% à 47%	1 102 670	725 145	377 525
Total	6 379 480	3 995 806	/	2 802 670	2 383 674	418 996

Les réserves calculées par la méthode de blocs géologiques et coupes géologiques pour chaque zone.

Les contours des blocs dégagés sont tracés en surface soit par les tranchées, les sondages, les limites géologiques (affleurements) et par la méthode d'extrapolation.

Les principaux éléments de calcul sont :

- La teneur moyenne en Fer total a été déterminée par la méthode de moyenne pondérée sur la longueur de l'échantillon.
- L'épaisseur moyenne représente l'extension verticale moyenne de la minéralisation en profondeur pour chaque bloc ou filon prise à partir des sondages.
- Le volume de chaque bloc ou filon est calculé par la méthode géométrique, moyenne du poids spécifique des échantillons prélevés dans la zone en question. (ORGM)

**1.6. CONTROLE DE LA QUALITE DU MINERAI DE FER :**

Avant de libérer un produit marchand, nous devons s'assurer de sa conformité par rapport aux exigences du client.

Pour se faire, des échantillons doivent être prélevés régulièrement de différents endroits suivant la procédure technique à savoir ;

- Gradins (Saignées) : nous permet de reconnaître la qualité moyenne du minerai après son abattage ;
- Stocks du minerai marchand : nous permet de maîtriser la qualité du produit marchand avant son expédition.

Puis on transmet ces échantillons à un laboratoire pour effectuer périodiquement des analyses des composants à contrôler.

### **1.6.1. Méthode d'exploitation :**

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 de Anini à relief montagneux plaide en faveur d'une exploitation à ciel ouvert du haut vers le bas et la méthode adaptée est sélective avec transport.

#### **1.6.1.1. Les caractéristiques géométriques des ouvrages miniers :**

- Hauteur moyenne des gradins  $H_g \leq 06$  m
- Largeur des plateformes de travail,  $B_{tr} \geq 16$  m.

- Largeur de la berme de sécurité = 2 m
- Largeur de la piste de roulage est de 8 m
- La pente de la piste de roulage < 08 %
- Angle de talus du gradin dans le calcaire 75°-80° et 60 ° dans le minerai.
- Angle du bord final d'exploitation : 70°, afin de garantir le coefficient de sécurité de 1,3 et ainsi éviter tout incident de stabilité.

#### **1.6.1.2.Capacité et régime de travail de la mine :**

La capacité de production est basée sur les prévisions de **400 000 t** de la masse rocheuse :  
200 000 t de minerai / 200 000 t de stérile avec un régime de travail comme suit :

- Nombre de jours ouvrables par an : 250 j/an
- Nombre de postes ouvrables par an : 250 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

#### **1.6.2. ORDRE D'EXPLOITATION :**

Pour réaliser les objectifs de l'exercice 2021, arrêtés à **200 000T** de minerai, il est nécessaire de concentrer les travaux d'exploitation au niveau de la zone centrale (bloc Est et bloc B) pour extraire 84 000 T de minerai qui représente 42 % de la production annuelle ; et la partie Nord-est (zone IV et bloc F) du gisement pour extraire 58 % de la production planifiée soit **116 000 Tonnes** ; en dégageant **200 000 T** de stériles.

L'accès aux différents niveaux est assuré par les pistes et accès existants.

- a- Bloc Est de la zone centrale :** cette zone sera programmée pendant la période hivernale, en respectant les grands axes du plan d'exploitation initial établi sur cette zone en 2018, par la direction technique.

Le développement des travaux d'exploitation sera effectué du N W vers le S E. D'abord on développe le niveau 1432/1426 entre les coupes (IX,VIII,IV) jusqu'à atteindre le niveau

1426/1420 , puis de S E vers le NW en constituant des sous gradins de 4 m jusqu'à atteindre le niveau 1418 .

Pour le filon 20 on procède d'abord par les travaux d'élargissement sur le côté Est du filon sur un front de 117 m pour crée une plateforme de travail de 10 à 13 m. L'extraction se fera par des sous niveaux de 3 m.

Quant au coupes (XI, VII ' et AA) on va créer une tranchée d'accès (f19 et f 32) niveau 1406m et on va entamer l'exploitation de SE au NW avec l'élargissement des cotés Est et Ouest du filon.

**b- Bloc B :** l'exploitation se déroulera entre les niveaux 1438/1432, 1432/1428et 1428/1420 l'extraction se fera du haut vers le bas avec des sous niveaux de 3 m .

**c- Bloc F :** pour la coupe 06 les travaux d'exploitation seront concentrés entre les niveaux 1396/1390, 1390/1386.

Pour la coupe 13 les travaux d'exploitation seront situés entre les niveaux 1435/1429, 1424/1416 on procède d'abord à l'élargissement des plateformes de travail pour les 2 corps.

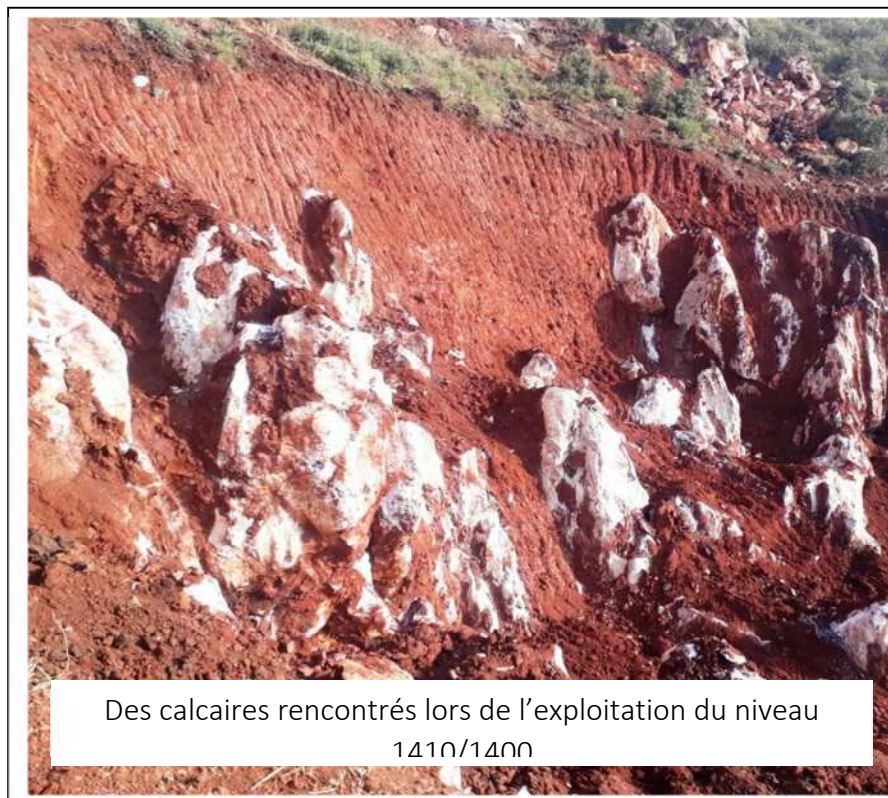
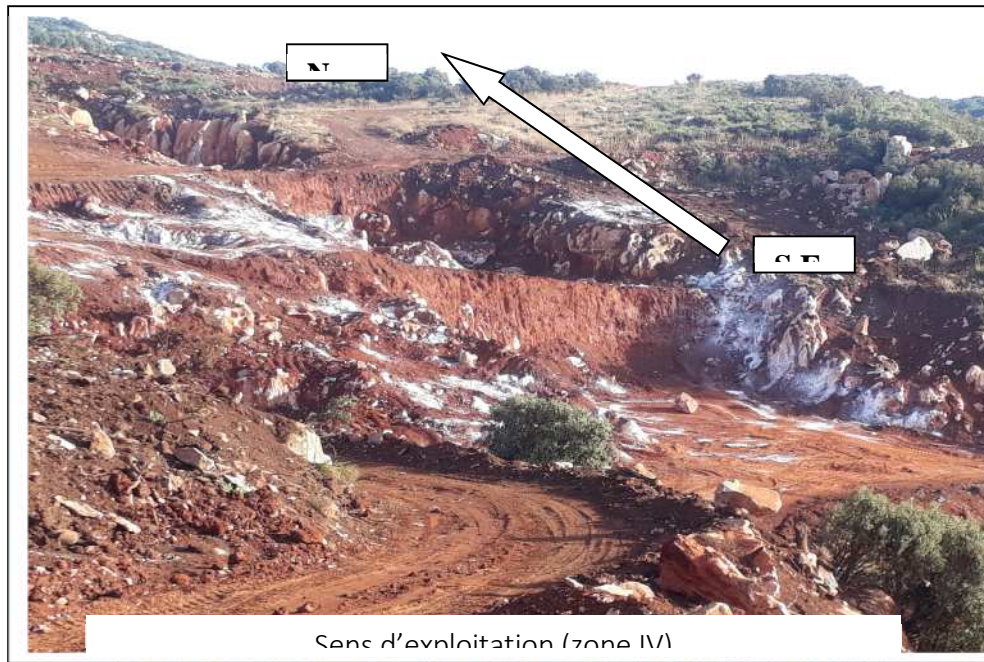
### **d- ZONE IV :**

Le contour projeté pour cette zone est situé entre les coupes 17,16,15 et 14 et les niveaux (1426/1420), (1420/1412), (1405/1398), (1386/1380). L'exploitation s'effectuera du haut vers le bas en développant ces niveaux du SE vers le NW .

L'avancement dans les différents niveaux se fera avec des gradins de 6 m avec l'élimination des stériles et l'élargissement des plates-formes de travail.

L'accès aux différents niveaux est assuré avec des pistes existantes.





**Fig.18** : Structure du gisement

**1.6.3. ORGANISATION DES OPERATIONS D'EXTRACTION :**

**II.3.1. Travaux d'abattage :**

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

**1.6.3.1. 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 déterminé par la formule suivante :

**Rch**= Vf × Tp × Ku (m/p).

- **V f** : Vitesse pratique de forage d'un mètre de trou par heure (Vf = m/h).
- **Tp**: durée d'un poste de travail (Tp= 7.5 h).

- **Ku** : Coefficient d'utilisation du temps (Ku = 0,8)

<b>Production</b>	<b>Postière</b>	<b>Mensuelle</b>	<b>Annuelle</b>
Minerai (tonnes)	<b>797</b>	<b>16 667</b>	<b>200 000</b>
Stérile (tonnes)	<b>797</b>	<b>16 667</b>	<b>200 000</b>

Masse rocheuse (tonnes)	<b>1594</b>	<b>33 334</b>	<b>400 000</b>
----------------------------	-------------	---------------	----------------

#### 1.6.4. Travaux de tir :

On rapporte dans ce chapitre les paramètres de tir appliqués actuellement par l'entreprise qui sont représentés dans le tableau suivant :

**Tableau 2** : Paramètres du Tir

PARAMETRES	UNITES	Valeurs
Hauteur du gradin	M	6
Diamètre de forage D	Mm	89
Inclinaison du trou	°	80°
Ligne de moindre résistance W	M	3,12
Distance entre les trous a	M	3,74
Langueur du sous forage Ls	M	0,93
Longueur du trou incliné Ltr	M	7,05
Volume abattu par trou Vab	M <sup>3</sup>	69,86
Volume abattu par 1m de trou Vab	M <sup>3</sup>	9,90
Production planifiée/an	T	200 000
Longueur de bourrage	M	1,58
Quantité de charge par trou	Kg	31
Quantité d'explosif par an	Kg/an	22 869
Consommation spécifique d'explosif	Kg/T	0,114

## CHAPITRE II : DESCRIPTION DE LA MINE DE FER ANNINI

Csp		
Nombre de tire par mois	Tir/mois	2
La charge est constituée de :		
- Anfomil en vrac	%	50
- Marmanit en cartouche		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

**1. Influence des paramètres de tir sur la qualité de l'exécution :**

L'exécution d'un tir de mine est un procédé très complexe et difficile à maîtriser, cependant la classification des paramètres de tir peut se faire suivant leurs nature CONTROLABLES ou INCONTROLABLE.

Variables contrôlables	<p>Diamètre du trou</p> <p>Langueur de foration ou de trou</p> <p>Sous foration</p> <p>Inclinaison du trou</p> <p>Hauteur et nature du bourrage</p> <p>Hauteur de gradin</p> <p>Banquette et espacement</p> <p>Taille et configuration du tir</p> <p>Type et énergie de l'explosif</p> <p>Géométrie de la charge</p> <p>Système d'amorçage</p> <p>Nombre de surfaces libre</p> <p>Direction de dégagement</p>
Variable incontrôlables	<p>Ce sont les paramètres géologiques et géotechnique :</p> <p>Matrice rocheuse, direction des famille de faille altération du massif, eau.</p>

**TABLEAU 3 : Paramètre contrôlable et non contrôlable**

### **2. Les paramètres contrôlables les plus influant :**

#### **2.1 Le diamètre du trou et son inclinaison :**

Le diamètre du trou dépend essentiellement du degré de fragmentation ciblé ainsi que du type d'excavation. L'inclinaison des trous améliore fortement la qualité de fragmentation et donne un déplacement et un gonflement du tas à charger. Les trous inclinés nécessitent moins de sous forage et utilisent mieux l'énergie explosive. Abaisse le niveau de vibration et diminue le risque d'apparence de pieds de forage.

Quant au diamètre des trous il donne une meilleure économie de forage mais induit des couts additionnels, la vitesse de détonation sera plus élevée et donc d'une meilleure stabilité. Mais en cas de massif très fracturé un plus grand diamètre de trou ne permettra pas la fragmentation désirée dans ce cas il est plus utile de forer en diamètre réduit.

#### **2.2 L'excès de forage (sous forage) :**

Il est impératif pour la fragmentation au pied du gradin, ce qui pour but de faciliter le travail des engins de chargement de suivre de niveau exigé. Une fragmentation de qualité médiocre à ce niveau entraîne des opérations très couteuse et une fragmentation excessive peut engendrer un endommagement de la stabilité de la partie inferieur des talus.

#### **2.3 Longueur du trou :**

Elle dépend essentiellement de la hauteur du gradin qui est un paramètre très important dans l'exploitation à ciel ouvert : le choix de la hauteur du gradin dépend des propriétés des roches, de la méthode d'exploitation, des équipements d'extraction et en même temps elle doit assurer la production annuelle planifiée de la carrière tout en assurant la sécurité du travail. La longueur du trou dépend aussi de l'inclinaison du trou et de la longueur d'excès de forage. L'augmentation de la hauteur du gradin entraîne une réduction du taux de hors gabarits, par l'effet de la chute libre des blocs.

#### **2.4 Paramètres liés au bourrage :**

Les paramètres liés au bourrage du trou sont la hauteur et la disposition du bourrage et la qualité des matériaux de bourrage.

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il est aussi là pour éviter le travail en cratère de la dernière charge.

Dans les mines et carrières à ciel ouvert en Algérie l'utilisation de produit de forage comme bourrage est monnaies courante mais l'expérience montre que dans ces cas il y a toujours des projections de débouillage important au moment du tir.

L'utilisation de gravillons (4/8) donne de meilleur résultat.

### **3. Paramètres liés au plan de tir :**

#### **3.1. Banquette :**

C'est la distance entre l'arrête supérieure du gradin et la première rangé de trous.

#### **3.2. L'espacement :**

La distance entre deux trous voisins est appelé espacement, elle représente 1.25 fois de la banquette pour l'obtention de résultat optimal.

Une bonne fragmentation peut être obtenue entre (0.8 et 1.5) fois de la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

#### **3.3. Rapport de la maille :**

C'est le rapport entre l'espacement et la banquette, généralement est appelé E/B.

Langefors et Kihlström conseillent de le prendre compris entre 1 et 1.5. Ce rapport influence la fragmentation obtenue : un E/B proche de 1 va avoir tendance à produire des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 fournira une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 va engendrer une fragmentation régulière.

#### **3.4. Présence des faces libres :**

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

Dans le cas de l'interface roche/air, la réflexion est presque totale (BLANCHIER et AL, 1988).

L'onde de compression se réfléchi alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage.

### **4. Paramètres liés à l'explosif :**

Le terme de consommation spécifique désigne la quantité d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1m<sup>3</sup> de roche (ou 1t), elle est donc donnée en kg/m<sup>3</sup>.

Roches	Consommation spécifique en m cube
Basalte	0.33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen à dur	0.35/0.40
Diorite	0.45
Granite dur	0.45
Grès fins	0.40
Quartzite pâte fine	0.53
Quartzite fracturé	0.30

Tableau 4 : consommation spécifique selon le type de roche

#### 4.1. La séquence et le système d'amorçage :

La séquence d'initiation est l'ordre dans le quel détonnent les différents détonateurs placés dans les explosifs.

Au lieu de tirer les explosifs au même moments, ce qui n'offre aucune surface de dégagement, il est recommandé d'utiliser les détonateurs à micro retard ce qui procure des surfaces libres de dégagement à la suivante.

### 5. LES PARAMETRES NON CONTROLABLES

#### 5.1. LES PROPRIETES STRUCTURELLE

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

Les plans de discontinuités arrêtent la propagation de fractures dans la roche ; la microstructure de la roche abattue et les imperfections naturelles influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique (création de fractures multiples et bifurcation des fractures individuelles).<sup>9</sup>

#### 5.2. Dimensionnement d'un schéma de tir :

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

- Le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur, son inclinaison et sa régularité ;
- Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette ;



- L'espace est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- La maille qui définit le couple banquette-espace ;
- L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forcer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par sur foration ;
- L'explosif placé en fond de trou est désigné par la charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante.
- Un bourrage placé soit entre deux charges et en haut dans le cas d'une charge discontinue, soit en haut de trou pour une charge continue ;
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans le quel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines. L'ensemble de ces paramètres constitue un schéma de tir

### **5.3.Mode de forage utilisé :**

Les principales orientations à suivre lors de l'opération de forage sont :

- Travailler à une distance de 3-5 m du front de taille pour éviter les chutes.
- Installer des clôtures ou des barrières mobiles entre le lieu de forage et le bord du front.
- Réserver l'accès à la zone du forage au personnel nécessaire à l'opération.
- Mettre les blocs hors gabarit préparés pour le débitage secondaire en dehors de la zone d'abattage.
- Installer un aérage aspirant qui dégage la poussière du trou.

Le mode de forage étant utilisé est roto percutant hors du trou, voici une petite définition

. Formation par roto percussion avec marteau hors du trou : Les matériels roto percutants sont caractérisés par :

- La fréquence de frappe : 1000 à 4000 coups par minute ;
- L'énergie par coup ;
- La possibilité ou non de faire varier l'un ou l'autre de ces paramètres. En règle générale, une faible énergie et une fréquence élevée donnent de bons résultats en terrains tendres, mais ne permettent pas toujours une foration correcte en terrains durs.

## **6. Calcule des paramètres de tir :**

### **6.1.Choix de l'explosif :**

Dans le cas de la mine de Annini on propose l'utilisation de deux types d'explosifs, ils sont déjà utilisés au niveau de la mine. Anfomil et Marmanite vu leurs différences de caractéristiques et leurs complémentarités dans ce cas de figure.

### **6.2.Le coefficient d'énergie (S) :**

Le coefficient d'énergie S de la formule de Langefors correspond à l'énergie de la charge de pied.

Si les explosifs des deux charges sont différents, et c'est le cas général, il convient de calculer un S moyen pondéré en fonction de leur répartition.

La banquette à abattre croît comme la racine carrée de l'énergie (poids d'explosif × énergie unitaire) développée par le ou les explosifs qui ont été retenus pour la charge de pied.

A quantité d'explosif égale, la largeur de la banquette B croît comme la racine carrée du coefficient d'énergie S [11]

### **6.3.La charge linéaire (Lf) :**

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

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

Pour les produits livrés en cartouches, on calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trous. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche [11].

### **Coefficient de tassement à appliquer :**

1,06 à 1,08 Explosif à faible consistance (gel, émulsion) ;

1,04 à 1,06 Explosif à consistance moyenne (Dynamite Gomme) ;

1,02 à 1,04 Explosif à consistance dure (Explosifs pulvérulents ou nitrates).

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

Comme pour le coefficient d'énergie S, l'utilisation d'explosif de nature différente dans la charge de pied nécessite une pondération des charges linéaires afin d'obtenir un Lf moyen.

**Le coefficient d'inclinaison (Cin) :**

Au cours du processus d'abattage, l'onde de choc de compression se réfléchit en traction sur la surface libre. Elle induit une fracturation secondaire qui est à l'origine de la fragmentation des roches. Son efficacité est proportionnelle à l'importance de la surface libre offerte. La surface de dégagement varie en fonction de l'inclinaison du front d'abattage. Elle croît avec l'inclinaison. Le coefficient Cin est fonction de l'angle que fait le front avec la verticale. Pour des angles ( $\alpha$ ) comprise entre 0° et 30°, les valeurs de Cin sont les suivantes :

A	B
0	1
10	0.95
20	0.90
30	0.85

**6.4. La résistance au tirage (RT) :**

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 :

0,35 pour des roches élastiques ;

0,40 pour des roches moyennes ;

0,45 pour des roches plastiques.

Une faible résistance au tirage permet à charge égale, d'augmenter l'épaisseur de la banquette.

**6.5. Le rapport de maille (E/B) :**

E est l'espacement entre les trous et B la banquette. On exprime ces valeurs en mètres et centimètres généralement arrondis à 5 cm près après calcul.

Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- Pour l'obtention de granulats le rapport de maille recommandé est :  $1 < E/B < 1,3$  ;
- Pour la production d'embrochement il est :  $0,8 < E/B < 1$ .

Un rapport de maille trop faible nuit à la granulométrie moyenne.

Un rapport trop élevé induit un mauvais découpage du front d'abattage et conduit à la formation de bosses en pied de gradin, entre les trous.

**Tableaux des paramètres du plan de tir adopté**

Paramètres	unité		Valeur
Longueur totale du trou	M		12,91
Longueur du bourrage	M		1,5
Longueur totale de la charge	M		11,4
Charge en brisant par trou	Kg		22
Charge en ANFO par trou	Kg		21
Charge totale par trou	Kg		43
Charge brisant + Anfo par mètre	kg/m	43 kg / 11,4 m	3,77
Longueur de la charge en brisant	M	22 kg / 3,77	5,83
Longueur de la charge en Anfo	M	21 kg / 3,77	5,57
	Kg	Total	11,4

PARAMETRES		UNITE	mineral	stérile
Hauteur du gradin	H	m	6	6
Diamètre de forage	D	mm	89	89
Inclinaison du trou	A	°	80	80
Ligne de moindre résistance	W	M	3,12	3,12
Distance entre trous	A	M	3,74	3,74
Longueur du sous forage	Ls	M	0,93	0,93
Longueur du trou incline	Ltr	M	7,05	7,05
Volume abattu /trou	Vab/t	m3	69,86	69,86
Volume abattu / 1 m de trou	Vab	m3/m	9,9	9,9
Longueur de bourrage	Lb	m	1,58	1,58
Consommation spécifique d'explosif	Csp	kg/m3	0,29	0,29
Production annuelle		m3	57 142,86	80 000,00
Quantité d'explosif prévu par an		kg/an	16 334,82	22 868,75
La charge est constituée de :				
Anfomil		%	50	50
Marmanite			50	50
		Electrique à micro retard et cordeau détonant		

### 7. Méthode de Langefors [12]

C'est une formule semi empirique permet de calculer la valeur théorique de la banquette à abattre (Bth) à partir de cinq paramètres et d'une constante.

Elle présente l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessité des moyens de calculs puissants.

Cette formule n'est applicable qu'à des tirs de mines parallèles à leur surface de dégagement.

LANGEFORS a bâti sa méthode sur de nombreuses observations sur le terrain.

Les hypothèses de départ de cette méthode sont :

Trous surforés de  $0.3 V$  ;

Charge de pied s'étendant sur  $1.3 V$  ;

Hauteur de bourrage égale à  $V$  ;

Charge de colonne occupant la longueur restante du trou.

$V$  est l'épaisseur de la tranche abattue entre la première ligne de trous et le front ou entre deux lignes de trous et s'appelle la banquette.

La charge linéaire minimale de pied nécessaire pour briser la roche est donnée par la relation empirique suivante :

$$(1) \quad L_{P_{\min}} = 0.88 \cdot \frac{f}{S_p} \cdot E/V \cdot \left[ \frac{0.07}{V} + R + 0.004 \cdot V \right] \cdot V^2$$

Avec :

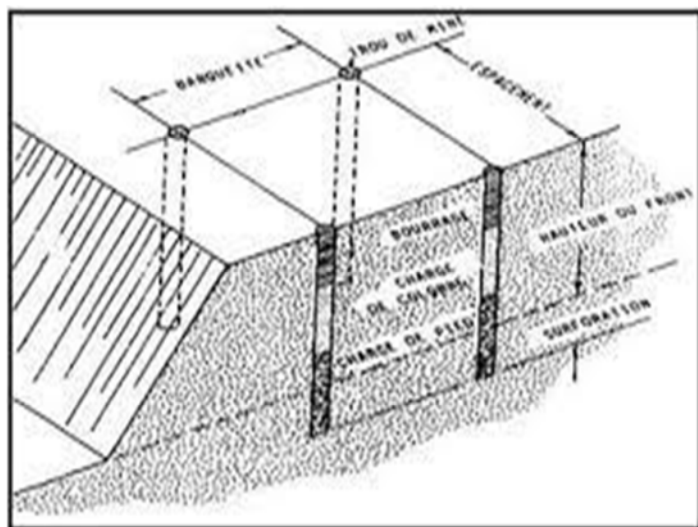
$S_p$  : WeightStrengthde l'explosif de pied

$f$  : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison d trou

$R$  : Résistance au tirage de la roche

$E/V$  : Rapport de maille Espacement de trous / Largeur banquette

$V$  : Banquette.



**1. Méthode Russe**

**1.1 Hauteur de gardian**

Le gradin constitue la façon la plus rationnelle pour, abattre la roche et consiste en l'exécution de gradin approprié. Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- caractéristiques des excavateurs employés ;
- stabilité des roches ;
- nécessité d'exécuter des tirs d'abattage ;
- règles de sécurité ;
- production annuelle.

Dans notre cas la hauteur du gradin ne dépasse pas 12 m.

**1.2 Diamètre de trou**

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant de forage et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant et traitement de minerai.

Dans notre travail le diamètre du trou est choisi selon les caractéristiques technique de la station de concassage (l'ouverture du concasseur primaire) est donné par la formule suivante :

$$D_{\max} = D_{tr} \times K$$

Où :

- $D_{tr}$ : Diamètre de trou ;
- $K$  : Coefficient de tirabilité de roche

**Tableau IV.1 : coefficient de tirabilité.**

Tirabilité de roche	Valeur de (k)
<b>pour une roche difficile</b>	<b>0.1</b>
pour une roche moyenne	0.2
pour une roche facile	0.3

Dans notre cas on a roche difficile donc le coefficient de tirabilité égale ( $K= 0.1$ ) ;

-  $D_{\max}$  : Dimension maximale admissible du bloc sauté se détermine en fonction des paramètres des engins miniers. Dans notre cas se calcule après la station de concassage. Avec :

$$D_{\max} \leq 0.8 \times a$$

Où :

- $a$  : Capacité de l'ouverture de la station de concassage primaire ( $a = 850$  mm).

**1.3 Profondeur du sur-forage**

La profondeur du sur-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, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. La longueur de profondeur du sur-forage dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou et des propriétés d'explosif. Cette dernière est déterminée par la formule suivante :

$$L_{s\ tr} = [10\ 15] \div D$$

Où :

- $L_{s\ tr}$  : Profondeur du sur-forage ;
- $D$  : Diamètre de trou, (m).

**1.4 Consommation spécifique de l'explosif**

Dans les conditions naturelles, la consommation spécifique de l'explosif est déterminée par la relation suivante :

$$q = Q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}$$

Où :

➤  $Q_{et}$  : La consommation spécifique étalon correspond de la résistance de traction, compression, et déplacement ;

$$Q_{te} = 0.02 \times (R_c + R_{dp} + R_{tr}) + 2 \times \rho$$

Avec :

- $R_c$  : résistance de compression (918 Kgf/cm<sup>2</sup>) ;
- $R_{tr}$  : résistance de traction [0.8 ÷ 0.12]  $\times R_c$  on prend ( $R_{tr} = 91.8$  Kgf/cm<sup>2</sup>) ;
- $R_{dp}$  : résistance de déplacement [0.2 ÷ 0.33]  $\times R_c$  On prend ( $R_{dp} = 229.5$  Kgf/cm<sup>2</sup>) ;
- : la masse volumique (2.6 t/m<sup>3</sup>).

**Tableau IV.2 :** Classification de la tirabilité des roches.

Types de tirabilité	$Q_{et}$ (gr/m <sup>3</sup> )	classes	Catégorie
Tirabilité facile	≤ 10	1	1, 2, 3, 4,5
Tirabilité moyenne	10,1 ÷ 20	2	6, 7, 8, 9, 10
<b>Tirabilité difficile</b>	<b>20,1 ÷ 30</b>	<b>3</b>	<b>11, 12, 13, 14,15</b>
Tirabilité très difficile	30,1 ÷ 40	4	16, 17, 18, 19,20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1 ÷ 50	5	21, 22, 23, 24,

➤  $K_{ex}$ : Coefficient de conversion de l'explosif étalon utilisé ;

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

Avec :

- $A_{et}$ : aptitude de travail de l'explosif étalon ( $_{et}A = 360$  cm<sup>3</sup>/10g) ;
- $A_{ut}$ : aptitude de travail de l'explosif utilisé ( $_{ut}A = 260$  cm<sup>3</sup>/10g).
- $K_f$ : coefficient tenant compte l'influence de la fissuration ;

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

Avec :

- $L_m$  : dimension moyenne du bloc dans le massif ( $L_m = 2$ m).
- $K_d$ : coefficient tenant compte de degré de la fragmentation demandé ;

$$K_d = 0.5 / D$$

Avec :

- $D_{max}$ : diamètre maximale de l'ouverture de la station de concassage premier
- $D_{max} = 680$  mm ;

### 1.1. Ligne de moindre résistance

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Dans notre cas on a des trous inclinés donc la ligne de moindre résistance est calculée par la formule suivante

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q \times H_g \times P \times L_{tr}} - P}{2 \times m \times H_g \times q} ; [\text{m}]$$

Où :

- $H_g$ : hauteur du gradin, (11.5m) ;
- $L_{tr}$ : longueur du trou, (m).

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \beta} + L_s ; [\text{m}]$$

### 1.2. Espacement entre trous de mine

C'est la distance d'une même rangée qui porte le nom d'espacement. Elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = m \times W ; [\text{m}]$$

Où :

- $a$  : Espacement entre les trous, (m) ;
- $m$ : Coefficient de rapprochement entre deux trous,
- $W$ : ligne de résistance des roches au pied du gradin,

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de  $a$  et de  $W$  de telle façon que le produit  $a \times W$  reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation de la façon suivante :

- En augmentant  $a$  et en diminuant  $W$ , la roche est plus fragmentée, et les blocs sont plus petits ;
- En diminuant  $a$  et en augmentant  $W$ , la fragmentation est moindre, et les blocs obtenus sont plus gros.

### 1.3. Distance entre deux rangées

La distance entre les rangées de trou ( $b$ ) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin.

- pour un tir instantané  $\Rightarrow b = a ; [\text{m}]$
- pour un tir à micro retard  $\Rightarrow b = 0.8 \times a ; [\text{m}]$

### 1.4. Quantité d'explosif dans un trou

La quantité totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme des charges d'explosif de colonne et celle du pied.

On utilise la formule suivante :

$$Q_s = q \times a \times W \times H [\text{Kg/trou}]$$

Où :

- $E$ : Distance entre deux trous,



- $b$  : Distance entre deux rangées de trous,
- $H_g$ : Hauteur du gradin,

### 1.5. Longueur de la charge d'explosif dans un trou

La longueur de la charge donnée par la formule suivant :

$$Q = L_{ch} / p \text{ [m]}$$

Où :

- $L_{ch}$ : longueur de la charge d'explosif dans un trou, (m) ;
- $Q$  : quantité d'explosif dans un trou, (kg/trou) ;
- $P$  : charge métrique, (kg/m).

### 1.6. Bourrage

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile). Le bourrage réalisé avec d'usable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections.

#### a) Longueur de bourrage

La longueur du bourrage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

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

Où :

- $L_b$ : longueur de bourrage
- $L_{tr}$ : longueur de trou

#### b) Longueur de bourrage de bouchon

La longueur de bourrage de bouchon est donnée par la formule suivant :

$$L_{bb} = [20 \div 30] \times D_{tr}; \text{ [m]}$$

-  $L_{bb}$ : Longueur de bourrage de bouchon (m).

### 1.10 Volume du bloc

Le volume de bloc égale à la production annuelle divisée par le nombre d'intervalle de tir par le nombre des mois ou des semaines.

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_m \times N_{int} \times \rho} ; \text{ [ m}^3\text{]}$$

- $P_{an}$  : Production annuelle planifiée par la carrière;
- $\rho$  : la masse volumique
- $N_{int}$ : Nombre de tir par mois, (**2 tirs**) ;
- $N_m$ : Nombre des mois ouvrables par an,
- $V_b$ : volume du bloc abattu.

### 1.11 Volume de minerai abattu par un trou

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

$$V_{tr} = a \times W \times H_g; \text{ [m}^3\text{]}$$

Où :

- $V_{tr}$ : Volume de minerai abattu par un trou

**1.12 Nombre des trous dans un bloc**

Le nombre des trous dans un bloc est donné par la formule suivante :

$$N_{tr} = (A \times L) / a_i b_b$$

Où :

–  $N_{tr}$  : Nombre des trous dans un bloc.

**1.13 Quantité d'explosif totale dans un bloc**

La quantité d'explosif totale dans un bloc est donnée par la formule suivante :

$$Q_{tot} = Q \times N_{tr}; [Kg]$$

Où :

–  $Q_{tot}$  : Quantité d'explosif totale dans un bloc.

**1.14 Longueur total foré**

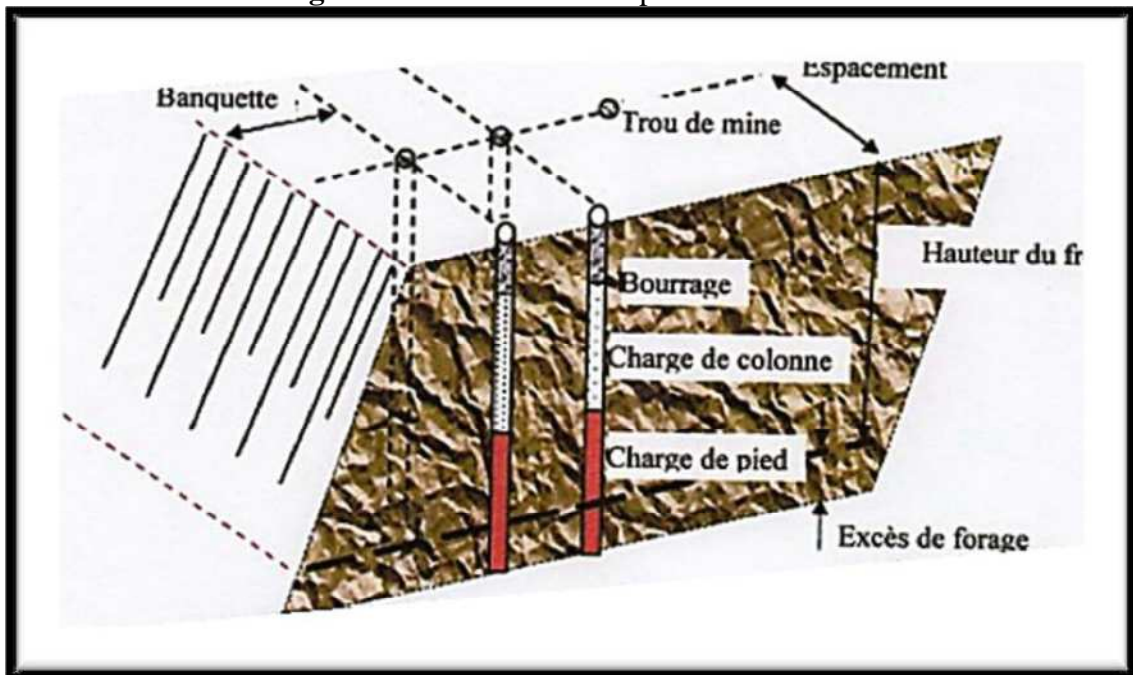
La Longueur total foré est donnée par la formule suivante :

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

Où :

–  $L_{tf}$  : Longueur total foré.

Figure IV.2. Schéma de disposition des trous



2 Methode de langefors

2.1 Banquettes maximale

La banquette maximale trouvée par la formule suivante :

$$B_{max} = 0.03 \times D_{tr} \times \sqrt{\frac{S \times \rho}{C \times f \times \frac{a}{B}}} \text{ ;[m]}$$

Où :

- $B_{max}$ : Banquette maximale ;
- $D_{tr}$ : diamètre du trou de mine (68 mm) ;
- $S$  : puissance de la charge de fond de l'explosif ;
- $\rho$  : densité de l'explosif utilise (=1.035g /cm<sup>3</sup>) ;
- $C$  : résistance au tirage, (0 .37kg/m<sup>3</sup>) ;
- $f$ : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine ( $\alpha$ ) ;
- $a/B$  : rapport de la maille.

a) Puissance de la charge de fond de l'explosif ;

La puissance de la charge de fond de l'explosif ; trouvé par la formule suivante :

$$S = \frac{5}{6} \times \left( \frac{E_t}{E_{to}} \right) + \frac{1}{6} \times \left( \frac{V_g}{V_{go}} \right)$$

Où :

- $E_t$ : énergie totale dégagée par l'explosif;
- $V_g$ : volume de gaz dégagé par l'explosif;
- $E_{to}$  et  $V_{go}$  sont les valeurs correspondant à celle de la dynamite suédoise.

Résistance au tirage

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

**Tableau:** Résistance au tirage de quelques roches :

Roche	C (kg/m <sup>3</sup> )
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0.25
<b>Calcaire moyen à dur</b>	<b>0,35 ÷ 0,40</b>
Diorite	0.45
Granite dur	0.45
Grés fins	0.40
Quartzite pâte fine	0.53
Quartzite fracturé	0.30

Pour les calcaires durs (notre cas) on prend la valeur de :  $C = 0,37 \text{ kg/m}^3$

**b) Facteur de contrainte**

La variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous illustré dans le tableau IV.5 ci-dessous :

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

<b>Inclinaison du trou, <math>\beta</math> (°)</b>	0	<b>15</b>	30	45
<b>Facteur de contrainte, f</b>	1.11	<b>1.02</b>	0.92	0.83

Pour notre cas  $\beta = 15^\circ$ , on prendra la valeur de f égale à 1,02.

**c) Rapport de la maille (a/B)**

a est l'espacement entre trous et B la banquette. Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- Pour l'obtention de granulats on recommande  $1 < a/B < 1,3$
- Pour la production d'engrènement on conseille  $0,8 < a/B < 1$  Dans notre cas on prend le rapport de la maille a/B égal 1.25 .

**Banquette pratique**

La Banquette pratique trouvée par la formule suivante :

$$B = B_{\max} - 0.05 H_g ; [m]$$

Où :

– B : Banquette pratique, (m).

**Espacement entre trous de mine**

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

$$a = 1.25 \times B ; [m]$$

**Profondeur de Sur – forage**

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

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

**Profondeur du trou**

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

$$L_r = \frac{H_g}{\sin \beta} + L_s ; [m]$$

**Distance entre deux rangées**

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

$$b = \frac{B}{\sin \beta} ; [m]$$

**Construction de la charge**

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

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

**a) La hauteur de la charge de pied**

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

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

Où :

–  $L_p$  : La hauteur de la charge de pied.

**Charge linéaire de pied**

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = 0.88 \times \left(\frac{f}{S}\right) \times \left(\frac{a}{B}\right) \times \left(\left(\frac{0.07}{B}\right) + C + 0.004 \times B\right) \times B^2 ; [Kg/m]$$

Où :

–  $C_p$ : Charge linéaire de pied.

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

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

$$Q_p = L_p \times C_p; [Kg]$$

Où :

–  $Q_p$ : Quantité d'explosif au pied du gradin

**Longueur de bourrage**

La hauteur du bourrage est définie par la formule suivante :

$$L_b = B ; [m]$$

**La hauteur de la charge de colonne**

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

$$L_c = L_r - (L_p + L_b) ; [m]$$

Où :

–  $L_c$ : La hauteur de la charge de colonne.

**Charge linéaire de colonne**

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

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

Où :

–  $C_c$ : Charge linéaire de colonne.

**Quantité d'explosif en colonne**

La Quantité d'explosif en colonne est déterminée par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c; [kg]$$

Où :

–  $Q_c$  : Quantité d'explosif en colonne.

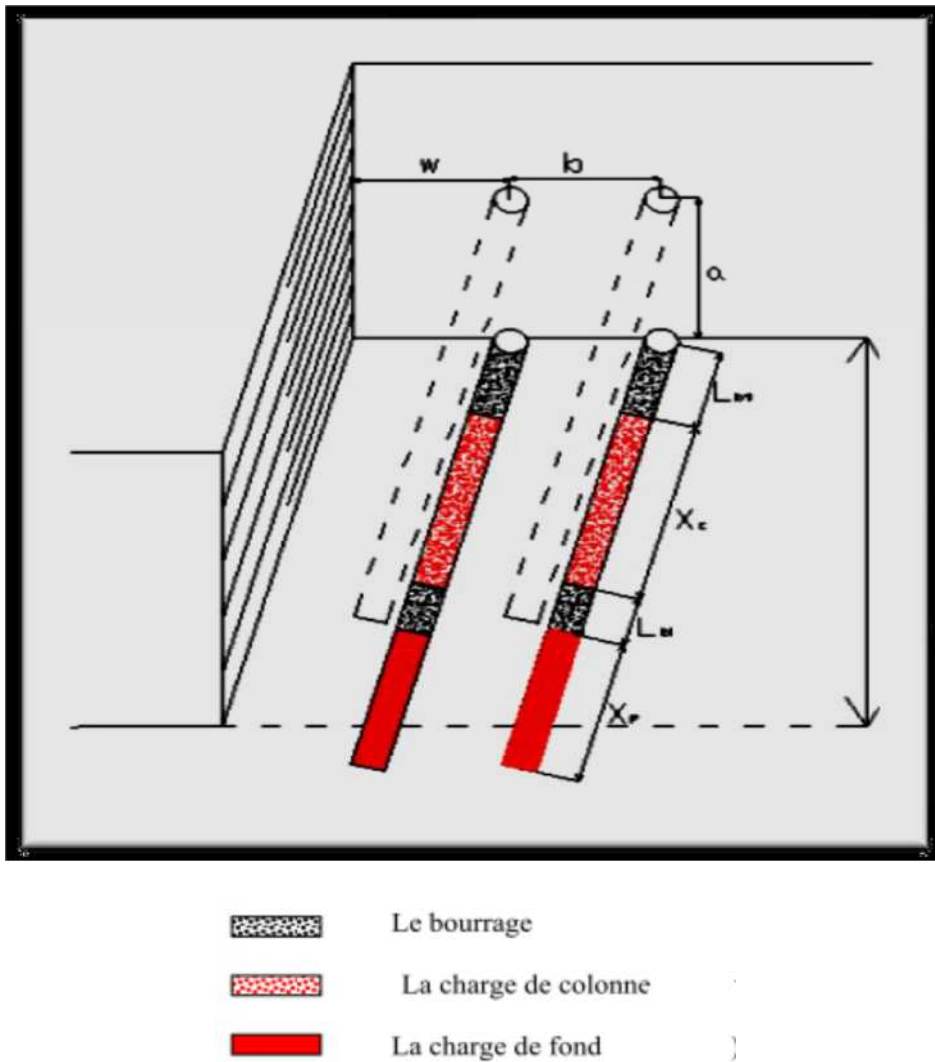
**Quantité de charge d'explosifs dans un trou**

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

$$Q = Q_c + Q_p; [Kg]$$

Où :

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



**Figure:** Coupe d'un plan de tir avec distribution des charges

**Consommation spécifique d'explosif**

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

$$q = \frac{Q}{H_g \times a \times B}; [\text{Kg/m}^3]$$

**Quantité d'explosif totale dans un bloc**

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

$$Q_{tot} = q \times \left( \frac{P_{en}}{N_{int} \times N_m \times \rho} \right); [\text{Kg}]$$

**Volume de roche abattu par un trou**

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

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

**Nombre de trou dans un bloc**

Le nombre de trou est déterminé par la formule suivante

$$N_{tr} = \frac{Q_{tot}}{Q} ; [\text{Trou}]$$

**Longueur totale foré**

La longueur totale forée est déterminée par la formule suivante :

$$L_{tr} = N_{tr} \times L_{tf}, [\text{m}]$$

**8. Plan de tir proposé :**

Désignations	Unité	méthode Langefors	Méthode russe
Hauteur du gradin	m	K = 12	Hg = 12
Diamètre du trou	mm	Φ = 76	dr = 76
Longueur de la volée	m	B = 50	L = 50
Densité de la roche	t / m <sup>3</sup>	d = 2,8	d = 2,8
Ouverture concasseur	m	Oconc = 1	B = 1
Banquette	m	V1 = 3,15	w = 3,04
Surforation	m	U = 1,03	Lc = 0,91
Inclinaison du trou		I = 1,05	K = 0,3
Profondeur du trou	m	H = 13,68	Ls = 12,91
Distance entre trous	m	E1 = 3,94	a = 3
Distance entre les rangées	m	V1 = 3,15	b = 3
Nombre de trous	u	Ntr = 13	Ntr = 16
Nombre de mètres forés	m	For = 178	Nfor = 212
Forage spécifique	m / t	g = 0,034	Fsp = 0,042
Charge de fond	kg / m	lb = 5,78	P = 1,5
Charge par trou en brisant	kg / trou	Qb = 25,68	Q = 22
Longueur de la charge de fond	m		
Charge allongée	kg / m	lp = 2,89	Qanfo = 4,1
Charge par trou en ANFO	kg / trou	Qp = 17,56	Qtr anfo = 21
Longueur de la charge allongée	m		
Charge totale du trou	kg / trou	Q = 43,24	Q = 43
Charge totale de la volée	kg	Ch vol = 562	Ch vol = 715
Tonnage de la volée	tonne	T = 5 294	T = 5 107
Consommation spécifique	g / tonne	q = 106	q = 140

Tableau des paramètres de plan de tir proposé.

Plan de tir propose selon la méthode de langefors

	mois	ans
<b>Nombre de tir</b>	4	48

	ans	mois	tir
<b>Quantité d'explosif prévu</b>	26981,76	2248,48	562,12

	nombre de trou		
<b>Quantité d'explosif /trou</b>	ans	mois	tir
43,24	624	52	13

	trou	tir	mois	ans
<b>volume abattu (tonne)</b>	145,43	1890,71	7560	90720
<b>volume abattu m3</b>	407,204	5293,988	21175,9 52	254 111,42

Plan de tir selon la méthode russe

	mois	ans
<b>Nombre de tir</b>	4	48

	ans	mois	tir
<b>Quantité d'explosif prévu</b>	34320	2860	715

	nombre de trou/		
<b>Quantité d'explosif /trou</b>	ans	mois	tir
43	768	64	16

	trou	tir	mois	ans
<b>volume abattu m3</b>	113,995	1823,92	7314,28	87548,5714
<b>volume abattu t</b>	319,1875	5107	20428	245 136



**Plan de tir applique par l'entreprise**

	<b>mois</b>	<b>Ans</b>
<b>Nombre de tir</b>	2	24

	<b>ans</b>	<b>mois</b>	<b>tir</b>
<b>Quantité d'explosif prévu</b>	22 868,75	1 905,73	952,86

	<b>nombre de trou</b>		
<b>Quantité d'explosif /trou</b>	<b>Ans</b>	<b>mois</b>	<b>tir</b>
19,97	1 145	95	48

	<b>trou</b>	<b>Tir</b>	<b>mois</b>	<b>ans</b>
<b>volume abattu m3</b>	69,86	3 333,33	6 666,67	80 000,00
<b>volume abattu t</b>	174,66	8 333,33	16 666,67	200 000,00

**Plan de tir**

	<b>mois</b>	<b>Ans</b>
<b>Nombre de tir</b>	2	24

	<b>ans</b>	<b>mois</b>	<b>tir</b>
<b>Quantité d'explosif prévu</b>	16 334,82	1 361,24	680,62

	<b>nombre de trou</b>		
<b>Quantité d'explosif /trou</b>	<b>ans</b>	<b>mois</b>	<b>tir</b>
19,97	818	68	34

	<b>trou</b>	<b>Tir</b>	<b>mois</b>	<b>ans</b>
<b>volume abattu m3</b>	69,86	2 380,95	4 761,90	57 142,86
<b>Volume abattu t</b>	244,52	8 333,33	16 666,67	200 000,00

### **Conclusion**

Dans ce travail nous avons réduit le diamètre du trou de mine de 0,83m à 0,75m pour des raisons de sécurité et d'onde sismique, nous avons augmenté la profondeur des trous de 8m à 12m et nous sommes passée de 2 à quatre tirs par mois tout en réduisant le nombre de trou par tir ce qui facilite les travaux de chargement et de concassage et en réduisant aussi le cout de chaque tir tout en réduisant le temps de stockage du minerai.

Suivant les deux méthodes proposées, la production a significativement augmenté, cela est principalement dû au nombre de tir revu à la hausse. Cependant la quantité d'explosifs par tir est presque réduite de moitié.

### **CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATION :**

Le plan de tir est l'un des processus les plus importants dans une exploitation minière, et ce vu sa relation avec les autres étapes de production. Une opération de fragmentation ratée peut engendrer des coûts supplémentaires et surtout mettre en difficulté les équipes pour la suite des opérations. Il est tout aussi important de souligner l'impact qu'il peut avoir sur la sécurité des travaux.

La mine de fer de Djbel Annini l'exploite principalement pour la cimenterie de Ain Kbira l'exploitation se fait sur plusieurs niveaux et sur plusieurs zones, le plan de tir étant toujours le même il était utile d'apporter certaines améliorations. La difficulté principale étant la forme du minerai qui est filonien ou sous forme d'amas, ce qui donne toute son importance à l'étude géologique du site pour cibler directement le minerai et éviter le stérile. L'exploitation sous cette forme ne donnera pas de forme géométrique précise (on sous-entend que les gradins ne seront pas de forme habituelle). Les deux méthodes que nous avons utilisées et l'augmentation de la fréquence de tir nous a permis de dépasser la production annuelle prévue par l'entreprise.

Nous avons aussi gardé les mêmes explosifs utilisés par l'entreprise en même pourcentage par contre nous recommandant un autre type de bourrage que le calcaire récolté lors du forage des trous de mine et ce pour éviter tout risque de détérioration des fils de détonation (allumage). Nous préconisons aussi les détonateurs à micro retard pour toujours garder les mêmes surfaces lisses et optimiser au maximum le tir en évitant les hors gabarit.

En ce qui concerne le type d'amorçage on propose celui de « fond du trou » et un schéma de disposition des trous en quinconce avec liaison des détonateurs électriques à micro retards (25 ms)

**Références bibliographiques**

[1] **F.I. Siddiqui, S.M. Ali Shah and M. Y. Behan**, Measurement of Size Distribution of

Blasted Rock Using Digital Image Processing JKAU: Eng. Sci., Vol. 20 No. 2, pp:

81-93 .2009

[2] **Q zeng, P Navidi, J Zarka**, Fragmentation by blasting, mohanty 1996

[3] **Alain Blanchier et Anne Charline**, sauvages techniques de l'ingénieur utilisation des

explosifs dans le génie civil p C5420-13

[4] **Blanchier A .thiard B et Wber P**, Théorie du Travail d'un explosif I'. (Théorie de

dynamitage). Mines & Carrières, V.73, p.18, 5pp, 3refs. Octobre 1991.

[5] **Harries. G and Mercer. J.K**, the science of blasting and its use to minimise costs.

Proc. Australian inst. Min. Metal. Annual conf. Adelaide, part B, 1975 pages 387-399.

[6] **Persson, P.A, Bench drilling** – an important first step in the rock fragmentation

process. Atlas copco. Bench drilling symposium. Stockholm, 1975.

[7] **MC intyre, J.S and Hagan. T.N**, the design of overburden blasts to promote high wall

stability at a large strip mine. Proc. 11th Canadian rock mechanics symposium.

Vancouver, October 1976, in press.

[8] **Antill, J.M. Modern**, blasting techniques for construction engineering. Australian

civil engineering and construction. November 1964, page 17.

[9] **Hagan, T.N, Blasting physics** – what the operator can use in 1975. Proc. Australian

inst. Min. Metal annual conf. Adelaide. Part B, 1975 pages 369-386.

[10] – **Cours fragmentation des roches**

**11]-Tayeb SERRADJ**, "Conception du plan de tir, formules de Langefors", séminaire,

centre d'études et de services technologiques de l'industrie des matériaux de construction.

# INTRODUCTION GENERALE

**CHAPITRE I : PARAMETRES  
DE CONCEPTION D'UN  
PLAN DE TIR A L'EXPLOSIF**

CHAPITRE II :  
DESCRIPTION DE L'ETAT  
ACTUEL DES TRAVAUX  
MINE DE FER DE ANNINI

CHAPITRE III : INFLUENCE  
DES PARAMETRES DE TIR  
SUR LA QUALITE DE  
L'EXECUTION



# CONCLUSION GENERALE

**REFERENCES**  
**BIBLIOGRAPHIQUES**

# ANNEXES

# RESUME

**RESUME :**

L'abattage des roches à l'explosif est un maillon essentiel dans l'exploitation minière à ciel ouvert. En effet son amélioration est une préoccupation majeure pour l'aspect technique et économique.

Note site d'étude est la mine de fer exploitée par SOMIFER entreprise nationale, et il est important de dire qu'ils ont une maîtrise technique de l'exploitation à ciel ouvert. Cependant, apporter un regard critique extérieure en vue de l'amélioration probable de certains paramètres semble être toujours chose positive pour l'entreprise.

Dans ce travail, nous avons apporté certain changement dans le procédé de tir habituel que pratique SOMIFER, et nous avons donc opté pour un forage plus long dans le minerai avec un diamètre de forage moins important, et une fréquence de tir plus importante qui passe de deux tirs à quatre tirs par mois, ce qui réussit donc à diminuer la charge hebdomadaire de travail tout en augmentant les résultats annuels.

**ABSTRACT :**

Blasting rocks with explosives is an essential link in surface mining. Indeed its improvement is a major concern for the technical and economic aspect.

Our study site is the iron mine operated by SOMIFER national company, and it is important to say that they have a technical mastery of surface mining. However, bringing a critical look from the outside with a view to the probable improvement of certain parameters always seems to be a positive thing for the company.

In this work, we have made certain changes in the usual firing process that SOMIFER practices, and therefore we have opted for a longer drilling in the ore with a smaller drilling diameter, and a higher firing frequency which goes from two shots to four shots per month, which therefore succeeds in reducing the weekly workload while increasing the annual results.

## Caractéristiques de quelques explosifs :

### GELANIT 1,2 et 3

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> <li>- Aspect gélatineux</li> <li>- Couleur varie de jaune au marron clair</li> <li>- Contient une faible teneur en huile explosive</li> <li>- Teneur en TNT plus élevée</li> <li>- Excellente résistance à l'eau</li> </ul>	Utilisée dans des terrains à roches dures semi dures, pour des travaux d'abattage à ciel ouvert (carrières) ou en souterrain (galeries).

Type de la Gelanit	1	2	3
<b>Densité d'encartouchage (g/cm<sup>3</sup>)</b>	1,40	1,45	1,33
<b>Vitesse de détonation (m/s)</b>	6300	6000	6500
<b>Puissance RWS sur mortier balistique (%)</b>	85	82	86
<b>Coefficient d'utilisation pratique (%)</b>	1,33	1,27	1,2
<b>Coefficient de self excitation (cm)</b>	8	6	12
<b>Ecrasement selon méthode de KAST(mm)</b>	4,7	4,3	5,5
<b>Sensibilité au choc (kgm)</b>	0,4	0,5	0,7
<b>Sensibilité au frottement (kgP)</b>	36	36	36
<b>Volume de gaz (l/kg)</b>	861	808	872

<b>Diamètre (mm)</b>	25	30	50	65	80
<b>Longueur (mm)</b>	130	230	370	500	340
<b>Nature</b>	Papier paraffiné	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
<b>Poids (g)</b>	100	250	1250	2500	2500

### MARMANIT 1, 2 et 3

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> <li>- Explosif à base de nitrate d'ammonium</li> <li>- Sensibilisé au moyen d'un explosif brisant</li> <li>- De couleur grise</li> <li>- Aspect pulvérulent</li> <li>- Considéré comme un explosif de sûreté</li> <li>- Sensible à l'eau</li> </ul>	<p>Utilisés dans les régions sèches. Ils sont adaptés aux terrains à roches tendres ou de dureté moyenne</p>

Numéro de la marmanit	1	2	3
<sup>3</sup> Densité d'encartouchage (g/cm <sup>3</sup> )	0,95	0,98	1,33
Vitesse de détonation (m/s)	4000	4100	6500
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	83	82	80
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,28	1,27	1,18
Coefficient de self excitation (cm)	5	3	3
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	3,25	2,90	2,30
Sensibilité au choc (kgm)	1,50	1,50	2
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36	36
Volume de gaz (l/kg)	842	868	902

<b>Diamètre (mm)</b>	30	50	65	80
<b>Longueur (mm)</b>	135	610	750	500
<b>Nature</b>	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
<b>Poids (g)</b>	250	1250	2500	2500

### ANFOMIL

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> <li>- couleur blanc rose</li> <li>- aspect pulvérulent.</li> <li>- Il est amorcé au moyen de cordeaux détonants</li> <li>- Peu sensible aux actions mécaniques</li> <li>- Considéré comme explosif de sûreté</li> <li>- Très facile à manipuler</li> <li>- Mauvaise résistance à l'eau</li> <li>- Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre des trous</li> </ul>	<p style="text-align: center;">Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert.</p>



Spécifications	Conditionnement
<ul style="list-style-type: none"> <li>- Vitesse de détonation : 3000 m/s</li> <li>- Puissance RWS sur mortier balistique : 78 %</li> <li>- Coefficient d'utilisation pratique : 1,15%</li> <li>- Sensibilité au choc : 2 kgm</li> <li>- Sensibilité au frottement : 36kgP</li> <li>- Volume de gaz : 975 l/kg</li> </ul>	<p style="text-align: center;">En sac de polypropylène de 25 Kg</p>

#### ANFO AMELIORE

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> <li>-Couleur jaune marron clair</li> <li>- Aspect pulvérulent.</li> <li>- Il est amorcé au moyen de cordons détonants</li> <li>- Peu sensible aux actions mécaniques</li> <li>- Considéré comme explosif de sûreté</li> <li>- Très facile à manipuler</li> <li>- Mauvaise résistance à l'eau</li> <li>- Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre des trous.</li> </ul>	<p style="text-align: center;">Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert.</p>

<b>Spécifications</b>	<b>Conditionnement</b>
<ul style="list-style-type: none"><li>- Vitesse de détonation : 4100 m/s</li><li>- Puissance RWS sur mortier balistique : 75 %</li><li>- Coefficient d'utilisation pratique : 1,16%</li><li>- Sensibilité au choc : 2 kgm</li><li>- Sensibilité au frottement : 36kgP</li><li>- Volume de gaz : 915 l/kg</li></ul>	En sac de polypropylène de 25 Kg