

**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE**  
**Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique**  
**ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE**

**DEPARTEMENT GENIE MINIER**



**Projet de fin d'étude**  
**En vue de l'obtention du diplôme**  
**D'Ingénieur d'Etat en Génie Minier**

Réalisé par :  
**BRACHEMI Malek Salim**  
**DJERIOU Walid**

Intitulé

**L'amélioration de la qualité des granulats sur la base**  
**d'étude des fractures du gisement de Si-Mustapha**

Soutenu le 14 juin 2015 à l'ENP

**Présidente du jury : Mme. BENTAALLA – KACED Souad**

**Promoteur : Mr. BACHAR ASSED Mohamed Aguid**

**Examineur : Mr. GACEM Rachid**

**ENP 2015**

# REMERCIEMENTS

Nous tenons à remercier notre Bon Dieu, le tout puissant de nous avoir permis de mener à bien ce modeste travail.

Nous exprimons nos sincères remerciements à notre promoteur **Mr. BACHAR ASSED Mouhamed Aguid** et Co-promoteur **Mlle. BEDRI Khaoula** pour leurs précieux conseils et aides, réussissant à nous guider tout le long de notre travail.

On remercie tous ceux qui ont contribué à notre formation depuis notre jeune âge et aux enseignants de l'Ecole Nationale Polytechnique, de nous avoir fait profiter de leur expérience scientifique et pour les précieux enseignements et conseils qu'ils nous ont prodigués tout au long de notre scolarité .

Nous remercions tous les membres du jury d'avoir accepté d'examiner notre travail, et d'y avoir porté leur juste appréciation.

Nous adressons un remerciement également à tous les cadres de la carrière ENG Unité Si Mustapha et en premier lieu **Mlle. BOUDHAR Amina & Mr. AMRANI Rabah**.

Nos remerciements s'adressent également à ma famille qui n'a cessé de m'encourager durant toutes mes études.

Enfin, Nous remercions toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail.

## ملخص.

الموضوع. تحسين نوعية الحصى على أساس دراسة كسور مكنن في مقلع الحصى لسي مصطفى.

---

معرفة تكسرات الكتلة الصخرية وتحقيق الاستفادة المثلى من مخطط تفجير يسمح لنا للرد على مشاكل عند التدمير، من أجل تحسين نوعية الكتلة المدمرة.

ويهدف عملنا لتوفير حلول لإعادة توجيه المدرجات واقتراح مخطط تفجير جديد للحصول على أفضل النتائج.  
الكلمات المفتاحية. إعادة توجيه المدرجات، مخطط التفجير المنجمي – مقلع الحصى لسي مصطفى.

## Résumé.

**Objet.** Amélioration de la qualité de granulat sur la base d'étude des fractures des gisements de Si-Mustapha

---

La connaissance de la fissuration du massif rocheux et l'optimisation du plan de tir nous permet de réagir contre les problèmes rencontrés lors de l'abattage, dans le but d'améliorer la qualité de granulat abattu.

Notre travail a pour but de donner des solutions concernant la réorientation des gradins et suggestion d'un nouveau plan de tir pour des meilleurs résultats.

**Mots clés.** Fissure , réorientation gradin , Plan de tir, carrière de Si-Mustapha, exploitation minière, abattage, explosifs.

## Abstract.

**Subject.** Improving the quality granulate on the basis of study fractures Si-Mustafa deposits

---

Knowledge of the cracking of the rock mass and optimizing the fire plan allows us to react against the problems at slaughter, in order to improve the quality of shot pellets.

Our work aims to provide solutions for the reorientation of bleachers and suggestion of a new fire plan for best results.

**Keywords.** Crack reorientation step, shooting up, career Si-Mustapha, mining, logging, explosives.

## Table des matières

|   |    |
|---|----|
| Chapitre I : Généralités sur le gisement .....              | 1  |
| I. Conditions géologiques : .....                           | 2  |
| I.1 Cadre géographique : .....                              | 2  |
| I.2 Cadre hydrographique .....                              | 4  |
| I.3 Cadre géologique .....                                  | 5  |
| I.3.1 Géologie régionale .....                              | 5  |
| I.3.2 Géologie du gisement .....                            | 6  |
| II. Propriétés et caractéristique de massif rocheux .....   | 8  |
| II.1 propriétés physiques : .....                           | 8  |
| II.1.1 Porosité : .....                                     | 8  |
| II.1.2 Poids volumique : .....                              | 8  |
| II.1.3 L'absorption d'eau : .....                           | 9  |
| II.2 Propriétés mécaniques : .....                          | 9  |
| II.2.1 Broyabilité : .....                                  | 9  |
| II.2.2 La résistance à la compression : .....               | 10 |
| II.2.3 La résistance à la traction .....                    | 10 |
| II.2.4 La résistance au cisaillement : .....                | 11 |
| II.2.5 La cohésion et l'angle de frottement interne : ..... | 12 |
| II.3 Propriétés géomécaniques et technologiques : .....     | 13 |
| II.3.1 Propriétés géomécanique : .....                      | 13 |
| II.3.2 Propriétés technologique : .....                     | 14 |
| III. Condition technico-miniére : .....                     | 15 |
| III.1 Mode d'ouverture : .....                              | 15 |
| III.2 Système d'exploitation de la carrière : .....         | 16 |
| III.3 Mode d'exploitation : .....                           | 17 |
| III.4 Capacité et régime de fonctionnement : .....          | 17 |

|   |    |
|---|----|
| Chapitre II : Processus technologiques d'exploitation ..... | 20 |
| I. Principaux éléments du système d'exploitation.....       | 21 |
| I.1 Le gradin.....  | 21 |
| I.2 L'angle de talus du gradin.....                         | 21 |
| I.3 Plate-forme de travail .....                            | 21 |
| I.4 La dimension maximale des blocs abattus : .....         | 21 |
| II. Les paramètres géométriques du schéma du tir : .....    | 22 |
| II.1 diamètre du trou (D) : .....                           | 22 |
| II.2 Hauteur des gradins ( $h_g$ ) : .....                  | 22 |
| II.3 la banquette (B) : .....                               | 22 |
| II.4 la sous foration ( $l_s$ ) : .....                     | 23 |
| II.5 longueur et nature du bourrage : .....                 | 23 |
| II.6 rapport de maille (espacement / banquette).....        | 23 |
| II.7 inclinaison du trou de mine ( $\alpha$ ) : .....       | 23 |
| III. Modèles de conception de pla de tir.....               | 24 |
| III.1 La taille moyenne des blocs : .....                   | 24 |
| III.2 Le fuseau granulaire : .....                          | 24 |
| IV. Généralités sur les explosifs.....                      | 25 |
| IV.1 Caractéristiques des explosifs : .....                 | 25 |
| IV.1.1 La vitesse de détonation D : .....                   | 26 |
| IV.1.2 Coefficient d'utilisation pratique (C.P.U): .....    | 26 |
| IV.1.3 Coefficient de self excitation : .....               | 26 |
| IV.1.4 Sensibilité au frottement et au choc : .....         | 26 |
| IV.1.5 Stabilité à la chaleur et au froid : .....           | 26 |
| IV.2 Type d'explosif et leurs accessoires : .....           | 26 |
| IV.2.1 Type des explosifs : .....                           | 26 |
| IV.2.2 Accessoires de tir : .....                           | 29 |
| IV.3 choix d'explosifs : .....                              | 31 |
| IV.4 les produits commercialisé en Algérie : .....          | 32 |

|   |  |    |
|---|--|----|
| IV.4.1  | Explosifs de consistance gélatineuse (les NITROS) :                | 32 |
| IV.4.2  | Explosifs de consistance pulvérulente (NITRATÉS) :                 | 32 |
| IV.4.3  | Les NITRATES-Fuel :  | 32 |
| V.  | influences de tir sur la stabilité et la sécurité sur les ouvrages | 33 |
| V.1   | influence de la distance :   | 33 |
| V.2   | Influence de la charge :   | 34 |
| V.3   | bruits :   | 35 |
| V.4   | La poussière :   | 35 |
| Chapitre III : Structure fissurelle du massif rocheux |  | 36 |
| I.  | Les discontinuités du massif :                                     | 37 |
| I.1   | Les joints de stratification                                       | 37 |
| I.2   | Les joints stylolithiques :  | 37 |
| I.3   | Les diaclases ou joints tectoniques :                              | 37 |
| I.4   | Le clivage :   | 37 |
| I.5   | Les failles et les fractures :                                     | 38 |
| II.   | Levé de discontinuités :   | 38 |
| III.  | Méthodes d'analyse :   | 39 |
| III.1   | Application de cette étude :                                       | 41 |
| IV.   | Etude de fractures dans la carrière Si-Mustapha :                  | 41 |
| Chapitre IV : Blocométrie et plan de tir              |  | 48 |
| I.  | La méthode de conception (Langfors):                               | 50 |
| I.1   | Le rapport de maille ( $E_t / B$ ) :                               | 50 |
| I.2   | La résistance au tirage ( $R_t$ ) :                                | 50 |
| I.3   | Le coefficient d'inclinaison ( $f$ ) :                             | 50 |
| I.4   | La charge linéaire ( $L_f$ ) :                                     | 51 |
| I.5   | Coefficient de tassement à appliquer( $K_t$ ) :                    | 51 |
| II.   | Conception des paramètres du plan de tir :                         | 54 |
| II.1  | Diamètres de foration :  | 54 |
| II.2  | Le choix d'explosif :  | 55 |

|        |  |    |
|--------|--|----|
| II.3   | Bourrage : .....                           | 57 |
| II.4   | Les paramètres géométriques du tir : ..... | 57 |
| II.4.1 | La charge linéaire de pied : .....         | 57 |
| II.4.2 | La banquette : .....                       | 57 |
| II.4.3 | La charge linéaire de colonne : .....      | 57 |
| II.4.4 | La charge de pied et de colonne : .....    | 58 |
| II.4.5 | Volume abattu par un trou : .....          | 58 |
| II.4.6 | Nombre de trous : .....                    | 58 |
| II.4.7 | Quantité d'explosif nécessaire : .....     | 58 |
| II.4.8 | La consommation spécifique : .....         | 59 |
| II.4.9 | Nombre de volée : .....                    | 59 |
| III.   | La blocometrie : .....                     | 63 |
| III.1  | La dimension maximale des blocs : .....    | 63 |
| III.2  | granulométries : .....                     | 64 |
|        | Conclusion générale : .....                | 67 |
|        | Annexe : .....                             | 68 |
|        | Bibliographie : .....                      | 82 |

## Liste des figures

Figure I-1 Localisation de l'unité de Si –Mustapha

Figure I-2 Situation topographique du gisement de Si-Mustapha

Figure I-3 Géologie de la région

Figure II-1 Schéma du principe de compression uni axial

Figure II-2 Schéma d'un principe de traction simple

Figure II-3 Principe de cisaillement simple

Figure II-4 Courbe représentative de  $\tau$  en fonction de  $\sigma$ .

Figure II-1 Les éléments géométriques du plan de tir

Figure IV-1 Poudre noire

Figure IV-2 Poudre blanche

Figure IV-3 Détonateur

Figure IV-4 Cordeau détonant

Figure IV-7 Anfomil

Figure III-1 Orientation d'une discontinuité

Figure IV-1 Rosace

Figure V-1 Levé topographique de la carrière

Figure V-22 Rosace

Figure V-23 Direction de la grande famille des fissures par rapport au sens d'avancement de l'exploitation

Figure V-24 Orientation recommandée des gradins et sens d'avancement

Figure II-2 prix de revient des explosifs pour chaque modèle

Figure II-3 : représentation graphique des couts des tirs

Figure III-1 Les courbes granulométriques

Figure III-3 Représentation des pourcentages du modèle des fragmentations de Kuz Ram

## Liste des tableaux

Tableau I-1 Coordonnées des points du périmètre du gisement de Si Mustapha

Tableau II-1 Classification de roches suivant leur fissure.

Tableau II-2 Classification des roches suivant leur dureté.

Tableau III-1 Les réserves de granodiorites (G.D)

Tableau III-2 Type d'engins miniers

Tableau V-1 les zones d'influence et leur rayon.

Tableau V-2 dommage prévisible en fonction de leur zone d'influence.

Tableau V-1 Calcul de la dimension moyenne des blocs structurals

Tableau V-2 Degré de fissuration du massif en fonction de dmbs

Tableau II-1 Les explosifs disponibles en Algérie

Tableau II-2 Paramètres géométriques des plans de tir

Tableau II-3 les couts des explosifs

Tableau II-4 les couts des chaque modèles de tir.

Tableau III-1 les pourcentages des trois catégories de chaque model de tir

## **Introduction générale :**

En général , les massifs rocheux durs sont divisés en blocs structuraux par des systèmes de fracturation naturelle , appelés fissuration .Le problème de la fissuration a attiré l'attention et le regard d'un grand nombre de chercheurs et géologues à cause des conséquences néfastes qu'elles peuvent introduire sur tout le déroulement normal des travaux par exemple dans le cas d'augmentation du volume des grosses fractures dans le tas des roches abattues diminue la pénétration des pièces travaillants des engins d'extraction (foration des trous) ce qui réduit leur rendement . Néanmoins , elle demeure toujours une contrainte face aux formes et aux configurations variées qu'elle peut prendre dans le temps et dans l'espace .Ceci résulte des sollicitations mécaniques qui s'inscrivent dans le cadre de la tectonique.

Cependant , la tectonique joue un rôle important dans le choix correct de la méthode d'abattage la plus rationnelle et la réalisation du plan de tir à un rendement optimal .C'est dans cette optique que nous allons tenter de réaliser un ensemble d'étude sur le gisement de granodiorites de Si-Mustapha.

D'où l'objectif de cette étude est de trouver une solution techniques aux problèmes qui s'observent au niveau de la carrière Si Mustapha. Ceux-ci se résument, en premier lieu au niveau de fissuration de carrière , et en second lieu à la blocométrie qui ne correspond pas à la norme voulue et cela en utilisant un modèle de conception du schéma de plan de tir et en effectuant des changements au niveau des paramètres de ce dernier.

Pour trouver une solution au problème, il faut déterminer les différents paramètres géométriques des fractures existantes au niveau de la carrière et sur la base de cette étude on a essayé d'orienter les travaux de développement et d'exploitation de l'unité de Si Mustapha

Pour la conception d'un nouveau plan de tir conforme à la nature de terrain, notre étude se porte sur l'utilisation de l'équation de Kuznetsov  $c$  et le modèle Kuz-Ram qui nous aideras à confirmer la distribution de la blocométrie convenable aux exigences de l'unité, il s'agit du La réalisation d'un plan de tir optimal conformément aux conditions minières du gisement de la carrière, en utilisant les explosifs fabriqués en Algérie.

## **Historique de la carrière :**

Le gisement de Si-Mustapha a été mis en évidence en 1975 dans le cadre du projet « agrégats centre » .

Son étude a été réalisée dans le cadre du projet agrégats ‘ ‘ Thenia ‘ ‘ , la tâche technique prévoyait :

- Aptitude des matières aux agrégats pour béton et construction des routes.
- Reserves 75 000 000 t au minimum.

L'étude du gisement par sondages mécaniques a été effectuée de Mars à Mai 1976 par le D.R.E.G de la S.N.M.C.

Les essais physico-mécaniques réduits , réalisés au laboratoire de la D.R.E.G , portaient sur les poids volumique et spécifique ; l'absorption d'eau et la porosité .

# **CHAPITRE I :**

## **Généralités sur le gisement**

## I. Conditions géologiques :

### I.1 Cadre géographique :

Le gisement de Si-Mustapha est situé à 53 km à l'Est d'Alger et à 3 km au Nord-Est de la ville de Thénia. Administrativement, il est rattaché au territoire de la commune de Si Mustapha. La route nationale N°5 passe à 2 km au Sud du gisement, ce dernier est reliée à cette route nationale par une route goudronnée Thnia-Zemmouri et une autre qui passe parallèlement sur son versant Est.

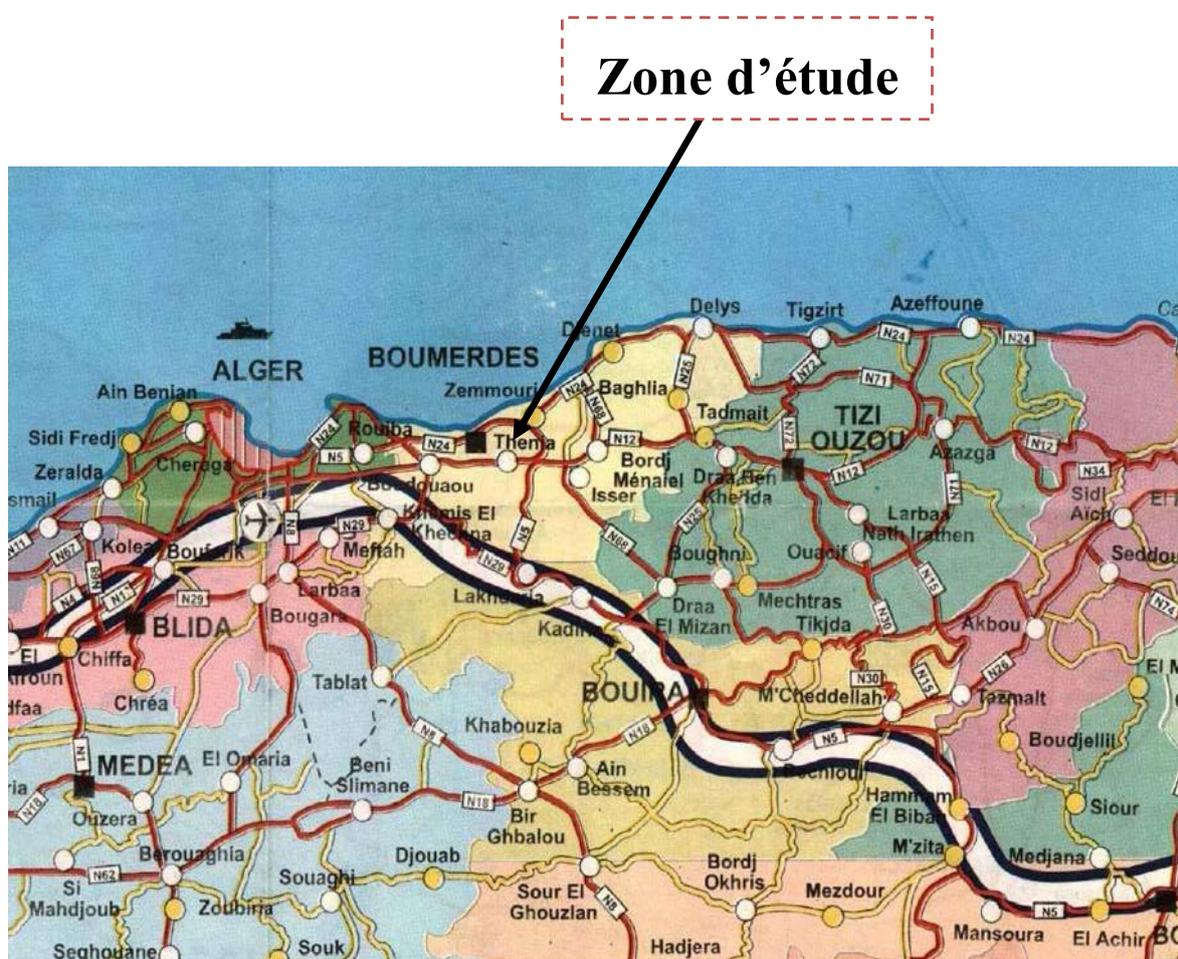


Figure I-1 Localisation de l'unité de Si –Mustapha

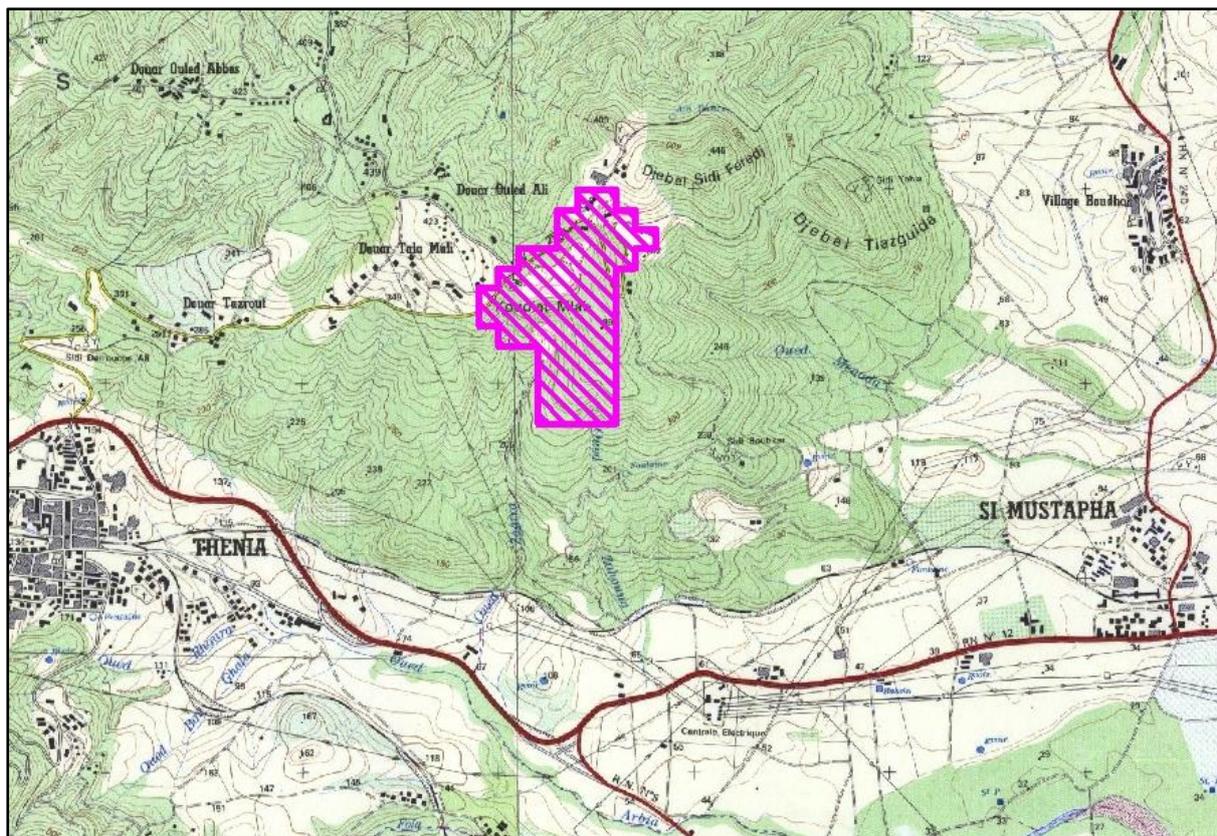
## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

Le gisement de Si Mustapha occupe une superficie de 59 hectares. Il est délimité par les 24 points de coordonnées UTM (Fuseau 31) ci-après (cf. tab I.1).

**Tableau I-1** Coordonnées des points du périmètre du gisement de Si Mustapha

|    |        |         |    |
|----|--------|---------|----|
| 1  | 552800 | 4065800 | 31 |
| 2  | 552800 | 4065700 | 31 |
| 3  | 552700 | 4065700 | 31 |
| 4  | 552700 | 4065600 | 31 |
| 5  | 552600 | 4065600 | 31 |
| 6  | 552600 | 4064800 | 31 |
| 7  | 552200 | 4064800 | 31 |
| 8  | 552200 | 4065200 | 31 |
| 9  | 552000 | 4065200 | 31 |
| 10 | 552000 | 4065300 | 31 |
| 11 | 551900 | 4065300 | 31 |
| 12 | 551900 | 4065500 | 31 |
| 13 | 552000 | 4065500 | 31 |
| 14 | 552000 | 4065600 | 31 |
| 15 | 552100 | 4065600 | 31 |
| 16 | 552100 | 4065700 | 31 |
| 17 | 552300 | 4065700 | 31 |
| 18 | 552300 | 4065900 | 31 |
| 19 | 552400 | 4065900 | 31 |
| 20 | 552400 | 4066000 | 31 |
| 21 | 552600 | 4066000 | 31 |
| 22 | 552600 | 4065900 | 31 |
| 23 | 552700 | 4065900 | 31 |
| 24 | 552700 | 4065800 | 31 |



**Figure I-2 Situation topographique du gisement de Si-Mustapha**

*(Extrait de la carte topographique de la feuille de Bordj Menaïel NJ-31.IV.41Ouest  
à l'échelle 1/ 25 000, INC).*

### **I.2 Cadre hydrographique**

Le réseau hydrographique de la région est bien développé , on trouve l'oued " Isser " à 4 Km au Sud-Est du gisement , et à 13 Km à l'ouest , on a l'oued "Boudouaou" .

La haute perméabilité des granodiorite fissurées favorise l'infiltration des eaux atmosphérique ce qui implique une facilité d'émergence des eaux souterraines dont la quantité est fonction des précipitations annuelles qui peuvent atteindre 800 mm.

## I.3 Cadre géologique

### I.3.1 Géologie régionale

#### I.3.1.1 Stratigraphie

Les formations qui constituent la région du gisement de granodiorites de "Si Mustapha" sont représentées par du Précambrien , du Néogène , du Quaternaire et des roches effusives et intrusives .

- Le Précambrien est formé par une série de schistes et de phyllades cristallins affleurant sur les talus et dans le Nord de la crête de "Bou Arous" et renfermant des lentilles et des lits de calcaires marmorisés.
- Le Néogène est représenté par des dépôts Miocène et Pliocène .
  - o les dépôts Miocène comprennent des termes burdigaliens et hélvétiques . le burdigalien se développe dans la partie Sud-Ouest de la région où il est représenté par des conglomérats rouges à blanc , des marnes bigarrées et des grés calcaires jaunâtres .

Les formations hélvétiques bordent, en bande étroite (jusqu'à 2.5 km), au Sud, au Nord et à l'Est les affleurements précambriens. Elles sont représentées par une série volcano-sédimentaire comprenant des conglomérats, des laves acides et des tufs.
  - o Les dépôts Pliocènes forment, par excellence, des zones de relief qui sont représentées par des marnes argileuses, des marnes calcaires avec rares passées de calcaires d'épaisseur décimétrique (Plésoncien) et des marnes gréseuses intercalées de grés calcaires (Astien).
- Le Quaternaire : est constitué de galets villafranchiens pluridimensionnels friables brun-rouge. Les galets sont représentés par les débris schisteux et phylliteux dégrés et de quartz immergés dans du sable argileux à grains non calibrés.

#### I.3.1.2 Tectonique

Les séries métamorphiques Précambriennes forment un anticlinal orienté sensiblement Est-Ouest dont les flancs sont affectés par des failles longitudinales. Le coeur de l'anticlinal est constitué de phyllades et les flancs de schistes cristallins. L'anticlinal s'étend sur une dizaine

# Chapitre I : Généralités sur le gisement

de kilomètres avec une amplitude des ailes atteignant 2,5 à 3,5 km. Il est compliqué par de nombreux accidents tectoniques locaux d'extension longitudinale, de zones de schistification intense et de petits plis.

Les accidents tectoniques sont orientés essentiellement Nord-Ouest et sensiblement Est-Ouest : certaines failles prennent des directions Nord-Est et approximativement Nord-Sud. La fissuration a par ailleurs gagné l'ensemble du massif de granodiorite par endroit, elle forme un système de fissures faiblement prononcé, distantes de 10-80 cm, qui s'entendent en direction Nord-Ouest avec des pendages Nord-Est.

Le pourcentage d'agrégats de granodiorites meubles et altérées ne dépasse pas 5-10 % du volume de ces zones.

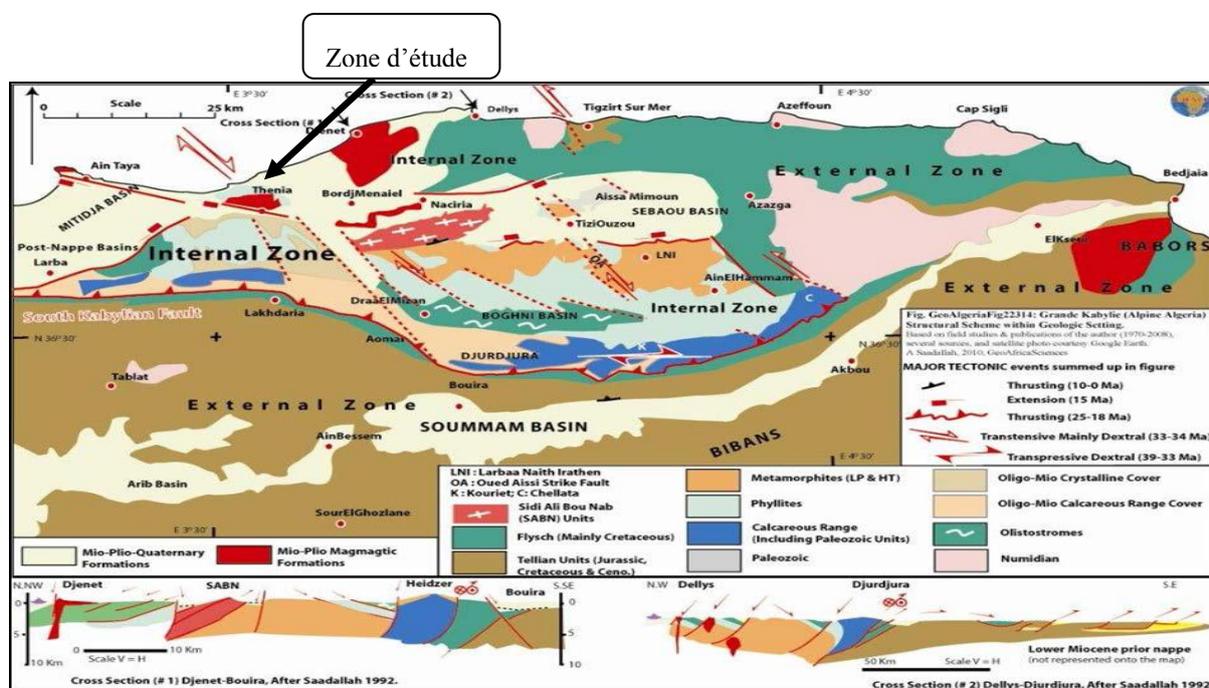


Figure I-3 Géologie de la région

## I.3.2 Géologie du gisement

Le gisement de Si-Mustapha fait partie du massif de granodiorite de Thénia . Ce gisement occupe une superficie de 59 Ha . Il a été prospecté jusqu'à une profondeur de 171 m .

Le gisement est constitué de granodiorites fins et moyens , de couleur grise et gris foncée à teinte verdâtre .

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

### I.3.2.1 Tectonique du gisement :

La région du gisement est caractérisée par un contexte tectonique complexe . Au Sud et au Nord , le massif de granodiorites se trouve en contact tectonique avec les roches encaissantes . La zone étudiée est masquée par la prédominance des accidents tectoniques Est-Ouest , qui dans la partie Nord de l'aire explorée , sont parallèles et distants de 100 à 125 m .

La fissuration a gagnée l'ensemble du massif de granodiorites , cette dernière qui semble être originelle , est accentuée par une autre fissuration secondaire chaotique.

### I.3.2.2 Minéralogie et Petrographie :

Le gisement de Si Mustapha est constitué par des granodiorites fins et moyens souvent des porphyroïdes et de diorites quartziques grises teintées de vert et à texture massive . Un granodiorite est un granite calco-alcalins à proportion d'orthose inférieure à celle des plagioclases .

L'analyse minéralogique a démontré la composition de la roche qui est :

- Les Feldspaths : principalement en plagioclases hémotropes et zonés rarement en ortoclases alcalins ( 58-65% )

Les grains de Quartz d'une forme irrégulière et rarement en cristaux ( 10-14% )

Il est à noter aussi la présence de :

- Biotite ( 8-10% )
- Amphibole ( 8-12% )
- Chlorite ( 3-8% )
- Pyroxène ( 1-2% )

## II. PROPRIETES ET CARACTERISTIQUE DE MASSIF ROCHEUX

### II.1 propriétés physiques :

#### II.1.1 Porosité :

C'est le rapport du volume des vides  $V_v$  de la roche au volume total  $V_t$  :

$$P = \frac{V_v}{V_t} * 100$$

La porosité varie de quelques pourcents à plus de 40 % dans les roches sédimentaires, dans les roches magmatiques, elle est plus faible, souvent inférieure à 1 %.

Selon la porosité, les roches sont classées en :

- Roches de faible porosité :  $0 < p < 5$  %
- Roches de porosité moyenne :  $5 < p < 10$  %
- Roches de porosité élevée :  $10 < p < 20$  %
- Roches de grande porosité :  $p > 20$  %

La porosité allait en général de 2,6 à 6,1 %. Les valeurs moyennes de porosité sont de 4,09%. La porosité de la zone d'étude complémentaire est de 4,25% pour l'ensemble du gisement. On remarque que la valeur de la porosité moyenne de la roche du gisement de l'ENG unité Si Mustapha est très élevée car le gisement est altéré par oxydation et intensément fracturé, ce qui augmente la porosité d'une valeur normalement inférieure à 1% à une valeur de porosité moyenne de 4,09%.

#### II.1.2 Poids volumique :

C'est la masse de l'unité de volume de la roche ( $\text{g/cm}^3$ ). Suivant l'état du matériau, on définit  $\rho_s$  la masse volumique absolue :

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s}$$

Avec :

- $M_s$ : la masse du matériau sec [g],
- $V_s$ : le volume des grains après broyage [ $\text{cm}^3$ ],

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

Le poids volumique absolue des granodiorites était dans la plupart des échantillons compris entre 2,4 et 2,6 g/cm<sup>3</sup> (les valeurs extrêmes : 2,340 et 2,632 g/cm<sup>3</sup>) et constituait en moyenne 2,5 g/cm<sup>3</sup>.

### II.1.3 L'absorption d'eau :

Le coefficient d'absorption d'eau est défini comme le rapport au pourcentage de l'augmentation de la masse de l'échantillon (  $M_a - M_s$  ) entraîné par une imbibition partielle en eau à la masse sèche de l'échantillon (  $M_s$  ) .

L'imbibition partielle est obtenue par immersion de l'échantillon dans l'eau pendant 24 h à 20° C à la pression atmosphérique :

$$Ab = \frac{M_a - M_s}{M_s} * 100 \%$$

Où :

- $M_a$  : masse de l'échantillon à l'état imbibé surface sèche .
- $M_s$  : masse sèche de l'échantillon ( séchage à 105° C ± 5° C jusqu'à masse constante )

Sachant que :

- Le coefficient d'absorption d'un granulat doit être inférieur à 5 %
- Un bon sable pour béton à un coefficient d'absorption de 0,5 % à 1,5 %
- Un gros granulat de bonne qualité à un absorption de 0,3 % à 1 %

L'absorption d'eau du gisement de Si-Mustapha varie entre 0,2 et 3,6 %. Sa valeur moyenne est de 1,3 %, elle joue un rôle positif dans la transmission de l'énergie de l'explosif.

## II.2 Propriétés mécaniques :

### II.2.1 Broyabilité :

Le degré de broyabilité consiste en la mesure du rapport du poids des particules fines produites par l'abrasimètre sur la masse initiale du granulat .

Les essais de broyabilité ont été réalisés sur 22 échantillons. Les résultats des essais indiquent des valeurs de perte de masse variant entre 9,6% et 24,6% , soit 17,7% en moyenne . D'après les normes, les granodiorites de Si-Mustapha appartiennent à une classe de broyabilité élevée égale en moyenne 1000 . Cette grande valeur de broyabilité s'explique par la présence des zones bréchiques .

### II.2.2 La résistance à la compression :

On appelle résistance à la compression (notée  $\sigma_c$ ) la contrainte maximale supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essai de compression. Elle est donnée par la formule suivante :

$$\sigma_c = \frac{F}{S} \quad ; \text{Kgf/cm}^2$$

Avec :

- F : effort (charge) maximale atteinte (juste avant la rupture)
- S : section ou surface sur laquelle on applique l'effort F

Elle a été déterminée sur 15 échantillons ( de 5 sondages différentes ) , ces échantillons sont constitués essentiellement de granodiorites dures et fissurées , les valeurs obtenues varient de 199 à 320 Kgf/cm<sup>2</sup> . soit 259,5 Kgf/cm<sup>2</sup> en moyenne.

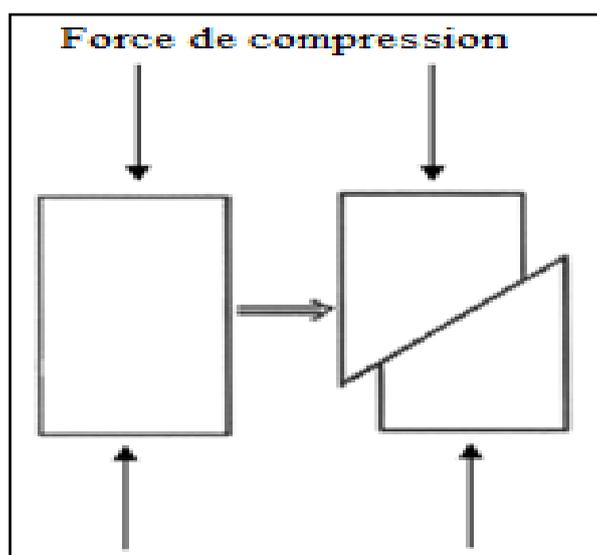


Figure II-1 Schéma du principe de compression uni axial

### II.2.3 La résistance à la traction

Elle peut être déterminée par l'essai brésilien , mais compte tenu de l'absence de possibilité des mesures , on utilise une formule approximative , quoique dans la réalité , on détermine sa relation par :

$$R_t = \frac{R_c}{10} \quad ; \text{Kgf/cm}^2$$

Avec :

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

- $R_c$  = Résistance à la compression varie entre 199 et 320  $\text{Kgf/cm}^2$   
valeur moyenne est de 259,5  $\text{Kgf/cm}^2$

On obtient :

$R_t$  varie entre 19,9 et 32  $\text{Kgf/cm}^2$

La valeur moyenne est de 25,95  $\text{Kgf/cm}^2$

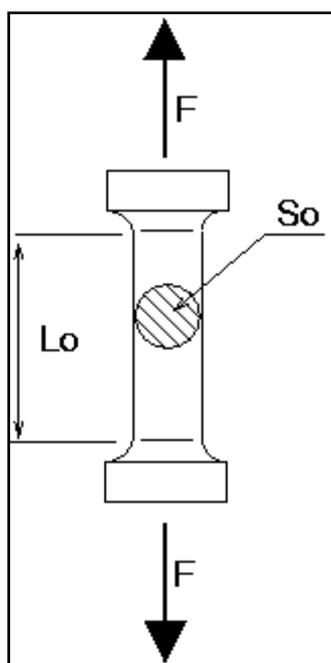


Figure II-2 Schéma d'un principe de traction simple

### II.2.4 La résistance au cisaillement :

La résistance au cisaillement représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture dans un essai de cisaillement. Elle est déterminée à partir de la résistance à la compression par la relation :

$$R_{cis} = \frac{R_c}{3} ; \text{Kgf/cm}^2$$

On obtient  $R_{cis}$  varie entre 66,33 et 106,66  $\text{Kgf/cm}^2$  ;

la valeur moyenne sera de 38,5  $\text{Kgf/cm}^2$

Rcis =

On distingue :

- Cisaillement simple
- Cisaillement par torsion
- Cisaillement par compression

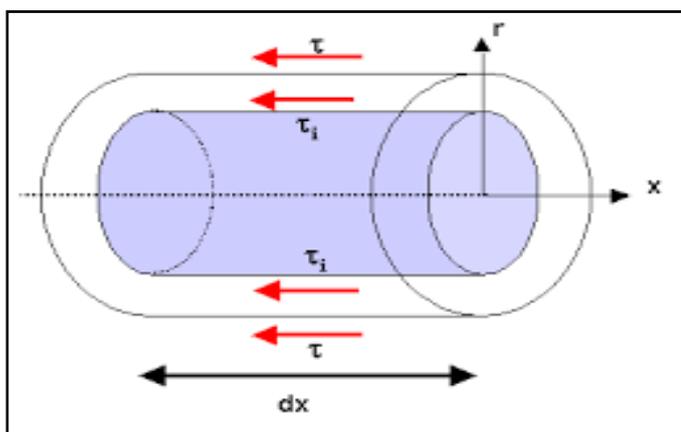


Figure II-3 Principe de cisaillement simple

## II.2.5 La cohésion et l'angle de frottement interne :

La cohésion et l'angle de frottement interne d'un échantillon sont fonction des résistances à la compression et à la traction.

La cohésion d'un échantillon est donnée par la relation suivante :

$$C = \frac{Rt \times Rc}{2 \times \sqrt{RcRt - 3Rt^2}}$$

L'angle de frottement interne est donné par la relation c :

$$\sin(\phi) = \frac{Rc - 4Rt}{Rc - 2Rt}$$

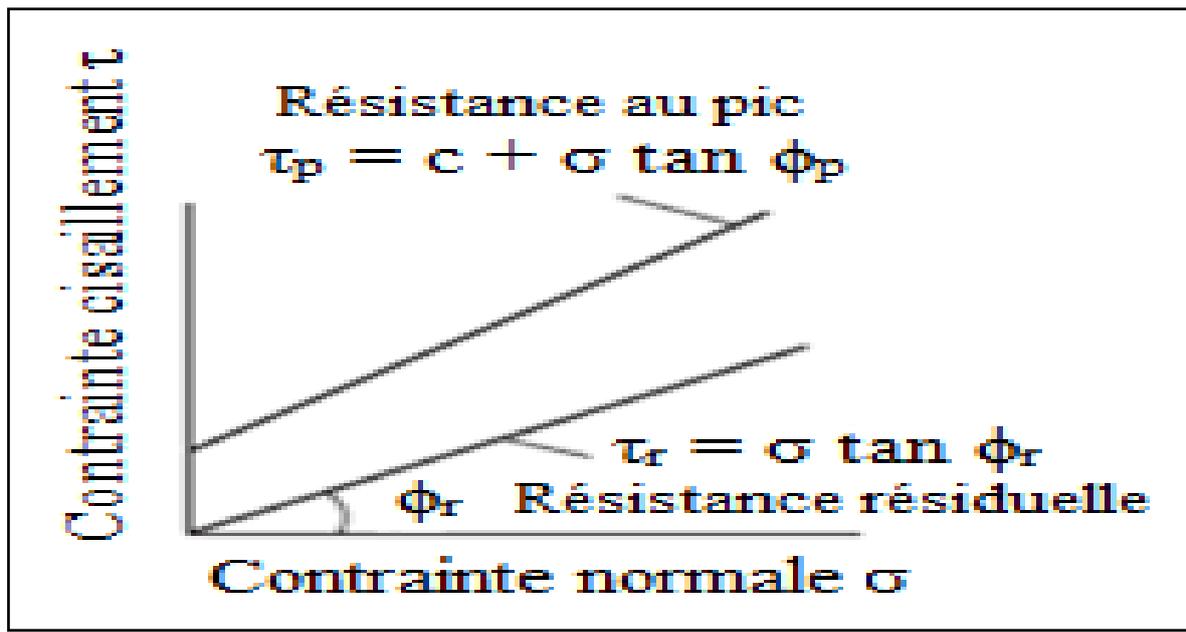


Figure II-4 Courbe représentative de  $\tau$  en fonction de  $\sigma$ .

### II.3 Propriétés géomécaniques et technologiques :

#### II.3.1 Propriétés géomécanique :

Parmi les principales propriétés géomécaniques, on note :

##### II.3.1.1 La dimension du bloc structural ( $d_m$ ) :

C'est la distance moyenne entre les fissures, et elle est calculée de

$$d_m = L / n$$

Où :

- L : la distance de la partie du massif mesuré.
- n : le nombre de fissures dans la partie mesurée.

##### II.3.1.2 L'indice acoustique (A):

$$A = (V_0 / V_m)^2.$$

Où :

- $V_0$  : la vitesse longitudinale des ondes dans l'échantillon (en m/s).
- $V_m$  : la vitesse longitudinale des ondes dans le massif (en m/s).

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

### II.3.1.3 Coefficient d'affaiblissement structural ( $\lambda$ ):

La stabilité des gradins s'exprime par :

- L'angle de frottement interne ( $\phi$ ).
- La cohésion (C).

Ces deux facteurs sont liés entre eux par des formules simplifiées et sont :

$$\sin(\phi) = (R_c - R_t) / (R_c + R_t) ;$$

$$C = 0,5 ( R_c \cdot R_t )^{1/2}.$$

Avec :

- $R_t$  : Résistance à la traction.
- $R_c$  : Résistance à la compression.

Tableau II-1 Classification de roches suivant leur fissure.

| distribution des fissures        | Dm        | A          | F            |
|----------------------------------|-----------|------------|--------------|
| roches exclusivement fissuré     | < 0.1     | < 0.1      | 0.01 – 0.065 |
| roches très fissuré              | 0.1 – 0.5 | 0.1 – 0.25 | 0.05 – 0.15  |
| roches moyennement fissuré       | 0.5 – 1   | – 0.4      | 0.1 – 0.55   |
| roches faiblement fissuré        | 1 – 1.5   | 0.4 – 0.6  | 0.5– 0.9     |
| roches pratiquement monolithique | >1.5      | 0.6 – 1    | 0.6 – 0.98   |

### II.3.2 Propriétés technologique :

#### II.3.2.1 La dureté de la roche :

$$f = R_c / 100 ; \text{Où :}$$

$R_c$  : limite de résistance étalonnée de la même roche à la compression d'après PROTODIAKONROV

$$f = 2,595$$

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

Tableau II-2 Classification des roches suivants leur dureté.

| Type dureté   | F       |
|---------------|---------|
| Tendre        | <2      |
| Assez tendres | 2 – 4   |
| Demi-dure     | 4 – 6   |
| Assez dure    | 6 – 10  |
| Dure          | 10 – 15 |
| Très dure     | 15 – 20 |
| Extra dure    | >20     |

D'après le tableau , la roche est assez tendre.

### II.3.2.2 L'indice de résistance au contact :

Cet indice caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche

$$I_c = 1,9 \cdot R_c^{1,5} ; I_c = 7942,5$$

### II.3.2.3 Coefficient de dureté de l'agrégat :

Caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche

$$f_{ag} = I_c / 0.62$$

$$f_{ag} = 12810,55$$

## III. Condition technico-miniére :

### III.1 Mode d'ouverture :

L'ouverture du gisement a débuté au niveau supérieur ( niveau 389m ) en creusant des tranchées de découpage à coté des limites de la carrière dont le sens de l'avancement de l'abattage est effectué de l'Ouest à l'Est et par la suite au Sud .

Pour ouvrir deux gradins inférieurs ( niveau 380,365 m ) , il a éré procédé au creusement de tranchés de découpage au centre de la carrière , par conséquent , l'exploitation de ces deux

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

gradins se fait par deux bords d'abattage et connaît l'avancement simultané des travaux vers le Sud et le Nord .

### III.2 Système d'exploitation de la carrière :

Les limites de la carrière sont fixées en tenant compte du :

- Degré de la connaissance du gisement
- Situation réelle de la carrière
- Ecoulement libre des eaux à partir de la carrière
- Distance minimale de transport des matières premières et des stériles
- Existence au-delà de la limite Ouest d'une carrière de Sonatrach

La réalisation de la carrière devra tenir compte des paramètres suivants :

- Angle de talus de gradin d'abattage 60°
- Angle de talus de gradin de découverte 45°
- Largeur des bernes de protection de 3 à 6 m
- Gradins d'abattage sont rattachés aux cotés 350 , 365 , 380 et 389m .

Les contours de la carrière envisagée tracés sur la surface reprennent en général la limite de calcul des réserves.

Les réserves de granodiorites (G.D) , ainsi que le volume de stériles à la carrière sont donnés dans le tableau suivant :

**Tableau III-1 Les réserves de granodiorites (G.D)**

| Côte du pied de gradin | Quantités de stériles en 10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup> | Quantité des G.D en 10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup> | Valeur de G.D en 10 <sup>3</sup> t | Taux de couverture |
|------------------------|---|--|------------------------------------|--------------------|
| 389                    | 208,8   | 157,9  | 394,6                              | 1,32               |
| 380                    | 254,2   | 587,7  | 1469,5                             | 0,43               |
| 365                    | 304,7   | 1664,6   | 4161,5                             | 0,18               |
| 350                    | 221,6   | 2200,6   | 5501,2                             | 0,1                |
| Total                  | 989,3   | 4610,8   | 115270                             | 0,21               |

### III.3 Mode d'exploitation :

En tenant compte des particularités naturelles du gisement et des paramètres du système d'exploitation , le processus d'exploitation comprend :

- Enlèvement des stériles par Bulldozer ;
- Chargement des stériles par chargeuse dans des camions ;
- Evacuation des stériles vers les terrils ;
- Mise à terril par Bulldozer ;
- Foration du réseau de tir et montage de celui-ci ;
- Chargement des roches abattues par chargeur ;
- Transport du minerais à la station de concassage par camions .

Tableau III-2 Type d'engins miniers

| Opération                        | Désignation                          | Marque              | Quantité |
|----------------------------------|--------------------------------------|---------------------|----------|
| Foration                         | Foreuse ( D : 105mm )                | HOLMAN              | 1        |
|                                  | Compresseur                          | R 045-170 comp air  | 1        |
| Transport                        | Camion benne ( 18,16m <sup>3</sup> ) | EUCLID R35<br>TEREX | 3        |
| Chargement                       | Chargeur ( 5,4m <sup>3</sup> )       | MICHIGAN            | 1        |
|                                  | Chargeur ( 2,4m <sup>3</sup> )       | RH 30 HD ( O & K )  | 1        |
| Débitage des blocs hors gabarits | Brise roche monté sur RH 25 HD       | KRUPP               | 1        |

### III.4 Capacité et régime de fonctionnement :

Selon la demande de travaux , le régime de fonctionnement de la carrière sera le suivant :

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

- Nombre de jours ouvrables par an : 230 jours ;
- Nombre de jours ouvrable par semaine : 5 jours ;
- Nombre de postes de travail par jour : 2
- Durée d'un poste de travail : 8 h .

Un tel régime de fonctionnement est à prévoir de l'ensemble de travaux d'abattage , ainsi que pour la découverte à la première phase pour la suite (phase d'exploitation) , la découverte sera effectuée en un poste .

- Capacité annuelle de production,  $P_a$ [t/an] :

La tâche technique assignée à ce projet est d'alimenter une station de concassage de production annuelle en agrégat égale à **750 00 Tonnes/tir** , qu'est calculé comme suit:

- Capacité de production de la station de concassage :

D'après les caractéristiques techniques de la station de concassage acquise par l'unité de Si Mustapha

- Production Horaire ( $P_h$ ) :

$P_h = 250 \text{ T/h}$ .

- Production par poste ( $P_p$ ).

$P_p = P_h * D_p$  donc :  $P_p = 250 * 8 = 2\,000 \text{ Tonnes}$ .

- Production journalier par poste ( $P_j$ ).

$P_{j/p} = P_p * N_p$

Donc :  $P_{j/p} = 2\,000 * 2 = 4\,000 \text{ Tonnes}$ .

- V Production annuelle ( $P_a$ ).

La capacité annuelle du concasseur l'aire est :

$P_{a,} = P_{j/p} * N_j$

$P_{a,} = 4\,000 * 230 = 920\,000 \text{ Tonnes}$ .

Sachant que le coefficient d'utilisation de la station est de :  $K_i = 0.85$ .

La production annuelle de la station sera :  $P_{at} = 780\,000 \text{ Tonnes}$ .

Et plus, le taux de stérile traité est de  $t_{st} = 10\%$

Ce qui donne une capacité annuelle de l'aire :

$P'_{a,t} = 78\,000 \text{ Tonnes de stérile par an}$ .

En tenant compte des pertes d'exploitation  $P_e$  d'un taux fixe  $p = 5\%$ :

$P_e = p * P_{a,}$

## Chapitre I : Généralités sur le gisement

---

$$P_e = 0.05 * 860\ 000 = 43\ 000 \text{ Tonnes.}$$

- La production en tonnage annuel en place à extraire s'élève à :

$$T = Pa_{st} + P_e$$

$$T = 860\ 000 + 59\ 136 = 900\ 000 \text{ Tonnes/an.}$$

# **CHAPITRE II :**

## **Processus technologiques d'exploitation**

### I. Principaux éléments du système d'exploitation

#### I.1 Le gradin

Le gradin est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche du massif et qui consiste en l'exécution de travaux d'extraction appropriés.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m. Pour les roches du gisement de Si Mustapha, la hauteur maximale des gradins est de 12 m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

#### I.2 L'angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre  $60^\circ$  et  $85^\circ$ ; dans notre cas un angle de talus  $\alpha = 60^\circ$  a été pris.

#### I.3 Plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement). Les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation.

La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

#### I.4 La dimension maximale des blocs abattus :

La fragmentation des roches par l'explosif est très répandue dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures. La blocométrie est un paramètre qui représente la dimension maximale des blocs des roches abattues  $d_{\max}$  la taille moyenne des blocs,

Les dimensions maximales admissibles des blocs se déterminent en fonction des paramètres des engins minière, à savoir :

La capacité du godet excavateur E en ( $m^3$ ).

$$d_{\max} \leq 0.8 \times E^{3/2} \text{ en (m).}$$

Dimension d'ouverture de concasseur B en (m).

$$d_{\max} \leq 0.8 \times B \text{ en (m).}$$

Capacité de la benne du camion Vc en ( $m^3$ ).

$$d_{\max} \leq 0.5 \times Vc^{3/2} \text{ en (m).}$$

Largeur de la bande du convoyeur  $Bd$  en (m).

$$d_{\max} \leq 0.5 \times Bd + 0.1 \text{ en (m).}$$

## II. Les paramètres géométriques du schéma du tir :

La fragmentation des roches à l'explosif (tir) joue un rôle essentiel lors la préparation des roches à l'extraction où il faut assurer une bonne blocométrie. Avoir des dimensions maximales des blocs que ne dépassent pas les normes de la carrière augmente le rendement de chargement, transport et concassage de matière extrait. Une bonne destruction des roches au pied du gradin assure une bonne plate-forme et découpe du gradin.

Pour cela il faut trouver un schéma de tir répond aux exigences de la carrière tout en jouent sur les paramètres géométrique du schéma de tir

### II.1 diamètre du trou (D) :

Il dépend de :

- La granulométrie projetée
- L'objectif de production et du cout global (le cout de foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration ).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie et la stabilité des terrains.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation pour attendre des rendements importants.

### II.2 Hauteur des gradins ( $h_g$ ) :

Suivant le règlement algérien, les gradins ne devrait pas passer les 15 m pour une roche dure, mais la hauteur des gradins dépend de :

- Le volume de production par volée.
- Des performances des engins de chargement.
- De l'engins de foration.
- De l'environnement qui limite par fois la charge du trou (donc la hauteur du gradin) pour respecter les valeurs admissibles de vibration.

### II.3 la banquette (B) :

Elle dépend de :

- Des objectifs technico-économique dans le sens ou elle est le facteur clé de la consommation d'explosif et des résultats du tir.
- De la hauteur des gradins.

- De la stabilité des terrains qui va permettre à l'engin de travailler dans des bonne condition.

### **II.4 la sous foration ( $l_s$ ) :**

La sous foration permet d'avoir une bonne destruction des roches du massif tout on assurant bonne découpe des gradins, ou elle augmente l'action du tir dans la partie inferieur du gradin.

- La hauteur du gradin.
- Le diamètre du trou.
- La résistance du trou (ligne du moins de résistance).
- Les propriétés physique et mécanique des roches.

### **II.5 longueur et nature du bourrage :**

Son objectif est de diminuer les projections des roches et d'améliorer l'effet du gaz d'explosif (pour éviter l'échappement des gaz). Il dépend à la fois de la banquette et du l'amorçage.

Son efficacité dépend de sa nature : les gravillons non compacts sont particulièrement satisfaisants.

### **II.6 rapport de maille (espacement / banquette)**

Il dépend essentiellement des objectifs recherché par la carrière :

Pour une bonne fragmentation, le rapport de maille doit être aussi élevé que possible entre 1.2 et 1.5.

Pour un bon profil de front il faut qu'il avoisine le 1.

Pour la production d'enrochement, il est recommandé de le réduire à une valeur inférieure à 1.

### **II.7 inclinaison du trou de mine ( $\alpha$ ) :**

Les trous inclinés sont de plus en plus utilisé en carrière vu leurs avantages qui sont notamment :

- Meilleur rupture du pied.
- Moins de bloque en tête.
- Plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

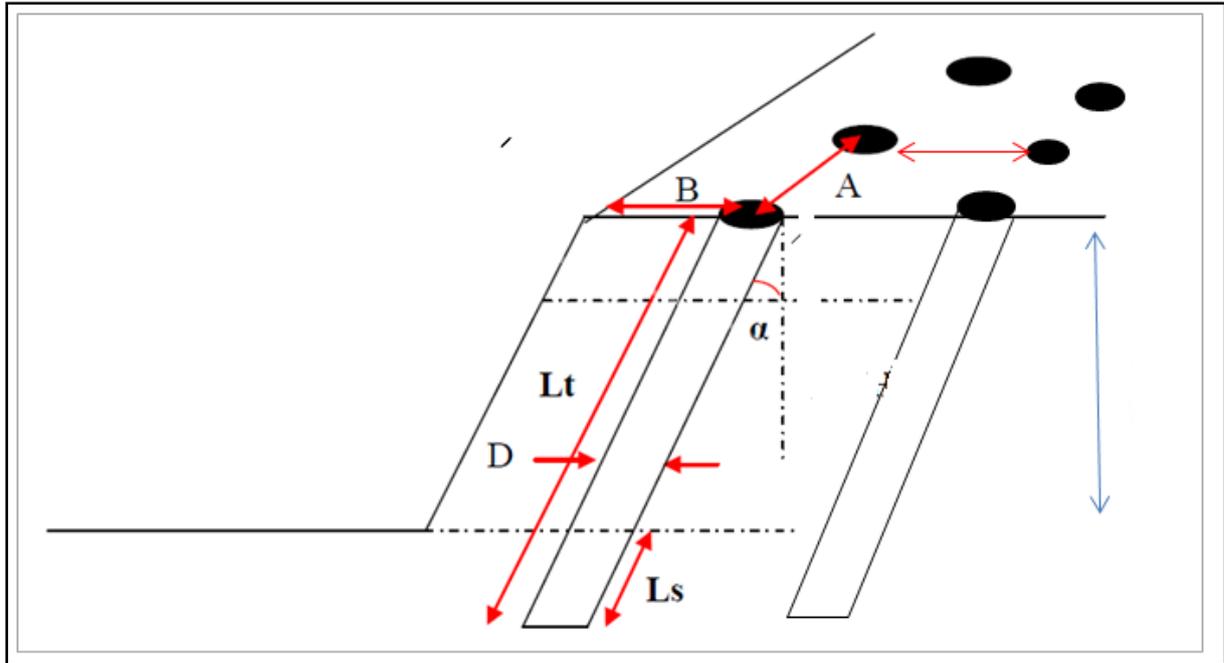


Figure II-1 Les éléments géométriques du plan de tir

### III. Modèles de conception de pla de tir

#### III.1 La taille moyenne des blocs :

D'après la formule de KUZUETSOV , la taille moyenne des blocs est :

$$X_m = K \times (E \times H \times B)^{1/6} \times E_s^{-0.633} ;$$

Avec :

- E : Espacement entre les trous en (m).
- H : Hauteur du gradin en (m).
- B : banquette en (m).
- $E_s$  : Energie spécifique de la volée en (Kj/T)
- K : coefficient de fracturation dépend de la nature des roches,
- K=7 : roche moyennement fissurée.
- K=10 : roche dure, très fissurée.
- K=12 : roche dure, faiblement fissurée.

#### III.2 Le fuseau granulaire :

En 1983, CINGHAM élaborera le modèle ci-après dit modèle de KUZ-RAM :

$$Y = \text{EXP}(\ln(2) \times (X / X_m)^2)$$

Avec :

- Y : pourcentage de passante (à travers les tamis )
- X : ouverture du tamis.
- $X_m$  : La taille moyenne des blocs.
- N : indice de forme de la courbe.

$$n = 0.5 \times (2.2 - 14b / D_t) \times (1 - w/b) \times (1 + E/B).L/H$$

Avec :

- $D_t$  : Diamètre du trou de mine (mm).
- W : Déviation de la foration (mm).

En général le n est entre le 0.8 et 2.2

Cette méthode nous permet de déterminer le pourcentage des passants à travers les cribles.

### IV. Généralités sur les explosifs

Un explosif est un composé ou mélange chimique capable de se transformer très rapidement , sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière , en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température .

L'explosion considérable du volume de ces gaz produit des effets mécaniques dont la nature varie avec la vitesse de transformation de la matière .

Lors de la détonation , les explosifs libèrent leur énergie sous deux formes principales :

- Une énergie de choc véhiculée par une onde de choc , c'est-à-dire de contrainte et qui est transmise dans le milieu .
- Une énergie de gaz qui se manifeste sous la forme d'un gaz à très haute température et de pression .

L'énergie fournie sert à arracher la masse rocheuse qui se trouve devant lui , en direction de la surface libre ou de la ligne de moindre résistance .

#### IV.1 Caractéristiques des explosifs :

Il existe plusieurs types d'explosif, avec différentes caractéristiques qu'il faut les connaître pour effectuer un choix d'explosif, ses caractéristiques sont :

### IV.1.1 La vitesse de détonation D :

Elle représente la vitesse de propagation de l'onde explosive dans la masse de l'explosif, mesurée en mètre par seconde, et elle dépend de :

- La composition chimique de l'explosif.
- La résistance des matériaux entourant la charge.
- La densité de l'explosif.
- Le diamètre de la charge.

### IV.1.2 Coefficient d'utilisation pratique (C.P.U):

Il caractérise la puissance des divers explosifs, et pour le déterminer, on pose une masse variable d'explosif (diamètre 25 mm ) dans un blocs de plomb de manière à obtenir le même volume que 15 g d'acide picrique (explosif de référence) tiré dans les mêmes conditions.

$$\text{C.U.P \%} = \frac{\text{poids d'explosif de référence}}{\text{poids d'explosif essayé}} * 100$$

### IV.1.3 Coefficient de self excitation :

Il permet d'exprimer la sensibilité de l'explosif, ou pour une masse d'explosif donnée placée au voisinage d'une autre masse de même nature, c'est-à-dire la distance à partir de laquelle, l'explosion de l'une des charges explosives entraîne une fois sur deux l'explosion de l'autre (ces deux charges explosives doivent être placées dans le même axe)

Le C.S.E dépend de la nature de l'explosif, du diamètre de la cartouche et du taux d'humidité.

### IV.1.4 Sensibilité au frottement et au choc :

Certains explosifs sont sensibles et doivent donc être maniés avec précaution (chargement des trous de mine, transport, exc...).

La sensibilité au choc est exprimée suivant la plus ou moins grande hauteur de laquelle un marteau ou un poids étalons doit tomber sur une charge (étalonnage pour la faire détoner).

### IV.1.5 Stabilité à la chaleur et au froid :

A une grande importance, en particulier quand l'explosif doit être employé sous des climats excessifs, cependant la grande majorité des explosifs industriels sont traités pour résister aux grands écarts de température.

## IV.2 Type d'explosif et leurs accessoires :

### IV.2.1 Type des explosifs :

De l'explosion résulte la création d'un front d'onde de pression. La vitesse de ce front d'onde détermine la classification des explosifs.

Il existe deux grands groupes d'explosifs :

- les poudres (régime de déflagration).
- les explosifs brisants (régime de détonation).

La différence entre les régimes de déflagration et de détonation n'est pas toujours simple. Les poudres sont conçues pour un régime de déflagration, c'est-à-dire une onde subsonique (de 10 à 400  $\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$ ). Les explosifs progressifs se situent entre les poudres et les brisants. Ils suivent le régime de détonation supersonique (de 2 000 à 3 500  $\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$ ). Les explosifs brisants détonent également (de 4 000 à 9 000  $\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$ ).

### IV.2.1.1 Explosif déflaquant :

Un explosif soufflant est un explosif qui provoque lors de son explosion une pression dans les directions de moindre résistance. Si on place une petite charge d'explosif soufflant sur un mur, lors de l'explosion la pression va s'appliquer à l'opposé du mur, le mur restera intact. Au contraire, si on avait placé une charge d'explosif brisant, le mur aurait été endommagé ou perforé.

- La poudre noire : surtout utilisée pour les canons d'autrefois, les feux d'artifices et les pétards.
- La poudre blanche (nitrocellulose) : utilisée aussi dans certains propulseurs à réaction.



Figure IV-1 Poudre noire



Figure IV-2 Poudre blanche

Les mélanges « faciles à réaliser » : mélanges à base de produits courants comme le fuel, engrais ou lessive sont parfois utilisés par des terroristes pour perpétrer des attentats.

### IV.2.1.2 Explosif brisant :

Les explosifs brisants ont une vitesse de détonation qui dépasse 6 050 m/s. Le plus puissant connu (l'octanitrocubane) atteint la vitesse de détonation de 10 100 m/s. Les brisants sont trop complexes à manipuler. De plus, ils sont souvent très toxiques et même parfois cancérigènes. On peut citer parmi eux les groupes -nitros et nitrates, les peroxydes organiques, les chlorates et les perchlorates, les halogénures d'azote, les azotures et les fulminates.

Ils sont généralement utilisés dans le domaine militaire ou dans le bâtiment. Et parmi les explosifs brisant on site :

- La mélinite pure (connue sous le nom d'acide picrique ou bien encore de 2,4,6-trinitrophénol) n'est plus utilisée de nos jours, mais sert d'étalon pour donner le coefficient d'utilisation pratique (CUP) d'un explosif, mesurant sa puissance.
- Le TNT ou trinitrotoluène a été largement utilisé pendant la Seconde Guerre mondiale.
- L'hexolite ou RDX, dont la composition C-4 est un dérivé.
- Le trotilite ou tolite qui, combiné avec un cordeau détonant, s'avère très efficace dans une application directionnelle.
- L'octolite (usage militaire exclusif) est dans les années 1980 l'explosif le plus puissant.
- La donarite (nom commercial, de l'allemand Donner, « tonnerre ») est un explosif contenant 70 à 80 % de nitrate d'ammonium, 15 à 25 % trinitrotoluène, et 5 % de

nitroglycérine<sup>1</sup>. Sa vitesse de détonation est de 4 100 m/s. Utilisé par le génie militaire de la Wehrmacht, il est toujours employé dans l'exploitation minière.

- Le tetrytol.
- De la poudre d'aluminium est parfois ajoutée au TNT pour augmenter la puissance du souffle

### IV.2.2 Accessoires de tir :

#### IV.2.2.1 Les détonateurs :

##### IV.2.2.1.1 Le détonateur pyrotechnique:

Il est constitué d'un tube d'Aluminium fermé à l'une de ses extrémités et séparé en deux par un petit embouti qu'on appelle opercule. Sur la seconde extrémité un trou est percé pour laisser passer les étincelles.

La partie fermée du détonateur contient deux éléments distincts : au fond une charge explosive dite secondaire qui est formée par de la pentrite, contre l'opercule une charge d'amorçage très sensible au choc qu'on appelle la charge primaire formée par de l'azoture de plomb. Avec ce type de détonateur le dispositif de mise à feu est une mèche constituée d'un fin cordon de poudre noire enrobé de plusieurs couches de jute, la dernière étant imprégnée d'un produit bitumineux destiné à la rendre étanche.

Le détonateur est serti sur cette mèche à l'aide d'une pince spéciale appelée pince à serti.

##### IV.2.2.1.2 Détonateur électrique :

Il est constitué d'un tube en Aluminium fermé à l'une de ses extrémités, et à l'autre bout est serti un bouchon en plastique laissant passer deux fils électriques.

A l'intérieur du tube contient une charge détonante identique à celle des détonateurs à mèche, une tête d'allumage constitué d'un filament relié à deux fils électriques et enrobé d'une poudre d'allumage.

Lorsqu'on envoie le courant électrique dans le circuit de tir le filament rougit et enflamme la poudre d'allumage. Dans ce type de détonateur il existe 3 classes :

- Détonateur instantané (DEI) : dont l'écart égale à 0
- Détonateur à retard (DER) : il existe 12 numéros, dont l'écart de temps entre deux numéros successifs égale à 0.5s

- Détonateur à micro retard (DMR) : il existe 12 numéros (en Algérie), dont l'écart entre deux numéros successifs est de 20 ms.



Figure IV-3 Détonateur

### IV.2.2.2 Le cordeau détonant :

Il est constitué d'un cordeau explosif très puissant enrobé d'une gaine de textile qui est elle-même enrobé en plastique de vitesse de détonation de l'ordre de 7000m/s, son rôle est d'amorcer la charge explosive. L'explosion du cordeau détonant engendre une onde de choc puissante qui fait exploser toutes les charges placées à son contact. L'explosion du cordeau est amorcée par un détonateur instantané hors du trou.



Figure IV-4 Cordeau détonant

### IV.3 choix d'explosifs :

L'humidité permet de déterminer une première sélection forcément respecter ou un explosif résistant à l'eau est choisi dans une zone humide, mais de plus on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif.

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

Des études entreprises notamment aux (USA) et (Canada) et reprises dans certains pays européens, ont montré que le transfert de l'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur lorsque le rapport:

$$(d_{ch} \times D) / (\rho_r \times V_c)$$

est compris entre 0,4 et 0,7 se rapproche de l'unité. Où:

D: La vitesse de détonation de l'explosif.

$d_{ch}$ : La densité de chargement de l'explosif dans le trou.

Avec  $d_{ch} = \rho \times (D_e / D_t)^2 \times K_t$

$\rho$  : la masse volumique d'explosif.

$(D_e/D_t)$ : représente le couplage de la charge.

$D_e$ : diamètre de la charge explosive.

$D_t$ : diamètre du trou.

$K_t$ : c'est le coefficient de tassement

$$K = \frac{(\text{masse volumique de l'explosif dans le trou})}{(\text{masse volumique de l'explosif hors du trou})}$$

Avec :

$\rho_r$ : densité de la roche.

$V_c$ : vitesse des ondes de compression dans la roche.

La relation précédente montre que plus la roche est dure et dense, plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité de chargement.

### IV.4 les produits commercialisé en Algérie :

Tout explosif commercialisé en Algérie sont des produits d'ONEX, ou elle produit une gamme variée de différentes propriétés (vitesse de détonation, teneur en TNT, résiste à l'humidité) :

#### IV.4.1 Explosifs de consistance gélatineuse (les NITROS) :

- Fabriqués en cartouches
- vitesse de détonation : 4000-6000m/s
- les types : Geonit (plus de 60% nitroglycérine)  
Gelanit 1-2 (teneur plus élevée de TNT )
- résiste à l'humidité

#### IV.4.2 Explosifs de consistance pulvérulente (NITRATÉS) :

- vitesse de détonation : 3500-4000 m/s
- les types : MARMANITE 1-2-3  
N 18 bis
- résistent faiblement à l'humidité

#### IV.4.3 Les NITRATES-Fuel :

C'est le plus faible explosif Avec une vitesse de détonation de 3000-4000m/s, il est connu sous le nom ANFOMIL.



Figure IV-5 Anfomil

### V. influences de tir sur la stabilité et la sécurité sur les ouvrages

#### V.1 influence de la distance :

La distance représente le paramètre le plus facile à étudier, afin de prendre une distance de sécurité contre l'onde de choc, des expériences en conduites ont permis de considérer que la vitesse de propagation de l'onde de choc est inversement proportionnelle à la distance, une formule a été donnée par Chapot :

$$Q = D^2 \times \left(\frac{V}{\sqrt{R}}\right)^{2/1.8}$$

Pour une protection contre les projections des roches plusieurs expériences ont été faites, et on permet de diviser la distance en 5 zones, chaque zone avec un degré de sécurité

Tableau V-1 les zones d'influence et leur rayon.

| Zone influence | Rayon R                           |
|----------------|-----------------------------------|
| Z <sub>1</sub> | $0 < R_1 < 5(Q)^{1/3}$            |
| Z <sub>2</sub> | $5(Q)^{1/3} < R_1 < 8(Q)^{1/3}$   |
| Z <sub>3</sub> | $8(Q)^{1/3} < R_1 < 15(Q)^{1/3}$  |
| Z <sub>4</sub> | $15(Q)^{1/3} < R_1 < 22(Q)^{1/3}$ |
| Z <sub>5</sub> | $22(Q)^{1/3} < R_1 < 44(Q)^{1/3}$ |

Tableau V-2 dommage prévisible en fonction de leur zone d'influence.

| Zone d'influence | Dommages prévisibles aux personnes             | Dommages prévisibles aux biens |
|------------------|--|--------------------------------|
| Z <sub>1</sub>   | Blessures mortelles dans plus de 50% des cas   | Dégâts très graves             |
| Z <sub>2</sub>   | Blessures graves pouvant être mortelles        | Dégâts importants              |
| Z <sub>3</sub>   | Blessures                                      | Dégâts moyens                  |
| Z <sub>4</sub>   | Possibilité de blessures                       | Dégâts légers                  |
| Z <sub>5</sub>   | Très faibles possibilités de blessures légères | Dégâts très légers             |

### V.2 Influence de la charge :

Le choix de la charge est déterminant lors de la préparation du tir afin d'éviter les accidents des explosifs, ces accidents peuvent être causés par :

- La projection des roches.
- L'effet aérien.
- L'onde de choc.

Pour une protection contre la projection des roches, il faut estimer la charge à partir d'un rayon de sécurité (ce rayon représente la distance entre l'endroit du tir et la construction la plus proche, station de concassage ou les fils électriques exc...).

$$Q = \frac{1}{44} \times R^3$$

Pour une protection contre l'onde de choc, il faut estimer la charge à partir d'un rayon de sécurité, qui est déterminé d'après la formule de Chapot :

$$Q = D^2 \times \left(\frac{V}{\sqrt{K}}\right)^{2/1.8}$$

Avec :

V : est la vitesse d'oscillation (mm/s), pour les habitations, V doit être  $\leq 10$  mm/s ;

K : est l'Aptitude de distribution d'onde de choc de la roche  $K_{moy} = 2\ 000$  ;

Q : la charge instantanée d'explosif (Kg).

D : Distance pour la protection des constructions.

### **V.3 bruits :**

Le bruit est un paramètre important auquel l'être humain est particulièrement sensible (beaucoup plus qu'aux vibrations) et qui peut poser des problèmes à l'administration (proximités d'habitations). La suspension du cordeau détonant à l'air libre permettra de limiter ces nuisances pour cela à la carrière de SI MUSTAPHA, on utilise des détonateurs électriques à l'air libre.

### **V.4 La poussière :**

Les poussières sont essentiellement liées à la nature des matériaux abattus et aux conditions climatiques.

# **CHAPITRE III**

**STRUCTURE  
FISSURELLE  
DU  
MASSIF  
ROCHEUX**

### **I. Les discontinuités du massif :**

On désigne par discontinuité une interruption de la roche qui résulte de la formation du massif. Les discontinuités dans la carrière de Si mustapha peuvent être d'origine étamorphique (diaclasses, plans de foliation) ou tectonique (failles, fractures). Ce réseau de discontinuités confère au massif une structure, importante à connaître pour l'opération d'abattage.

#### **I.1 Les joints de stratification**

ils résultent de l'origine sédimentaire et du dépôt en strates des roches . Les joints de stratification séparent des couches ou des bancs d'âge et de nature différents

#### **I.2 Les joints stylolithiques :**

ils se forment par dissolution différentielle des roches solubles , ils consistent en surfaces sinueuses plus ou moins continues accentuées par des résidus carbonnés noirs . Les joints stylolithiques peuvent être parallèles aux joints de stratification , mais ils peuvent également avoir n'importe quelle autre orientation .

#### **I.3 Les diaclasses ou joints tectoniques :**

Elles consistent principalement en joints de tension et joints de cisaillement résultant des pressions et des déformations mécaniques successives auxquelles ont été soumises les roches pendant et après leur formation.

Les diaclasses se répartissent souvent en plusieurs familles ayant chacune une orientation et une fréquence d'apparition moyenne identifiable . Elles ont souvent une orientation plus ou moins perpendiculaires à la stratification et parfois , elles recoupent plusieurs couches d'âge et de nature différent .

#### **I.4 Le clivage :**

Il est aussi fréquemment et improprement appelé schistosité , il caractérise les roches se débitant en feuillets . Il résulte de la déformation consécutive à l'applatissage d'une roche composée de minéraux feuilletés et soumise à des pressions intenses .

### I.5 Les failles et les fractures :

Elles ont un caractère plus exceptionnel et leur orientation peut correspondre à celle d'un autre type de fissure ou être quelconque . Elle se caractérisent en générale par une plus grande ampleur des déformations produites et par les déplacements relatifs de leurs épous .

## II. Levé de discontinuités :

informations mesurables sur les discontinuités sont de nature géométrique (orientation du plan, trace...) et de nature « mécanique » (altération des épontes, matériau de remplissage, rugosité, présence d'eau...). Les informations qualitatives sont intéressantes pour un traitement en profondeur et une reconstitution de l'histoire du massif.

Mais pour notre étude, nous avons uniquement besoin des informations géométriques. La caractérisation de chaque discontinuité va ainsi reposer sur les paramètres

suivants :La mesure de l'azimut , c'est -à- dire la direction par rapport au Nord de l'horizontale passant par le plan fracture . Cette mesure permet notamment de représenter les fissures sur un plan ;

- La mesure du pendage ou inclinaison du même plan de fracture par rapport à l'horizontale . Cette mesure est le complément indispensable de la mesure de l'azimut pour faire l'étude statistique de l'orientation des fissures et pour déterminer l'existence de différentes familles ;
- La mesure de l'ouverture de la détermination de la nature du remplissage éventuel de la fissure selon l'érosion ou le remplissage qu'elle subi ;
- La mesure des distances entre fractures appartenant à une même famille d'orientation , ce qui permet de calculer la fréquence d'apparition de celle-ci ;
- L'analyse de l'état de surface , la surface d'une fracture peut être lissé , rugueuse ou striée , régulière ou irrégulière , elle peut aussi présenter une croûte d'altération superficielle importante ou non ; L'évaluation du déplacement lorsqu'il s'agit d'une faille .

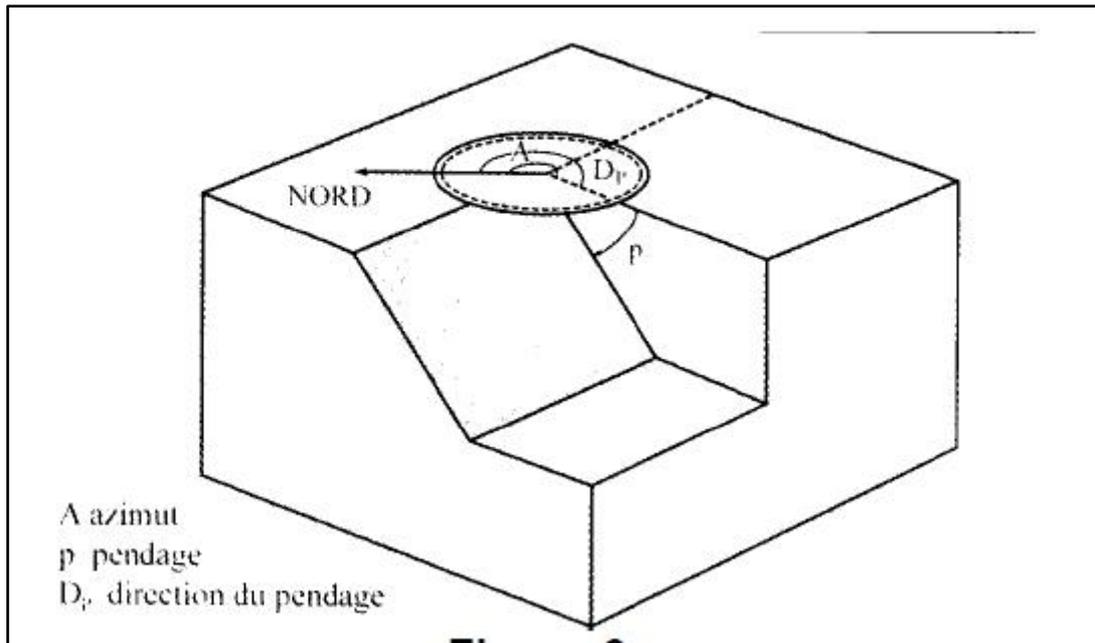


Figure II-1 Orientation d'une discontinuité

### III. Méthodes d'analyse :

Plusieurs techniques sont à la disposition des géologues structuralistes pour l'étude de la fissuration naturelle des massifs rocheux. Les techniques utilisées dépendent de l'échelle d'observation recherchée, toutes sont toujours complémentaires et souvent utilisées conjointement.

À l'échelle d'une région, on fera une étude géomorphologique pour mettre en évidence les grands traits structureux sur les cartes topographiques et les photographies satellites et aériennes, on observe des structures linéaires qui correspondent à des dépressions, des crêtes ou des décrochements latéraux. Ces structures sont appelées linéaments. Les linéaments qui intéressent les géologues soulignent des failles et fractures, la stratification ou encore le clivage visible à la surface du sol. Ce sont les photographies aériennes qui permettent de faire les observations les plus fines, grâce à la vision du relief par stéréoscopie.

On mesure la longueur de l'azimut des linéaments et les résultats sont représentés sur des cartes et des rosaces d'orientation.

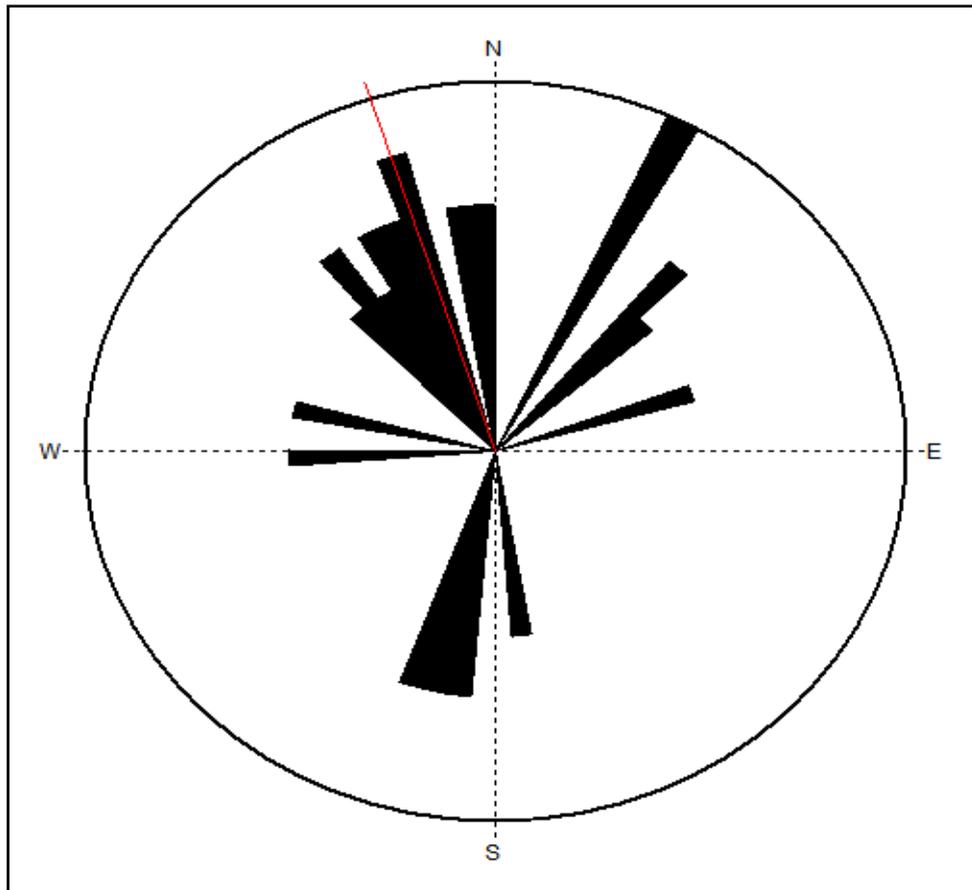


Figure III-1 Rosace

A l'échelle locale , l'observation directe est possible et un levé géologique et structural sera réalisé par un géologue . Celui-ci sera chargé d'identifier sur site toutes les fissures visibles et d'en déterminer toutes les caractéristiques . Les mesures d'orientation ou de pendage sont alors reportées sur un canevas stéréographique ( rectangulaire ou circulaire ) qui permette de représenter toute les fissures et de calculer l'orientation moyenne de chaque famille dans l'espace , on calculera aussi la fréquence moyenne d'apparition d'une famille de fissures , grâce à ses mesures d'intervalles .

Quand le géologues ne pourra pas faire l'observation , par manque d'affleurement , on pourra utiliser plusieurs méthodes de prospection géophysique pour évaluer grossièrement l'état de fissuration d'un massif rocheux . Citons notamment la prospection sismique ; par la mesure de la vitesse de propagation du son dans les roches et la prospection électrique par la mesure de la résistance des roches au passage d'un courant électrique .

Ces propriétés dépendent de la nature de la roche ; de la présence de fissures et de la nature des matériaux de remplissage .

Dans tous les cas , la réalisation de sondages permettra d'évaluer la nature et l'intensité de la fissuration à différentes profondeurs au voisinage de l'axe de foration . Dans le cas d'un forage destructif , les parois du sondage pourront être inspectées par caméra , ou étudiées grâce à la réalisation de diagraphies dans ce cas , on descendra dans le forage , soit des sondes spéciales qui permettent de repérer et de mesurer l'orientation des plus importantes fissures , soit des sondes basées sur différents principes géophysiques .

Dans le cas d'un forage carotté , l'étude de la carotte convenablement orientée sera le reflet exact de la fissuration naturelle de la roche traversée dans l'axe du forage .

Tous les échantillons prélevés , soit directement , soit par carottage , feront l'objet d'une analyse pétrographique

Les échantillons des roches sont taillés en lames minces transparentes à la lumière , qui sont étudiées au microscope polarisant . On déterminera notamment les relations de certaines fissures avec la roche et la nature de leur remplissage , on pourra en outre étudier la microfissuration de la roche non visible à l'œil nu .

La plupart des données recueillies , et en particulier les mesures d'orientation et de répartition spéciale , seront enfin traitées par calcul statistique pour en tirer toutes les informations nécessaires aux exploitations .

### **III.1 Application de cette étude :**

De nombreuses applications immédiates pour les exploitations découlent de l'étude de la fissuration naturelle des roches . La connaissance des grands traits structuraux d'une région permettra la recherche et la délimitation des zones de gisement à prospector . Suivant la nature de l'exploitation , on recherchera ou on éliminera les zones les plus fracturées , on prévoit les failles ou leur rejets ainsi que les plissements pouvant perturber une exploitation .

Dans le cas des exploitations du granulat , on prépare l'étude des tirs à l'explosif , grâce à la connaissance de toutes les caractéristiques des fissures naturelles , on pourra fixer l'orientation idéale des fronts d'abattage et déterminer l'espacement et la banquette ainsi que le calcul des charges pour le tir .

## **IV. Etude de fractures dans la carrière Si-Mustapha :**

Avant d'étudier les paramètres géométriques de fractures dans la carrière de granodiorite de lieu dit « Si Mustapha » il faut savoir la disposition des gradins et les différents types de fractures qui existent.

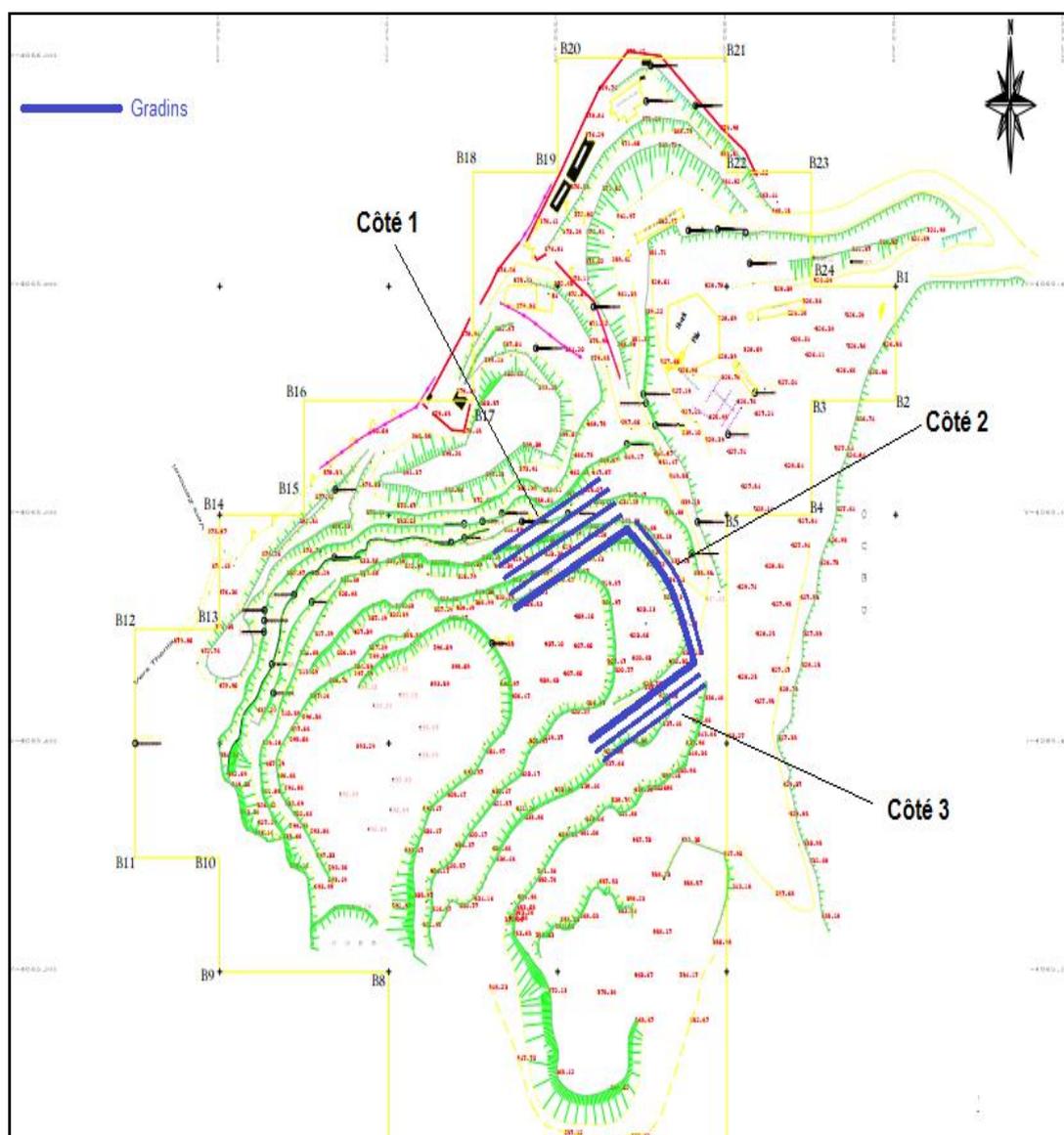


Figure IV-1 Levé topographique de la carrère

Les type de fractures existantes sont :

- Les fissures originales telles que :
  - les joints de stratification ;
  - les diaclases ;
  - les clivages ;
  - les failles .

Nous avons mesuré les fissures se trouvant dans le massif , avec lesquelles on a réalisé les diagrammes rectangulaires et circulaires des fissures afin de calculer la dimension moyenne des blocs , et la on a utilisé la rose diagramme qui nous a permis d'identifier la direction de la grande famille des fissures

- Calcul de la moyenne des blocs structuraux :

$$d_{mbs} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i}{N} ; \text{ avec :}$$

o  $d_i = \frac{L}{n}$  où L est la longueur de la partie mesurée ; n est le nombre de fissures.

N est le nombre de famille de fissuration.

Tableau IV-1 Calcul de la dimension moyenne des blocs structuraux

| Côté     | 1   |      |      |      |      |      |      |      |      |     |      |      |
|----------|-----|------|------|------|------|------|------|------|------|-----|------|------|
| Gradin   | 1   |      | 2    | 3    |      |      | 4    |      |      | 5   |      |      |
| Familles | 1   | 2    | 3    | 4    | 5    | 6    | 7    | 8    | 9    | 10  | 11   | 12   |
| L        | 21  | 20   | 15   | 17   | 19   | 26   | 16   | 14   | 32   | 15  | 13   | 37   |
| N        | 10  | 12   | 7    | 8    | 6    | 15   | 6    | 6    | 15   | 6   | 6    | 20   |
| A        | 22  | 332  | 325  | 33   | 237  | 335  | 68   | 190  | 338  | 60  | 230  | 332  |
| $\Delta$ | 64  | 65   | 62   | 35   | 38   | 79   | 35   | 38   | 57   | 70  | 25   | 55   |
| $d_i$    | 2,1 | 1,67 | 2,14 | 2,13 | 3,17 | 1,73 | 2,67 | 2,33 | 2,13 | 2,5 | 2,17 | 1,85 |

| Côté     | 2    |      |      |      |      |      | 3    |      |      |      |      |
|----------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Gradin   | 1    |      | 2    |      | 1    |      | 2    |      | 3    |      |      |
| Familles | 13   | 14   | 15   | 16   | 17   | 18   | 19   | 20   | 21   | 22   | 23   |
| L        | 17   | 33   | 17   | 28   | 16   | 40   | 15   | 18   | 20   | 21   | 30   |
| N        | 6    | 18   | 6    | 13   | 7    | 22   | 8    | 8    | 12   | 11   | 14   |
| A        | 35   | 332  | 42   | 340  | 55   | 335  | 32   | 241  | 337  | 62   | 335  |
| $\Delta$ | 80   | 50   | 55   | 66   | 55   | 50   | 42   | 18   | 70   | 25   | 72   |
| $d_i$    | 2,83 | 1,83 | 2,83 | 2,15 | 2,29 | 1,18 | 1,88 | 2,25 | 1,67 | 1,91 | 2,14 |

|           |        |
|-----------|--------|
| $d_{mbs}$ | 2,18 m |
|-----------|--------|

Tableau IV-2 Degré de fissuration du massif en fonction de  $d_{mbs}$

| Degré de fissuration du massif rocheux | $d_{mbs}$ (m) |
|--|---------------|
| Extrêmement fissuré                    | 0,1           |
| Très fissuré                           | 0,1 – 0,25    |
| Moyennement fissuré                    | 0,25 – 0,4    |
| Peu fissuré                            | 0,4 – 0,6     |
| Pratiquement monolithique              | > 1,5         |

Interepretion :

$d_{mbs} = 2,18$  est supérieur à 1,5 ( $d_{mbs} > 1,5$ )

D'après la classification des massifs suivants la fissuration, notre roche d'étude est pratiquement monolithique , c'est-à-dire en bloc de pierre de grande dimension.

IV.1.1.1 Rose diagramme :

Pour déterminer l'orientation et la direction de fractures , on a fait l'appel au diagramme de Rose. On a besoin seulement d'entrer les valeurs de directions de notre mesures au niveau de gradins de la carrière de Si Mustapha (Les valeurs de mesures sont dans l'annexe)

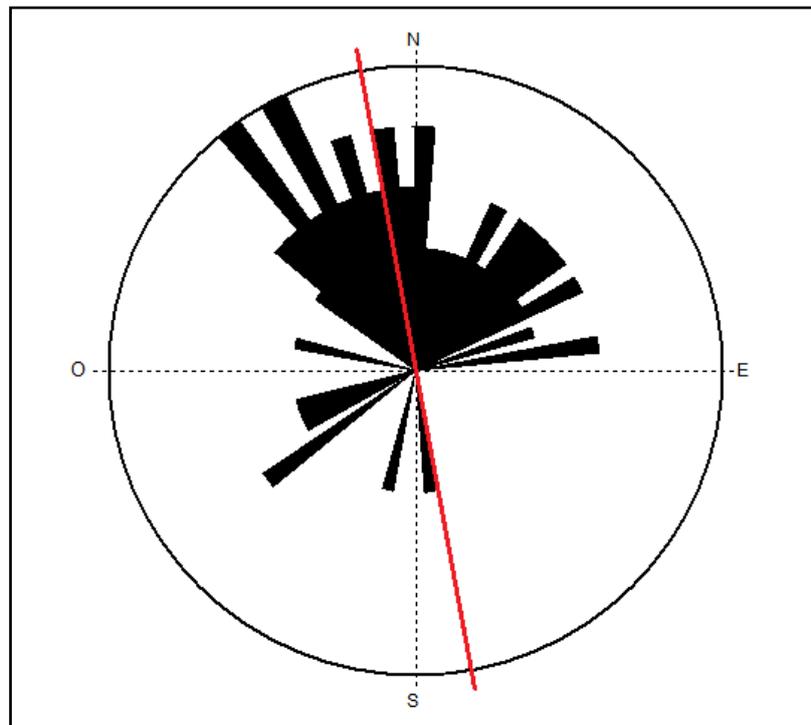
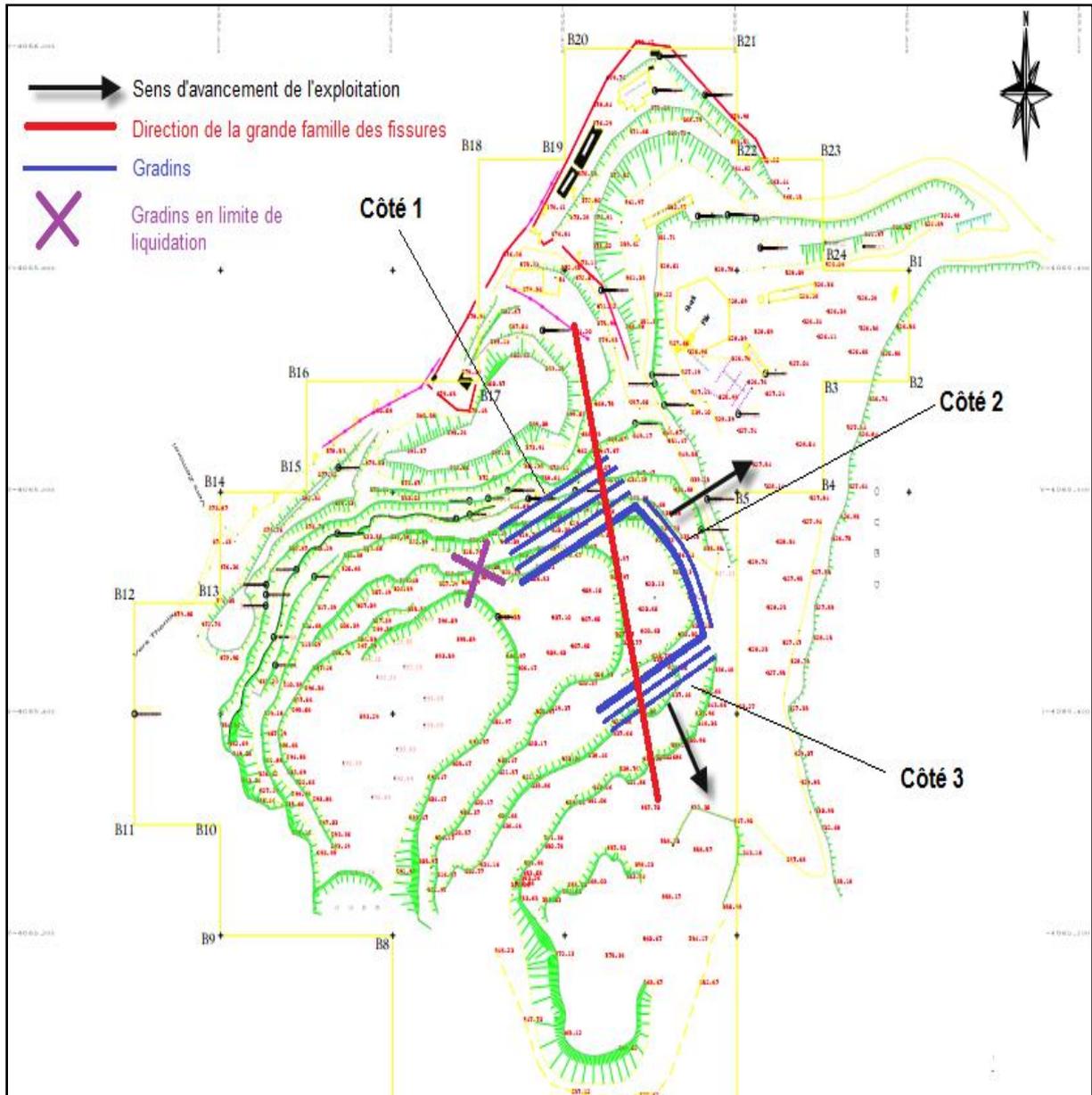


Figure IV-2 Rosace

L'orientation de la grande famille des fissures est de direction NNO-SSE, la position de cette dernière par rapport au sens d'avancement de l'exploitation est illustrée dans la figure suivante :



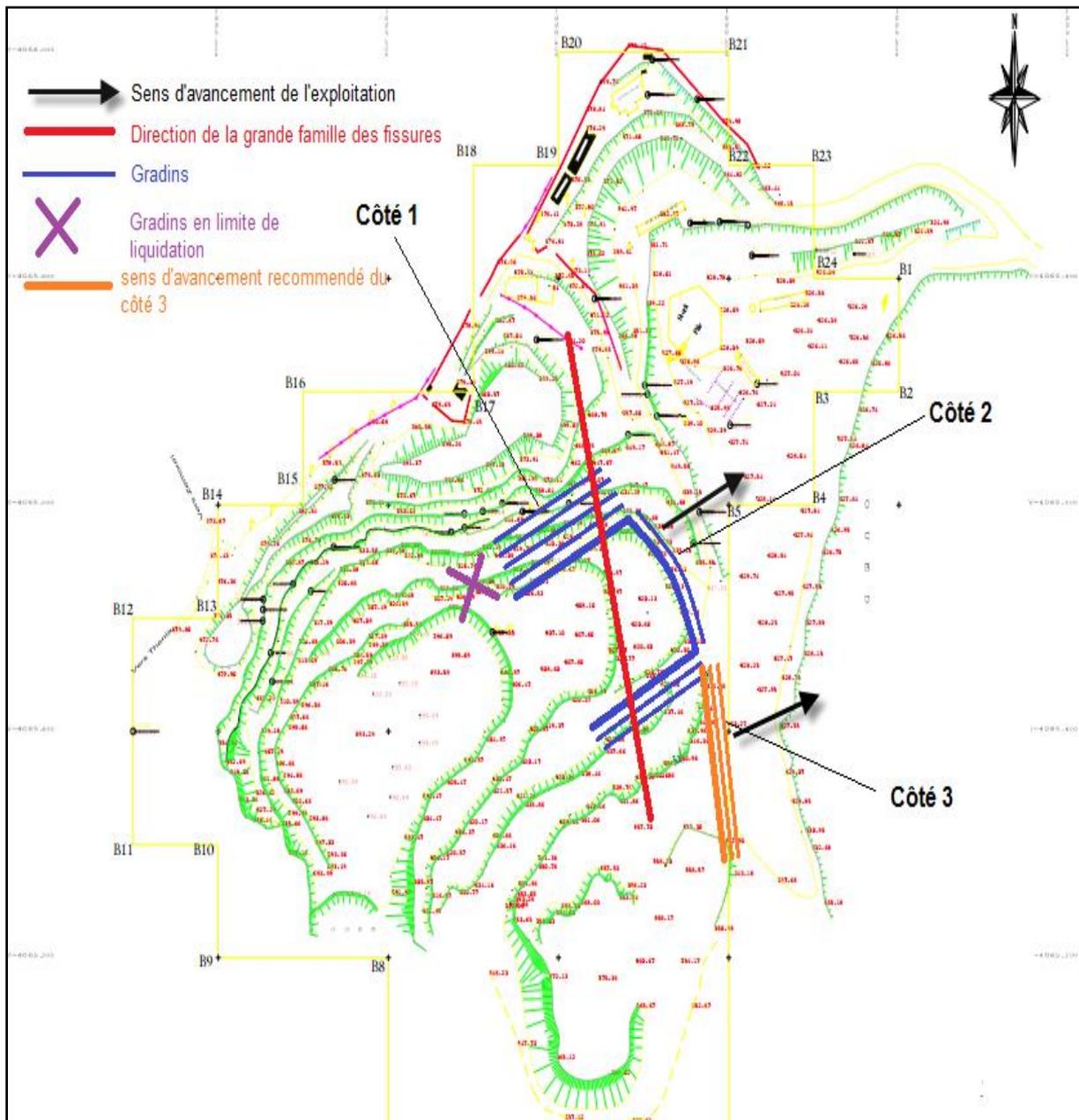
**IV-3 Direction de la grande famille des fissures par rapport au sens d'avancement de l'exploitation**

Pour des meilleurs résultats d'abattage, la direction d'avancement d'exploitation doit être parallèle à celle de la grande famille des fissures, et cela, pour minimiser les pertes de gaz lors du tir et assurer une meilleure fragmentation du volume abattu.

### Chapitre III : Structure fissurale du massif rocheux

On peut constater que le sens d'avancement du côté 2 est parallèle à la direction de la fissuration, tandis que le sens d'avancement du côté 3 est presque perpendiculaire à cette direction, ce qui donne une mauvaise fragmentation et un volume des hors gabarits élevé.

La solution pour ce problème, est de réorienter le sens d'avancement du côté 3 à une position plus ou moins parallèle à celle de la direction de la grande famille des fissures



IV-4 Orientation recommandée des gradins et sens d'avancement

La fragmentation du massif sera plus efficace dans la nouvelle orientation des gradins , on évitera les gros blocs d'hors gabarit qui causerons le problème de transport et de concassage et qui demande à être concasser par un brise roche en premier lieu .

Cet réorientation sera bénéficiaire techniquement car la fragmentation sera meilleure , et économiquement , on aura plus à faire appel à d'autre engins afin de fragmenter les hors gabarit pour pouvoir les transporter vers la station de concassage.

# **Chapitre IV :**

**Blocométrie**

**Et**

**Plan de tir**

### **Introduction :**

Ce chapitre est fait dans le but d'optimiser les paramètres de tir, ou on cherche à trouver une conception d'un schéma de tir qu'elle va nous réserver des résultats d'un tir dans la blocométrie espérait.

La dimension maximale des blocs est la taille moyenne acceptée par le matériel de la carrière (godet excavateur, berne de camion, ouverture du concasseur primaire, largeur de la bonde du convoyeur) .

On peut avoir une idée préalable sur la blocométrie grâce à l'utilisation du modèle de Kuz-Ram qui réalisé par CINCINGHAM en 1983 . La conception d'un tir s'appuie sur certains nombres de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître mais avant d'entreprendre il faut :

- Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ce qui concernent la granulométrie et les couts.
- Caractériser le massif (la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie).
- Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles (leur densité, leur énergie, leurs vitesse de détonation).
- Préciser les contraintes de l'environnement (distances des installations riveraines et niveaux acceptable maximum des vibrations, bruit, projections et poussière).

Et pour une conception d'un schéma de tir il faut choisir entre les paramètres de base du tir, et qui sont :

- o Le diamètre de foration.
- o La nature d'explosif.
- o Les paramètres géométriques du tir.

Mais dans le chantier certain paramètres sont déjà fixé (hauteur des gradins, diamètre du trou ou d'un choix limité comme les explosifs (les produits proposée par l'ONEX), pour cela on aura besoin des méthodes de conception avancée pour atteindre le but d'une granulométrie recherchée.

Ce chapitre est composé de deux parties, une partie concerne les méthodes de conception de plan de tir et la deuxième concerne la recherche des nouveaux paramètres à varier avec l'interprétation des résultats.

## I. La méthode de conception (Langfors):

*LANGFORS* a bâti sa méthode sur de nombreuses observations sur le terrain. Les hypothèses de départ de cette méthode sont:

- Trous surforés de  $0.3 B$
- Charge de pied s'étendant sur  $1.3 B$
- Hauteur de bourrage égale à  $B$
- Charge de colonne occupant la longueur restante du trou.

Avec  $B$  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.

### I.1 Le rapport de maille ( $E_t / B$ ) :

$E_t$  est l'espacement entre 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 on recommande  $1 < E_t/B < 1,3$ .
- Pour la production d'enrochement on conseille  $0,8 < E_t/B < 1$ .

Un rapport de maille trop faible induit 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.

### I.2 La résistance au tirage ( $R_t$ ) :

Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :

- 0,35 pour des roches élastiques.
- 0,40 pour des roches moyennes.
- 0,45 pour des roches plastiques.

On corrige cette valeur en fonction de l'état de fracturation et de l'indice de continuité de la roche

### I.3 Le coefficient d'inclinaison ( $f$ ) :

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. A banquette égale, la surface de dégagement varie en fonction de l'inclinaison du front d'abattage. Elle croît avec l'inclinaison. Pour un front vertical ( $90^\circ$ ) seul un quart environ des

ondes de compression atteindront une surface libre. Le coefficient (f) est fonction de l'angle que fait le front avec la verticale. Il est dans ce cas égal à 1

Pour  $\alpha = 0^\circ$   $f = 1$  Pour des angles compris entre  $10^\circ$  et  $30^\circ$

Les valeurs de  $C_{in}$  sont les suivantes :

- Pour  $10^\circ$   $f = 0,95$  .
- Pour  $12^\circ$   $f = 0,94$
- Pour  $20^\circ$   $f = 0,90$
- Pour  $30^\circ$   $f = 0,85$  Pour des valeurs intermédiaires, on interpole linéairement.

### I.4 La charge linéaire ( $L_t$ ) :

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

### I.5 Coefficient de tassement à appliquer ( $K_t$ ) :

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 charge linéaire minimale de pied** (Kg/m) nécessaire pour briser la roche est donnée par la relation empirique suivante :

$$L_p = 0,88 \times \frac{f}{S_p} \times \left(\frac{E}{B}\right) \times \left[\frac{0,07}{B} + R + 0,004 \times B\right] \times B^2 \quad (1)$$

Avec : f : facteur de contrainte dépend de l'inclinaison du trou.

$S_p$  : Coefficient de puissance pratique de l'explosif du pied (Weightstrength).

E/B : rapport de maille (espacement / banquette).

B : la banquette.

C :  $C = R + 0,04$  avec

R : résistance au tirage de la roche.

Par ailleurs, la charge linéaire de pied se calcule comme suit :

$$L_P = \frac{\text{la masse de l'explosif}}{\text{la longueur occupée par l'explosif}}$$

Et on sait que  $L_P = \frac{\rho \times \pi \times D_t^2}{4}$  (2) avec  $D_t$  en m

En égalant les formules (1) et (2) on obtient l'expression de la banquette maximale possible  $B_{\max}$  :

$$B_{\max} = \frac{D_t}{33,8} \times \sqrt{\frac{S_p \times \rho}{f \times c \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

$$S_p = \frac{5 Q}{6 Q_0} + \frac{W}{6 W_0}$$

$Q$  et  $W$  sont l'énergie totale et le volume de gaz dégagés lors d'explosion.

$Q_0$  et  $W_0$  correspondent à une dynamite suédoise.

$Q_0 = 1160$  Kcal/Kg                       $W_0 = 850$  t : Kg

$\rho$  : densité de chargement d'explosif (Kg/m<sup>3</sup>).

$$\rho = d \times \left(\frac{D_0}{D_t}\right)^2 \times K_t$$

Avec  $D_0$  : diamètre de l'explosif.

$d$  : La masse volumique d'explosif (Kg/m<sup>3</sup>).

Cette banquette Max doit être corrigée pour tenir compte de l'imprécision du positionnement des trous et des déviations des forages. La correction appliquée par **Langefors** est la diminution de la banquette Max d'une valeur égale à 0.05 fois la hauteur du gradin. D'autres auteurs utilisent la formule suivante.

$$C_{\text{or}} = \frac{3D_t}{1000} \times \frac{3L_t}{100}$$

Avec :  $D_t$  : diamètre du trou.

$L_t$  : longueur totale du trou.

Détermination de la charge de la colonne :

L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire en pied. La diminution de l'énergie en colonne peut se faire de trois façons :

en utilisant un explosif moins puissant que ceux utilisés en pied;

en intercalant des bourrages intermédiaires dans un explosif de même puissance qu'en pied;

en combinant les deux solutions précédentes.

Comme les explosifs moins puissants sont moins chers, la première solution est généralement préférable.

La charge de colonne ou charge médiane est fixée par Langefors à environ 1 /2.7 fois la charge de colonne. Son expression exacte est :

$$L_c = \frac{L_p}{2,7} \times \frac{1}{f} \times \frac{S_p}{S_c}$$

Connaissant les longueurs du pied et de la colonne qui sont :

**Pied** :  $l_p = 1.3 B$ .

**Bourrage** :  $l_b = B$ .

**La sur foration** :  $l_s = 0,3B$ .

**Colonne** :  $l_c = l_t - l_p - l_b$ .

Avec :

$l_t$  : longueur totale du trou.

$l_b$  : longueur du bourrage.

Les quantités d'explosifs sont calculées comme le produit des charges linéaires par les longueurs correspondantes.

Pour la quantité d'explosif au pied est égale à :

$$Q_p = L_p \times l_p = 1,3 \times B \times L_p$$

Et pour la colonne :

$$Q_c = L_c \times l_c = L_c \times (l_t - 2 \times B)$$

Pour le calcul de ces quantités de charge on utilise la banquette corrigé.

La consommation spécifique est déterminé a partir de la formule suivante

$$q = \frac{Q_t}{V_0} \text{ Kg/m}^3$$

ou  $Q_t$  est la charge total d'explosif dans le trou  $Q_t = Q_p + Q_c$ .

Et  $V_0$  est le volume de roche abattu par un trou

Avec  $V_0 = H \times E \times B$ .

### REMARQUES:

- **Gradins bas** : Quand la hauteur du gradin est petite, en particulier si elle est inférieure à 2 fois la banquette, il n'est pas possible de placer une charge de colonne vu les longueurs du pied ( $1.3B$ ) et du bourrage ( $B$ ).

Dans ce cas, il est nécessaire de réduire la banquette et de charger le pied jusqu'à une hauteur B du sommet (pas de colonne).

- **Charge linéaire de colonne** : La quantité d'explosif à placer dans la colonne pour une charge linéaire calculée ne remplit pas en général totalement la colonne. Dans ce cas soit on recourt à des intercalaires soit on recalcule la quantité effective d'explosif qu'il faut. Dans ce dernier cas, il est évident que la consommation spécifique est augmentée et la fragmentation diminuée.

## II. Conception des paramètres du plan de tir :

### II.1 Diamètres de foration :

Comme il a été expliqué dans la partie théorique, le diamètre de foration dépend de certains critères.

Des études faites ont permis de donner un intervalle de choix suivant la hauteur du front.

Pour les gradins de 15m, l'intervalle du diamètre de foration est de 85 à 200 mm, où le diamètre utilisé actuellement à la carrière est dans les normes.

Pour un diamètre de 85 mm, les explosifs choisis (GELANIT1 ET GELANIT2) peuvent avoir un rapport d'impédance supérieur et ne dépassera pas les 0,7.

Et on aura un large choix d'explosif à utiliser (le rapport d'impédance ne dépassera pas les 0.4 pour le TEMEX1 et TEMEX2).

|          |      |   |      |
|----------|------|---|------|
| TEMEX1   | 0.30 | → | 0.46 |
| TEMEX2   | 0.27 | → | 0.41 |
| GELANIT1 | 0.42 | → | 0.64 |
| GELANIT2 | 0.41 | → | 0.63 |

## II.2 Le choix d'explosif :

D'après ce qui a été noté dans la partie théorique, il faut que l'explosif satisfasse la condition suivante :

$$0,4 < (d_{ch} \times D) / (\rho_r \times V_c) < 0,7$$

La vitesse des ondes de compression dans la roche  $V_c$  égale à 5000 m/s.

La masse volumique de la roche  $\rho_r = 2,5 \text{ g/cm}^3$

Pour la détermination de la densité de chargement de l'explosif dans le trou  $d_{ch}$ ,

$$d_{ch} = \rho \times (D_e / D_t)^2 \times K_t$$

Avec :  $D_t = 105 \text{ mm}$

La densité d'explosif, le diamètre d'explosif  $D_e$  et le coefficient du tassement  $K_t$  sont des variables qui caractérisent l'explosif

D'après les explosifs dans le marché algérien et qui sont commercialisés par l'ONEX, on construit le tableau suivant :

Tableau II-1 Les explosifs disponibles en Algérie

| Type d'explosif | la gamme    | $\rho \text{ (g/cm}^3\text{)}$ | $D_e \text{ (mm)}$ | $K_t$ | $D_{ch} \text{ (g/cm}^3\text{)}$ | $D \text{ (m/s)}$ | le rapport d'impédance |
|-----------------|-------------|--------------------------------|--------------------|-------|----------------------------------|-------------------|------------------------|
| TEMEX           | TEMEX 1     | 1,22                           | 80                 | 1,07  | 0,75778322                       | 5000              | 0,30311329             |
|                 | TEMEX 2     | 1,22                           | 80                 | 1,07  | 0,75778322                       | 4500              | 0,27280196             |
| ANFO            | ANFO        | 0,85                           | 85                 | 1,07  | 0,59602154                       | 2600              | 0,12397248             |
| MARMANITE       | MARMANITE 1 | 0,96                           | 80                 | 1,03  | 0,57399728                       | 4400              | 0,20204704             |

|                    |                    |      |    |      |            |      |            |
|--------------------|--------------------|------|----|------|------------|------|------------|
|                    | MARMANITE<br>2     | 1,05 | 80 | 1,03 | 0,62780952 | 4500 | 0,22601143 |
|                    | MARMANITE<br>3     | 1    | 80 | 1,03 | 0,59791383 | 4200 | 0,20089905 |
| LA POUDRE<br>NOIRE | LA POUDRE<br>NOIRE | 1,73 | 85 | 1,07 | 1,21307914 |      | 0          |
| GELANITE           | GELANITE 1         | 1,45 | 80 | 1,07 | 0,90064399 | 5800 | 0,41789881 |
|                    | GELANITE 2         | 1,5  | 80 | 1,07 | 0,93170068 | 5500 | 0,4099483  |

- La GILANITE avec ses types 1 et 2 peut être choisie comme explosif de la charge de pied.
- Pour la charge de colonne on peut utiliser l'ANFOMIL malgré son rapport qui est inférieur à 0,4, puisque la charge de colonne est placée comme une charge de poussée.

**Interprétation :**

Dans le tableau précédent, on a utilisé le diamètre 80mm de la cartouche de l'explosif malgré qu'il existe d'autres diamètres inférieurs à 80 mm mais à cause de l'insuffisance des conditions de choix de l'explosif (le rapport est inférieur à 0.4)

Si on analyse ce rapport de  $(d_{ch} \times D) / (\rho_r \times V_c)$ , on constate que  $\rho_r$  et  $V_c$  sont des grandeurs reliées au massif rocheux, donc c'est fixe.

Donc pour que notre choix ne soit pas limité à un seul type d'explosif, il faut voir d'autres types avec une vitesse de détonation supérieure à ceux qui sont proposés actuellement par l'ONEX, ou avec une densité de chargement plus élevée.

Pour une densité de chargement élevée, il faut jouer sur deux paramètres, le rapport des diamètres ( $D_e / D_t$ ), ou la densité de l'explosif.

Le rapport ( $D_e / D_t$ ) ne peut pas dépasser la valeur de 1 (car le diamètre de la cartouche ne peut pas être plus grand que le diamètre du trou), donc le rapport doit se rapprocher à la valeur de 1, d'où  $D_t$  doit être proche de 80 mm.

### II.3 Bourrage :

Pour diminuer l'effet de projection et améliorer l'effet du gaz des explosifs, il est conseillé d'utiliser le gravier [3-20] comme bourrage, vu les bon résultats obtenus à son utilisation [10] et sa disponibilité dans la carrière elle-même.

### II.4 Les paramètres géométriques du tir :

Dans cette partie, on fait une conception, ou on appuyions sur les formules de langefors , on choisiront la GELANIT1 comme charge du pied et l'anfomil comme charge de colonne

#### II.4.1 La charge linéaire de pied :

$$L_p = \frac{\rho \times \pi \times Dt^2}{4} = 7,798 \text{ Kg/m}$$

#### II.4.2 La banquette :

Tout d'abord on calcule le coefficient de puissance pratique de l'explosif du pied, ou la GELANIT1 est caractérisé par :

$$Q = 1121 \text{ Kcal/Kget } W = 808 \text{ L/Kg.}$$

$$S_p = \frac{5Q}{6Q_0} + \frac{W}{6W_0} = 0,967.$$

Puisque on travail avec des trous verticaux de  $\alpha = 0^\circ$ , donc  $f = 1$ . Et  $R = 0,4$   
donc  $C = 0,44$ .

Le rapport de maille on le prend à 1,25 pour une bonne fragmentation

$$D'où B_{\max} = \frac{Dt}{33,8} \times \sqrt{\frac{Sp \times \rho}{f \times c \times \left(\frac{E}{B}\right)}} = 3,91 \text{ m}$$

La correction appliquée par langefors est une diminution de la banquette maximale d'une valeur de 0,05de la hauteur du gradin.

$$B = B_{\max} - 0,05 * 15 = 3,2 \text{ m.}$$

#### II.4.3 La charge linéaire de colonne :

Pour trouver la charge linéaire de colonne, on doit calculer  $S_c$  le coefficient de puissance pratique de l'Anfomil qui est caractérisé par un  $Q = 915 \text{ Kcal/Kg}$  et un  $W = 967 \text{ L/Kg}$ .

$$S_c = \frac{5Q}{6Q_0} + \frac{W}{6W_0} = 0,849.$$

$$L_c = \frac{L_p}{2,7} \times \frac{1}{f} \times \frac{S_p}{S_c} = 3,29 \text{ Kg/m.}$$

#### II.4.4 La charge de pied et de colonne :

Connaissant les longueurs du pied et de la colonne qui sont :

$$\text{Pied : } l_p = 1,3 B \qquad l_p = 4,2 \text{ m.}$$

$$\text{Bourrage : } l_b = B \qquad l_b = 3,2 \text{ m.}$$

$$\text{La sur foration : } l_s = 0,3B \qquad l_s = 1 \text{ m.}$$

$$\text{Colonne : } l_c = l_t - l_p - l_b \qquad l_c = 8,6 \text{ m.}$$

La quantité d'explosif au pied est égale à  $Q_p = L_p \times l_p = 1,3 \times B \times L_p$

$$Q_p = 32,75 \text{ Kg}$$

Et pour la colonne :

$$Q_c = L_c \times l_c = L_c \times (l_t - 2 \times B)$$

$$Q_c = 28,3 \text{ Kg}$$

Où  $Q_t$  est la charge total d'explosif dans le trou  $Q_t = Q_p + Q_c$ .

#### II.4.5 Volume abattu par un trou :

On a choisi un rapport de maille de 1,25 , donc l'espacement est de 4 m.

Le volume de roche abattu par un trou est  $V_0 = H \times E \times B$

$$V_0 = 192 \text{ m}^3$$

#### II.4.6 Nombre de trous :

D'après les objectifs économiques de l'entreprise, la production doit être attendre un niveau de 72500 tonnes par tir, soit un volume de 29000 m<sup>3</sup> qui devra être produit.

Avec un taux de rendement d'agrégat de 85,1 %, le volume de la roche qui devra être abattu est de 34077,55 m<sup>3</sup>.

Un trou permet d'abattre un volume de 192 m<sup>3</sup>, donc :

$$\text{Nb de trous} = \frac{\text{volume de la roche à abattre}}{\text{volume abattu par un trou}} = 177,48$$

$$\text{Nb de trous} = 178 \text{ trou}$$

#### II.4.7 Quantité d'explosif nécessaire :

Chaque trou à besoin de 32,75 Kg pour la charge de pied(GELANIT1) et 28,3 kg pour la charge de la colonne (ANFOMIL).

$$178 * 32,75 = 5829,5 \text{ Kg}$$

La quantité de la GELANIT nécessaire est de 5829,5 Kg.

$$178 * 23,3 = 4147,4 \text{ Kg}$$

La quantité d'ANFOMIL est de 4147,4 Kg.

### II.4.8 La consommation spécifique :

La consommation spécifique est déterminé a partir de la formule suivante

$$q = \frac{Qt}{V_o} = \frac{61,05}{192} = 0,318 \text{ Kg/m}^3$$

### II.4.9 Nombre de volée :

$$n = \frac{\text{lamasse d'explosif utilis é}}{\text{lachargeinstantan é} \times 13}$$

Pour trouver la charge instantané il faut calculer les deux charge (la charge qui correspond à les projections des roches et cèle qui correspond à l'onde du choc).

La construction la plus proche au champ de tir est une maison de distance de 300m,

$$Q_1 = \left(\frac{R}{44}\right)^3$$

$$Q_1 = 316.96\text{Kg}$$

$$Q_2 = D^2 \times \left(\frac{V}{K}\right)^{\frac{2}{1.8}}$$

$$Q_2 = 249.77\text{Kg}$$

On choisie la charge la plus faible donc  $Q = 249.77\text{Kg}$ .

$$n = \frac{10866.9}{13 \times 249.77} = 3.34$$

Donc on aura 4 volées.

### Remarque :

D'après le matériel fournit par L'ONEX, l'unité de SI-MUSTAPHA utilise des détonateurs électrique DEI et DMR

les DMR dont composée de 12 numéros et le DEI composée d'un seul numéraux 0 ce qui fait 13 détonateur, pour cela la masse d'explosif est diviser sur 13.

Tableau II-2 Paramètres géométriques des plans de tir

| Paramètres                              | Grandeurs                     |                                |                               |                                |                               |
|---|-------------------------------|--------------------------------|-------------------------------|--------------------------------|-------------------------------|
|   | Calculé                       |                                |                               |                                | utilisé par l'ENG             |
|   | variable 1                    | variable 2                     | variable 3                    | variable 4                     |                               |
|   | D = 105 mm $\alpha = 0^\circ$ | D = 105 mm $\alpha = 20^\circ$ | D = 105 mm $\alpha = 0^\circ$ | D = 105 mm $\alpha = 20^\circ$ | D = 105 mm $\alpha = 0^\circ$ |
| Gamme d'explosif                        | GELANIT1                      | GELANIT1                       | GELANIT2                      | GELANIT2                       | TEMEX1                        |
| diamètre de la charge d'explosif (mm)   | 80                            | 80                             | 80                            | 80                             | 80                            |
| densité d'explosif (g/cm)               | 1,45                          | 1,45                           | 1,5                           | 1,5                            | 1,22                          |
| densité de chargement d'explosif (g/cm) | 0,901                         | 0,901                          | 0,931                         | 0,931                          | 0,757                         |
| la banquette (m)                        | 3,2                           | 3,3                            | 3,2                           | 3,3                            | 4                             |
| l'espacement (m)                        | 4                             | 4,1                            | 4                             | 4,1                            | 3,5                           |
| longueur du trou (m)                    | 16                            | 16,8                           | 16                            | 16,8                           | 16,5                          |
| longueur du bourrage (m)                | 3,2                           | 3,3                            | 3,2                           | 3,3                            | 6.9                           |
| longueur de la sur foration (m)         | 1                             | 1                              | 1                             | 1                              | 1,5                           |
| quantité de la charge du pied (Kg)      | 32,75                         | 33,5                           | 33,9                          | 34,7                           | 30                            |
| quantité de la charge de colonne (Kg)   | 28,3                          | 30,3                           | 30,35                         | 32,5                           | 37,5                          |
| quantité d'explosif par trou (Kg)       | 61,05                         | 63,8                           | 64,25                         | 67,2                           | 67,5                          |
| nombre de trou                          | 178                           | 168                            | 178                           | 168                            | 200                           |
| quantité d'explosif total (Kg)          | 10866,9                       | 10718,4                        | 11436,5                       | 11289,6                        | 13500                         |

**Interprétation :**

Le choix d'un plan de tir est basé sur les critères techniques et économiques et surtout sur la granulométrie des blocs, avec les données qu'on a utilisées jusqu'à présent et les résultats qu'on a obtenus, notre interprétation va être basée sur les critères économiques, les critères techniques et granulométriques vont être étudiés dans la prochaine partie.

Notre choix va être basé sur le coût de chaque modèle de tir, ou le prix de revient du tir varie en fonction du coût d'explosif utilisé et fonction du coût de foration des trous.

Le coût d'explosif est composé du coût de la charge de colonne totale et du coût de la charge du pied totale, l'INFOMIL est l'explosif qui est choisi comme la charge de colonne dans tous les plans de tir étudiés et la GELANITE 1 est utilisée comme charge du pied pour certains modèles et pour d'autres on utilise la GELANITE 2.

Pour le plan de tir actuel de la carrière de Si-Mustapha l'INFOMIL et TEMEX 1 sont utilisés comme charge de colonne et charge du pied respectivement.

D'après les tarifs fixés par l'ONEX :

L'INFOMIL = 109 DA/Kg

TEMEX 1 = 171 DA/Kg

GELANITE 1 = 150 DA/Kg

GELANITE 2 = 150 DA/Kg

On peut résumer le prix de revient d'utilisation d'explosif par cette représentation graphique :

**Tableau II-3 les coûts des explosifs**

|  | modèle 1 | modèle 2 | modèle 3 | modèle 4 | modèle actuelle |
|--|----------|----------|----------|----------|-----------------|
| charge de pied (Kg)                        | 32,75    | 33,5     | 33,9     | 34,7     | 30              |
| charge de colonne (Kg)                     | 28,3     | 30,3     | 30,35    | 32,5     | 37,5            |
| prix unitaire de la charge du pied (DA)    | 150      | 150      | 150      | 150      | 171             |
| prix unitaire de la charge de colonne (DA) | 109      | 109      | 109      | 109      | 109             |
| prix de revient de la charge du pied       | 406709,3 | 392651,2 | 420990,7 | 406716,3 | 410400          |
| prix de revient de la charge de colonne    | 21963,06 | 22194,14 | 23554,03 | 23805,6  | 32700           |
| prix de revient total                      | 428672,4 | 414845,3 | 444544,7 | 430521,9 | 443100          |

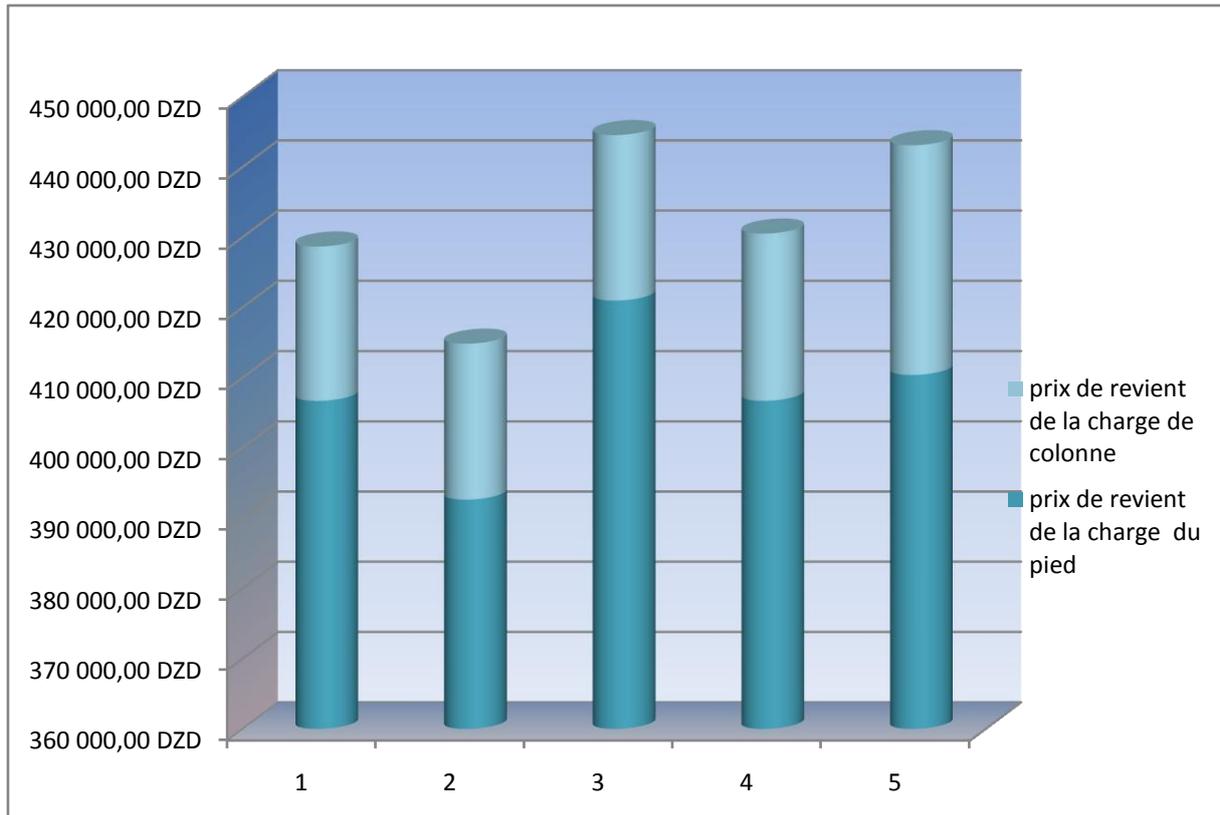


Figure II-1 prix de revient des explosifs pour chaque modèle

Le cout de foration est constitue de deux paramètres important, le cout du carburant et le cout du matériel du matériel de foration (le tayan).

Le tayan utilisé à Si Mustapha (diamètre de 105 mm) coute 43200 Da avec durée une durée de vie 3300 m.

Le cout du carburant est composer du cout d'essence et de huile, le chariot de la carrière consomme une moyenne de 427,5 L/jour et 5 L/jour d'huile pour la foration de 12 trous de 16,5 m de profondeur par jour. Le tableau suivant résume les couts des chaque modèles de tir :

Tableau II-4 les couts des chaque modèles de tir.

|                             | modèle 1 | modèle 2 | modèle 3 | modèle 4 | modèle actuelle |
|-----------------------------|----------|----------|----------|----------|-----------------|
| prix de revient d'explosif  | 428687,3 | 414845,3 | 444544,7 | 430521,9 | 443100          |
| prix de revient de foration | 253303,7 | 251026,8 | 253303,7 | 251026,8 | 293505          |
| prix de revient total       | 681991   | 665872,1 | 697848,4 | 681548,7 | 736605          |

Pour pouvoir choisir entre les modèles proposés suivants le critère économique, on représente graphiquement les prix de reviens des explosifs et de foration :

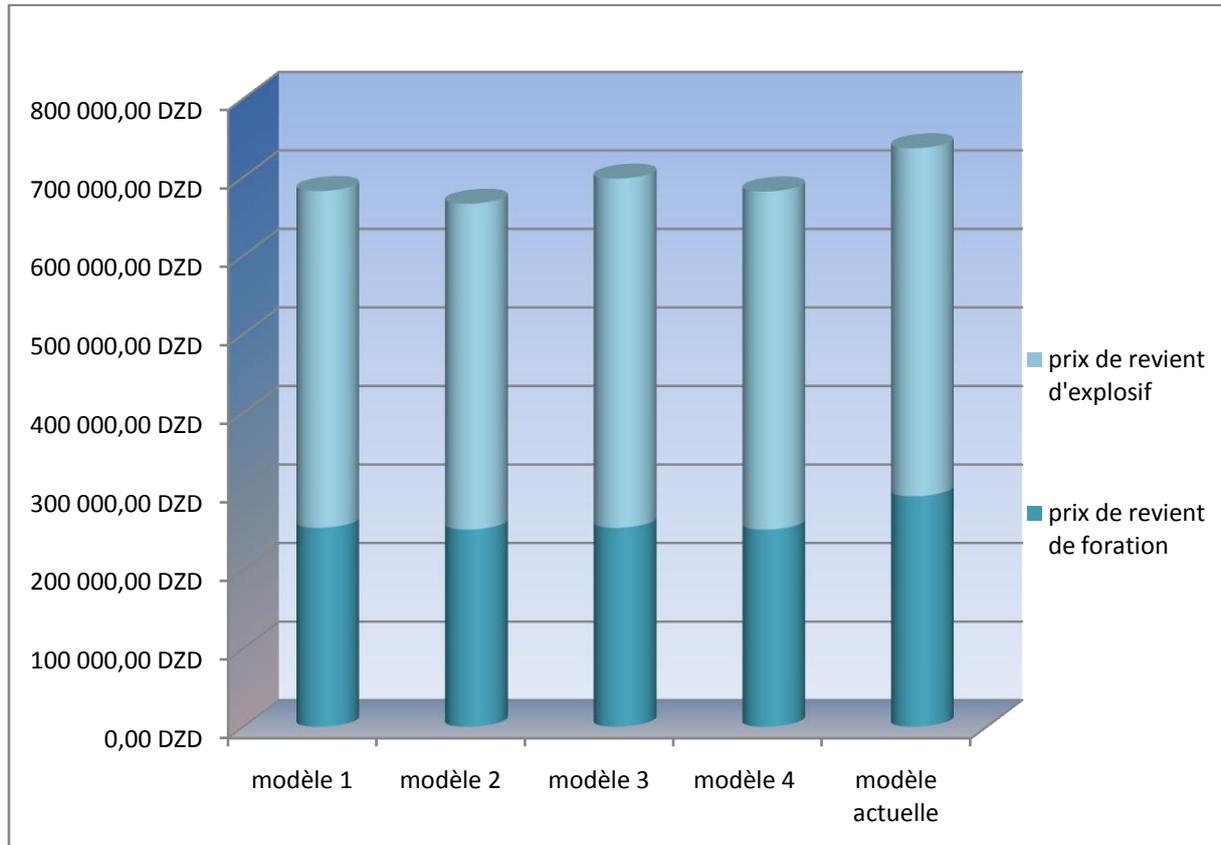


Figure II-2 : représentation graphique des coûts des tirs

Le 2<sup>ème</sup> modèle est le moins coûteux.

### III. La blocométrie :

#### III.1 La dimension maximale des blocs :

D'après les engins minière utilisés dans la carrière de Si Mustapha, on trouvera :

- La capacité du godet excavateur E est  $2,6 \text{ m}^3$ .

$$d_{\max} \leq 0,8 \times E^{1/3} \quad d_{\max} \leq 1,1 \text{ m}$$

- Dimension d'ouverture du concasseur primaire B= 1,25m.

$$d_{\max} \leq 0,8 \times B \quad d_{\max} \leq 1 \text{ m}$$

- La capacité de la benne du camion (TEREX) $V_c$  est de  $12 \text{ m}^3$ .

$$d_{\max} \leq 0,5 \times V_c^{1/3} \quad d_{\max} \leq 1,14 \text{ m}$$

En prend pas le quatrième puisque la carrière de SI-MUSTAPHA ne dispose pas de transport par convoyeur à bande. Donc la dimension maximale des blocs que peut être acceptée par la carrière est de 1m.

### III.2 granulométries :

D'après le modèle de fragmentation de Kuz Ram qui peut nous donner des prédictions sur la granulométrie des résultats de chaque tir, voici ci-dessous la (Figure III) qui contient les courbes granulométriques des 4 modèles des plans de tir proposés précédemment et le plan de tir actuel de la carrière.

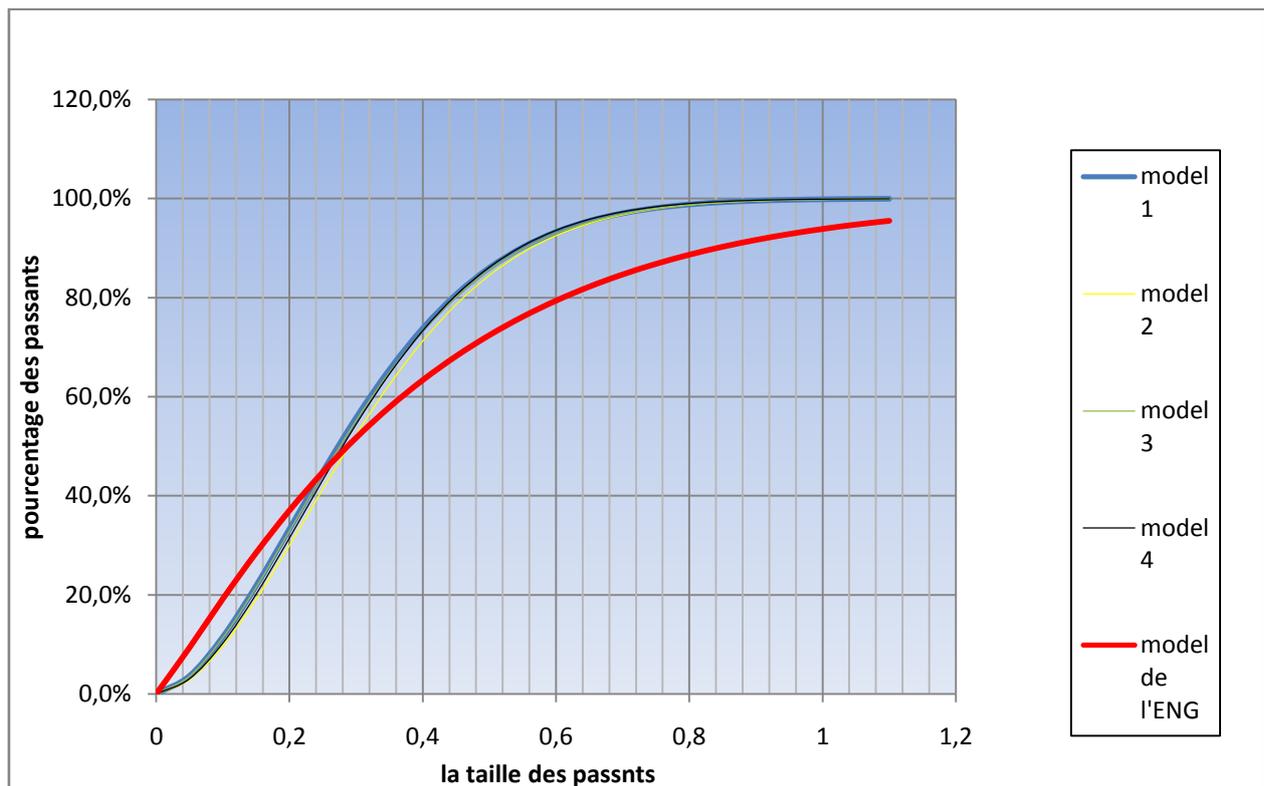


Figure III-1 Les courbes granulométriques

Tous les blocs de dimension supérieure à la taille maximale  $d_{max}$  sont considérés comme des blocs hors gabarie, la barre des fines est fixée à 5mm (les granulats inférieurs à 5cm sont pas commercialisés), Donc tous dimensions entre ces deux catégories sont acceptés.

Le tableau suivant résume les pourcentages de ces trois catégories de fragmentation du modèle de Kuz Ram.

Tableau III-1 les pourcentages des trois catégories de chaque model de tir

|  | model 1 | model 2 | model 3 | model 4 | model de l'ENG |
|--|---------|---------|---------|---------|----------------|
| <b>pourcentage des hors gabarie</b>          | 0,10%   | 0,10%   | 0,20%   | 0,10%   | 6,10%          |
| <b>pourcentage de l'intervalle recherché</b> | 96,30%  | 97,00%  | 96,20%  | 96,90%  | 84,60%         |
| <b>pourcentage des fines</b>                 | 3,60%   | 2,90%   | 3,60%   | 3,00%   | 9,30%          |

**Interprétation :**

D'après les résultats de ce modèle de fragmentation, on constate que le plan de tir utilisé actuellement à la carrière de Si-Mustapha nécessite le redimensionnement des paramètres géométriques du tir, vu les pourcentages des hors gabaries qui atteignent les 6% et le pourcentage des fines qui dépasse les 9%. Et on le constate clairement sur la représentation graphique ci-dessous :

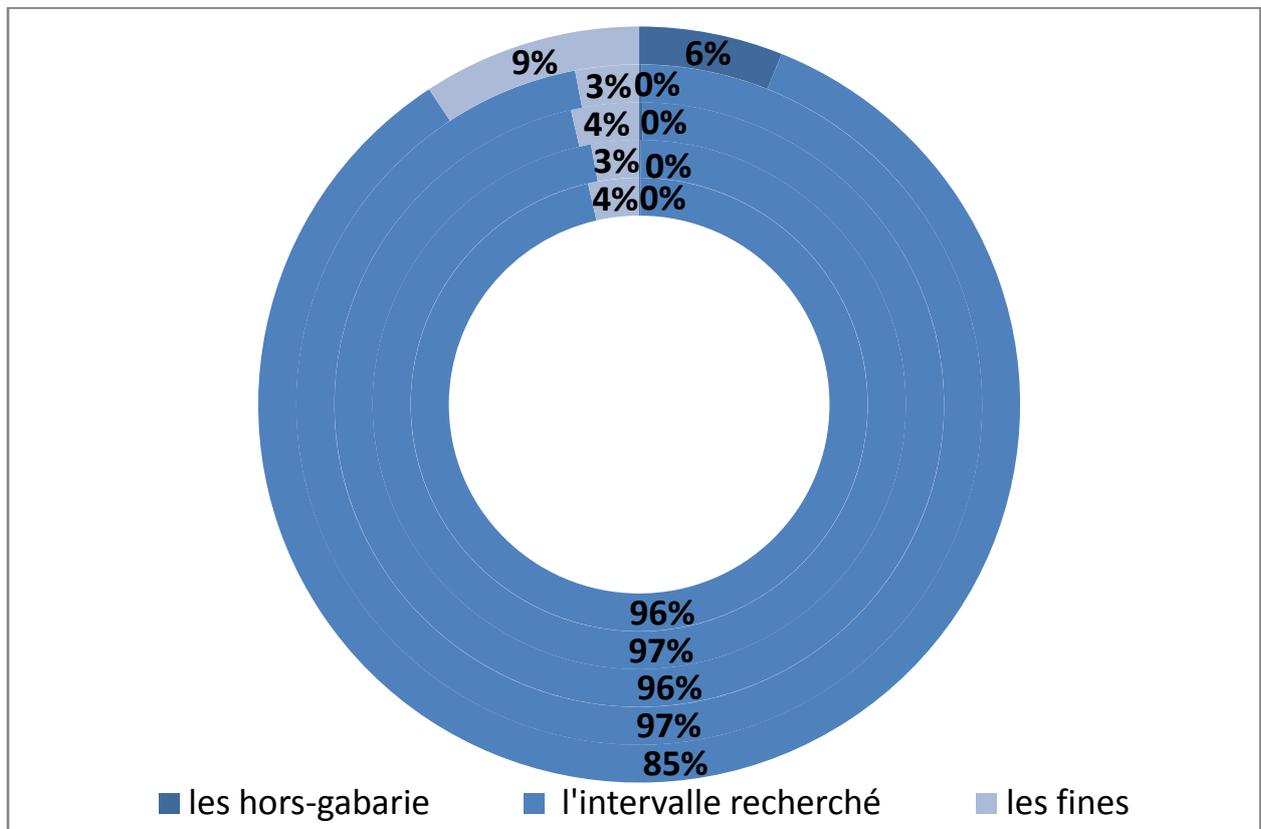


Figure III-2 Représentation des pourcentages du modèle des fragmentations de Kuz Ram

Pour les modèles qu'on a proposés, leurs pourcentages des tailles des blocs recherchés avoisinent les 96%.

Le deuxième et le quatrième modèle qu'on peut les choisir à cause de leurs faibles pourcentages des hors-gabaries et les fines (2.90% et 3% des fines respectivement et 0.10% des hors-gabaries pour les deux modèles).

D'après les résultats précédents, le deuxième modèle du plan de tir est le meilleur à choisir suivant les critères économiques, et d'après les critères technique.

Le deuxième modèle permet d'avoir une bonne fragmentation (un faible pourcentage des fines et des hors-gabaries).d'où notre choix se reposera sur le deuxième modèle.

## Conclusion générale :

La fissuration a une importance considérable . Elle influe sur le choix des paramètres des travaux de tir , la direction d'avancement des travaux miniers , la granulométrie des roches abattues et les angles du talus des ouvrages .

L'étude de la fissuration naturelle apporte des éléments fondamentaux pour l'exploitation et la gestion prévisionnelle du gisement.

Notre travail a consisté en premier lieu en la réorientation de la direction d'exploitation d'un côté constitué de trois gradins et leur sens d'avancement afin d'assurer une bonne fragmentation du massif lors des travaux de tir ; en second lieu , on a proposé un plan de tir qui diffère de celui utilisé dans la carrière , et qui a pour objectif une augmentation du pourcentage des tailles des blocs abattus recherchés pour atteindre les 96% ; tout en utilisant certains critères et en respectant les mesures de sécurité.

## ANNEXE :

Le terme ‘‘ granulats ’’ correspond au terme Anglo-saxon – aggregate - , suivant la norme NFP18101 de décembre 1983 , le granulats est défini comme un ensemble de grains minéraux de dimensions comprises entre 0 et 80 mm destiné notamment à la confection des mortiers , des bétons , des couches de fondation de base et de roulement des chaussés et voies ferrées .

Un granulats est désigné par la plus petite dimension ‘‘ d ’’ du grain et sa plus grande dimension ‘‘ D ’’ sous la forme ‘‘ d/D ’’ , on distingue :

- Les fines : les dimensions sont inférieures ou égales à 80 µm
- Sable : la plus petite dimension  $d < 1 \text{ mm}$   
la plus grande dimension  $D \leq 6,3 \text{ mm}$
- Gravillons : la plus petite dimension  $d \geq 1 \text{ mm}$   
la plus grande dimension  $D \leq 20 \text{ mm}$
- Cailloux : la plus petite dimension  $d \geq 20 \text{ mm}$   
la plus grande dimension  $D \leq 31,5 \text{ mm}$
- Graves :  $6,3 \text{ mm} < D \leq 80 \text{ mm}$

**La granodiorite** (de « grain » et de « diorite ») est une roche magmatique plutonique grenue proche du granite. Elle est principalement constituée de quartz (> 10 %) et de feldspaths, mais contrairement au granite, elle contient plus de plagioclases que d'orthose. Les minéraux secondaires sont la biotite, l'amphibole et le pyroxène.

Elle peut provenir de la fusion partielle de la péridotite du manteau au niveau de l'arc magmatique d'une zone de subduction, et de sa différenciation par cristallisation fractionnée lors de sa remontée.

On distingue plusieurs types de granodiorites :

- granodiorite dérivant des granites (ou des monzonites) par augmentation des plagioclases ; minéraux noirs<sup>1</sup> peu abondants.
- granodiorite dérivant des diorites ou gabbros, par augmentation de la quantité de quartz; minéraux noirs jusqu'à 40 %.

**Tableaux de mesures :**

|   |              | <b>Cotê 1</b> |              |              |              |  |
|---|--------------|---------------|--------------|--------------|--------------|--|
| N° du gradin                                | Gradin 1     | Gradin 2      | Gradin 3     | Gradin 4     | Gradin 5     |  |
| <b>mesures des fissures<br/>( A° ; Δ° )</b> | ( 350 ; 75 ) | ( 340 ; 70 )  | ( 320 ; 75 ) | ( 45 ; 60 )  | ( 55 ; 75 )  |  |
|   | ( 340 ; 61 ) | ( 320 ; 77 )  | ( 340 ; 80 ) | ( 265 ; 88 ) | ( 80 ; 10 )  |  |
|   | ( 330 ; 40 ) | ( 50 ; 45 )   | ( 5 ; 87 )   | ( 320 ; 85 ) | ( 340 ; 23 ) |  |
|   | ( 40 ; 45 )  | ( 60 ; 85 )   | ( 330 ; 85 ) | ( 344 ; 84 ) | ( 305 ; 55 ) |  |
|   | ( 330 ; 82 ) | ( 360 ; 87 )  | ( 50 ; 25 )  | ( 195 ; 34 ) | ( 350 ; 60 ) |  |
|   | ( 310 ; 40 ) | ( 330 ; 45 )  | ( 330 ; 80 ) | ( 25 ; 60 )  | ( 305 ; 40 ) |  |
|   | ( 330 ; 43 ) | ( 313 ; 52 )  | ( 350 ; 70 ) | ( 340 ; 35 ) | ( 275 ; 5 )  |  |
|   | ( 25 ; 82 )  | ( 310 ; 77 )  | ( 330 ; 80 ) | ( 70 ; 35 )  | ( 330 ; 50 ) |  |
|   | ( 40 ; 65 )  | ( 340 ; 75 )  | ( 50 ; 45 )  | ( 325 ; 80 ) | ( 360 ; 80 ) |  |
|   | ( 355 ; 68 ) | ( 305 ; 62 )  | ( 325 ; 75 ) | ( 350 ; 62 ) | ( 260 ; 85 ) |  |
|   | ( 340 ; 12 ) |               | ( 15 ; 35 )  | ( 335 ; 82 ) | ( 335 ; 20 ) |  |
|   | ( 6 ; 84 )   |               | ( 340 ; 75 ) | ( 340 ; 70 ) | ( 360 ; 5 )  |  |
|   | ( 320 ; 90 ) |               | ( 335 ; 90 ) | ( 330 ; 60 ) | ( 330 ; 20 ) |  |
|   | ( 315 ; 85 ) |               | ( 320 ; 85 ) | ( 335 ; 45 ) | ( 305 ; 84 ) |  |
|   | ( 350 ; 45 ) |               | ( 240 ; 35 ) | ( 29 ; 70 )  | ( 55 ; 70 )  |  |
|   | ( 20 ; 65 )  |               | ( 245 ; 30 ) | ( 185 ; 35 ) | ( 240 ; 25 ) |  |
|   | ( 320 ; 65 ) |               | ( 20 ; 40 )  | ( 25 ; 75 )  | ( 335 ; 40 ) |  |
|   | ( 35 ; 55 )  |               | ( 230 ; 45 ) | ( 355 ; 40 ) | ( 240 ; 20 ) |  |
|   | ( 10 ; 70 )  |               | ( 350 ; 85 ) | ( 315 ; 60 ) | ( 360 ; 35 ) |  |
|   | ( 310 ; 60 ) |               | ( 325 ; 66 ) | ( 330 ; 55 ) | ( 350 ; 30 ) |  |
|   | ( 35 ; 75 )  |               | ( 320 ; 20 ) | ( 170 ; 5 )  | ( 60 ; 62 )  |  |
|   | ( 25 ; 45 )  |               | ( 340 ; 70 ) | ( 350 ; 52 ) | ( 315 ; 65 ) |  |
|   | ( 10 ; 50 )  |               | ( 160 ; 20 ) | ( 320 ; 30 ) | ( 335 ; 35 ) |  |
|   |              |               | ( 35 ; 40 )  | ( 40 ; 75 )  | ( 360 ; 65 ) |  |
|   |              |               | 230 ; 35 )   | ( 10 ; 50 )  | ( 320 ; 90 ) |  |
|   |              |               | ( 30 ; 30 )  | ( 280 ; 70 ) | ( 345 ; 65 ) |  |
|   |              |               | ( 245 ; 45 ) | ( 355 ; 65 ) | ( 335 ; 45 ) |  |
|   |              |               | ( 25 ; 45 )  | ( 25 ; 60 )  | ( 340 ; 87 ) |  |
|   |              |               | ( 234 ; 33 ) | ( 190 ; 30 ) | ( 170 ; 80 ) |  |
|   |              |               |              | ( 185 ; 45 ) | ( 320 ; 35 ) |  |
|   |              |               |              | ( 40 ; 65 )  | ( 330 ; 75 ) |  |
|   |              |               |              | ( 190 ; 40 ) | ( 102 ; 11 ) |  |
|   |              |               |              | ( 195 ; 45 ) | ( 60 ; 80 )  |  |
|   |              |               |              |              | ( 220 ; 30 ) |  |
|   |              |               |              |              | ( 55 ; 60 )  |  |
|   |              |               |              |              | ( 230 ; 20 ) |  |
|   |              |               |              |              | ( 65 ; 70 )  |  |
|   |              |               |              |              | ( 225 ; 25 ) |  |
|   |              |               |              |              | ( 55 ; 75 )  |  |

|   | Cotê 2       |              |
|---|--------------|--------------|
| N° du gradin                                      | Gradin 1     | Gradin 2     |
| <b>mesures des fissures</b><br><b>( A° ; Δ° )</b> | ( 230 ; 80 ) | ( 360 ; 45 ) |
|   | ( 350 ; 75 ) | ( 315 ; 85 ) |
|   | ( 320 ; 72 ) | ( 350 ; 85 ) |
|   | ( 340 ; 55 ) | ( 340 ; 75 ) |
|   | ( 35 ; 85 )  | ( 355 ; 80 ) |
|   | ( 345 ; 25 ) | ( 360 ; 85 ) |
|   | ( 25 ; 85 )  | ( 345 ; 70 ) |
|   | ( 330 ; 15 ) | ( 120 ; 20 ) |
|   | ( 80 ; 10 )  | ( 40 ; 55 )  |
|   | ( 310 ; 70 ) | ( 330 ; 45 ) |
|   | ( 320 ; 60 ) | ( 350 ; 55 ) |
|   | ( 180 ; 20 ) | ( 330 ; 80 ) |
|   | ( 340 ; 35 ) | ( 45 ; 45 )  |
|   | ( 325 ; 70 ) | ( 50 ; 50 )  |
|   | ( 360 ; 15 ) | ( 210 ; 70 ) |
|   | ( 45 ; 85 )  | ( 35 ; 10 )  |
|   | ( 340 ; 45 ) | ( 325 ; 55 ) |
|   | ( 330 ; 40 ) | ( 330 ; 70 ) |
|   | ( 215 ; 90 ) | ( 290 ; 78 ) |
|   | ( 320 ; 80 ) | ( 320 ; 60 ) |
|   | ( 360 ; 10 ) | ( 35 ; 55 )  |
|   | ( 40 ; 75 )  | ( 35 ; 65 )  |
|   | ( 335 ; 88 ) | ( 45 ; 60 )  |
|   | ( 315 ; 80 ) |              |
|   | ( 30 ; 75 )  |              |
|   | ( 355 ; 45 ) |              |
|   | ( 40 ; 80 )  |              |

|   | Cotê 3       |              |              |
|---|--------------|--------------|--------------|
| N° du gradin                                | Gradin 1     | Gradin 2     | Gradin 3     |
| <b>mesures des fissures<br/>( A° ; Δ° )</b> | ( 230 ; 15 ) | ( 320 ; 65 ) | ( 10 ; 10 )  |
|   | ( 190 ; 75 ) | ( 27 ; 45 )  | ( 350 ; 75 ) |
|   | ( 360 ; 80 ) | ( 345 ; 75 ) | ( 310 ; 60 ) |
|   | ( 340 ; 40 ) | ( 25 ; 35 )  | ( 60 ; 25 )  |
|   | ( 320 ; 45 ) | ( 330 ; 70 ) | ( 210 ; 85 ) |
|   | ( 50 ; 10 )  | ( 360 ; 80 ) | ( 330 ; 85 ) |
|   | ( 315 ; 60 ) | ( 335 ; 85 ) | ( 335 ; 70 ) |
|   | ( 330 ; 90 ) | ( 240 ; 15 ) | ( 70 ; 20 )  |
|   | ( 360 ; 55 ) | ( 315 ; 55 ) | ( 345 ; 85 ) |
|   | ( 250 ; 50 ) | ( 245 ; 10 ) | ( 80 ; 25 )  |
|   | ( 170 ; 43 ) | ( 345 ; 65 ) | ( 45 ; 30 )  |
|   | ( 270 ; 10 ) | ( 20 ; 40 )  | ( 320 ; 60 ) |
|   | ( 340 ; 15 ) | ( 325 ; 75 ) | ( 70 ; 30 )  |
|   | ( 280 ; 72 ) | ( 315 ; 85 ) | ( 340 ; 80 ) |
|   | ( 70 ; 50 )  | ( 20 ; 50 )  | ( 45 ; 5 )   |
|   | ( 40 ; 45 )  | ( 230 ; 25 ) | ( 315 ; 80 ) |
|   | ( 250 ; 5 )  | ( 5 ; 85 )   | ( 335 ; 75 ) |
|   | ( 350 ; 15 ) | ( 320 ; 75 ) | ( 320 ; 70 ) |
|   | ( 320 ; 62 ) | ( 250 ; 15 ) | ( 75 ; 15 )  |
|   | ( 335 ; 80 ) | ( 355 ; 60 ) | ( 340 ; 65 ) |
|   | ( 60 ; 40 )  | ( 115 ; 55 ) | ( 80 ; 25 )  |
|   | ( 360 ; 50 ) | ( 35 ; 40 )  | ( 350 ; 65 ) |
|   | ( 130 ; 90 ) | ( 280 ; 55 ) | ( 260 ; 15 ) |
|   | ( 313 ; 34 ) | ( 333 ; 80 ) | ( 60 ; 15 )  |
|   | ( 60 ; 55 )  | ( 45 ; 35 )  | ( 360 ; 65 ) |
|   | ( 330 ; 40 ) | ( 230 ; 10 ) | ( 320 ; 75 ) |
|   | ( 70 ; 65 )  | ( 250 ; 20 ) | ( 45 ; 15 )  |
|   | ( 245 ; 25 ) | ( 20 ; 50 )  | ( 50 ; 20 )  |
|   | ( 60 ; 45 )  | ( 230 ; 10 ) | ( 170 ; 90 ) |
|   | ( 120 ; 85 ) | ( 45 ; 50 )  |              |
|   | ( 40 ; 65 )  | ( 240 ; 25 ) |              |
|   | ( 350 ; 48 ) | ( 230 ; 20 ) |              |
|   | ( 45 ; 60 )  | ( 40 ; 45 )  |              |
|   | ( 170 ; 35 ) |              |              |

## Diagrammes rectangulaires et circulaires :

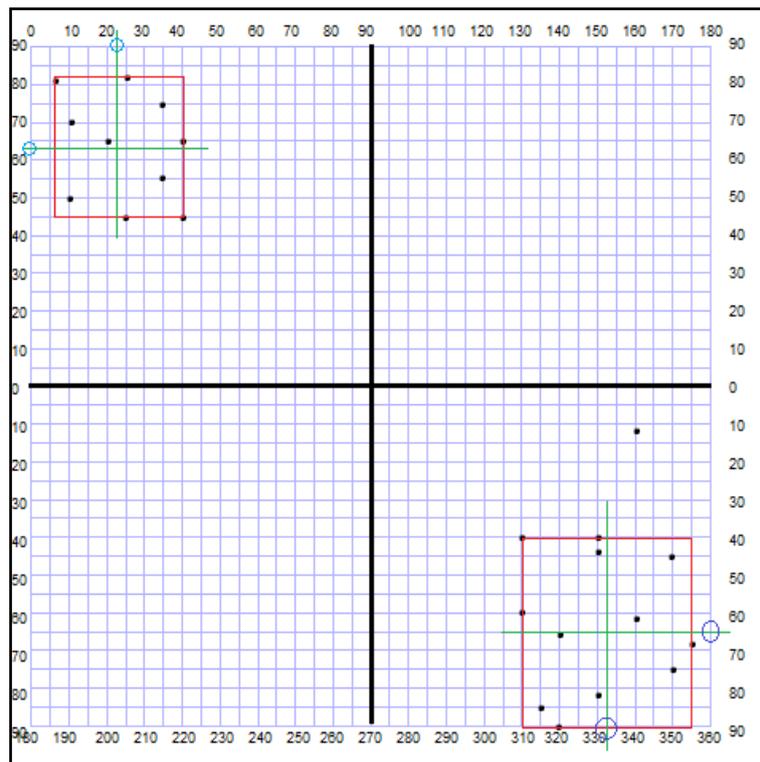


Figure III-3 Diagramme rectangulaire Coté 1 , Gradin 1

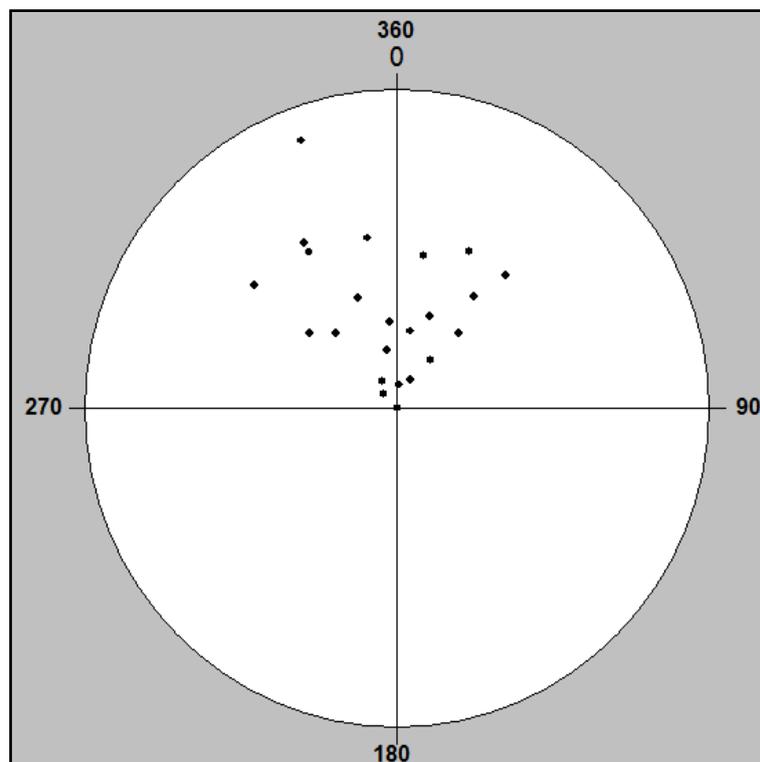


Figure III-4 Diagramme circulaire Coté 1 , Gradin 1

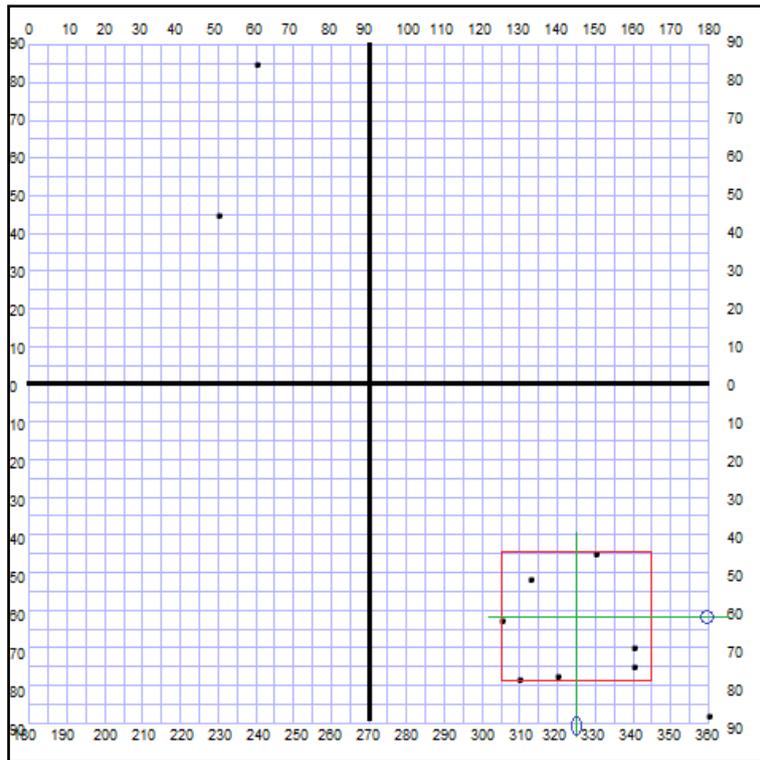


Figure III-5 Digramme rectangulaire Cotê 1 , Gradin 2

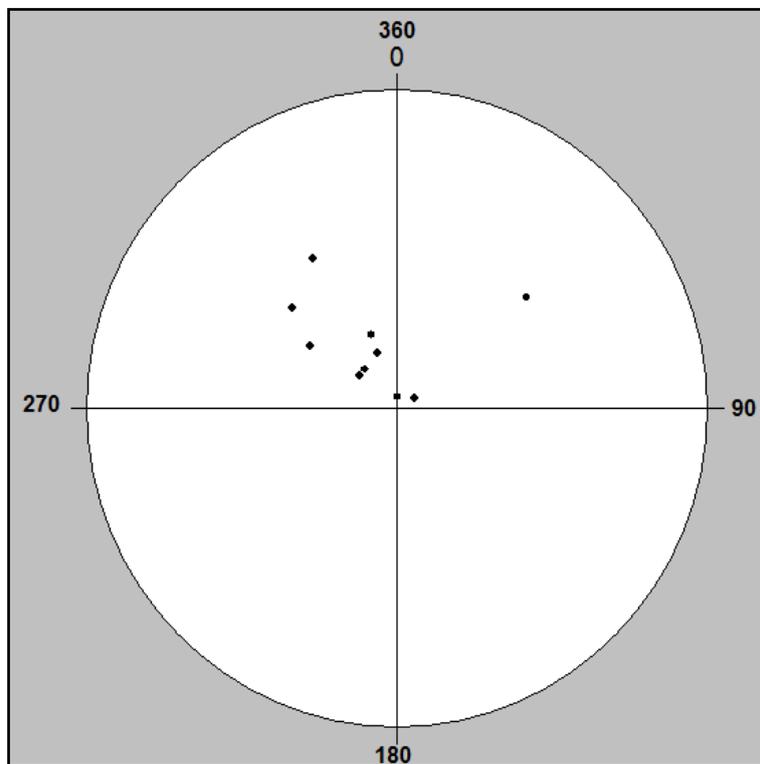


Figure III-6 Diagramme circulaire Cotê 1 , Gradin 2

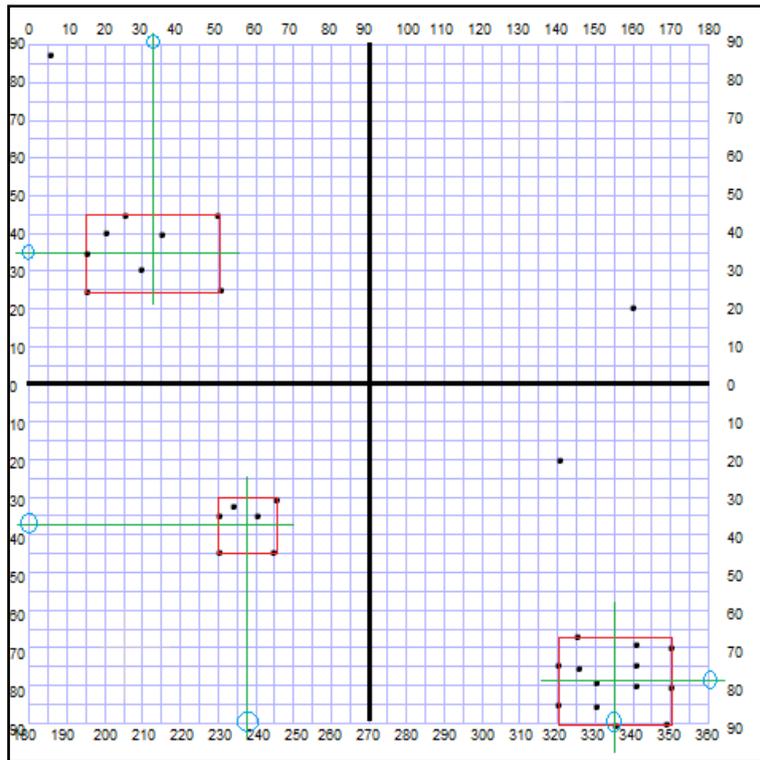


Figure III-7 Digramme rectangulaire Cotê 1 , Gradin 3

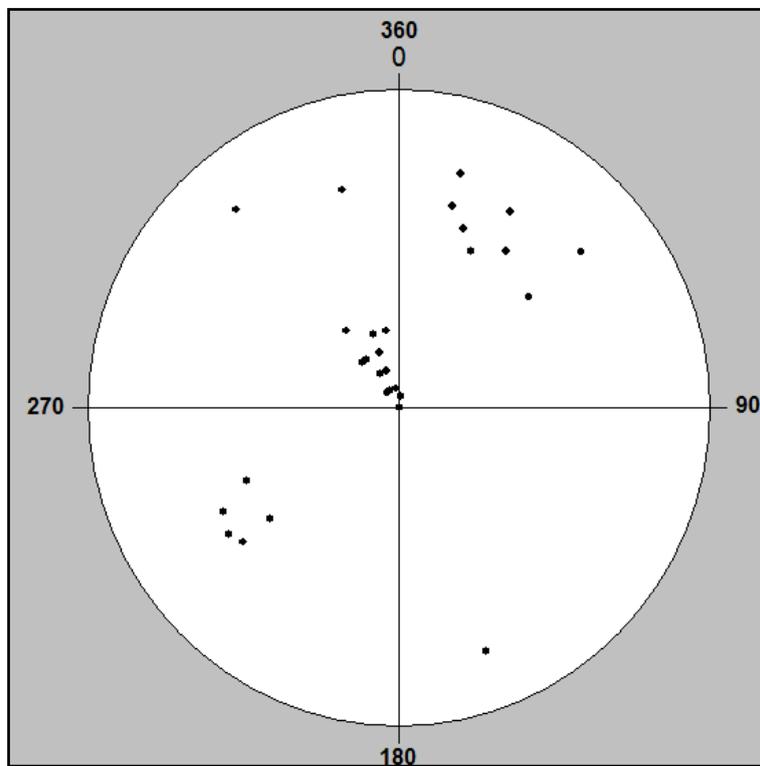


Figure III-8 Diagramme circulaire Cotê 1 , Gradin 3

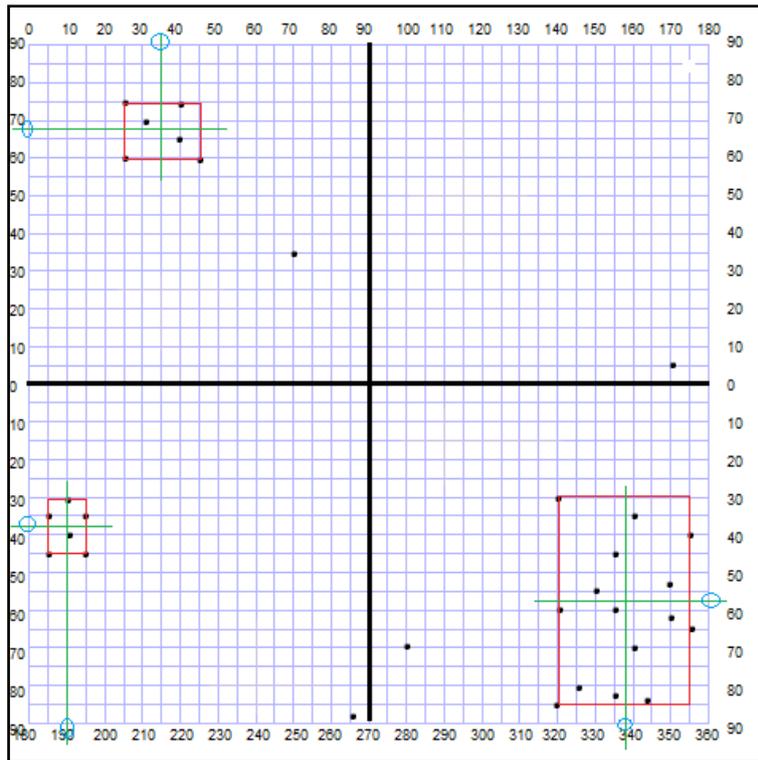


Figure III-9 Digramme rectangulaire Cotê 1 , Gradin 4

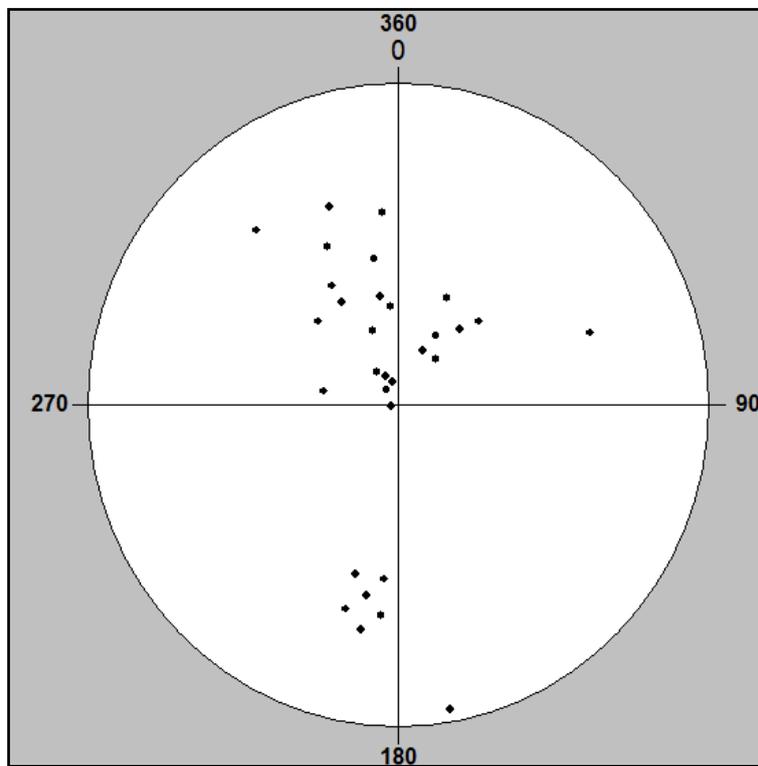


Figure III-10 Diagramme circulaire Cotê 1 , Gradin 4

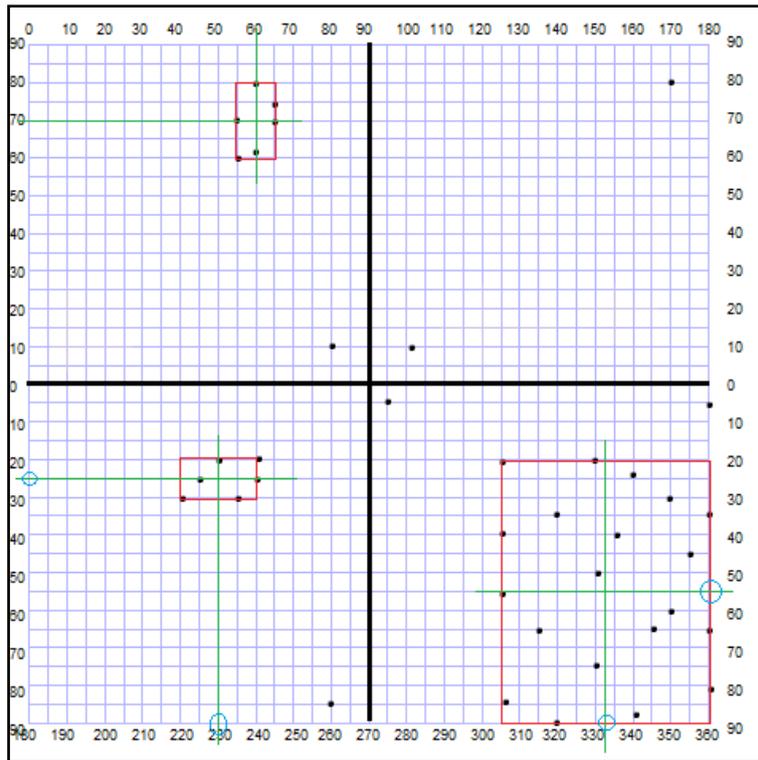


Figure III-11 Digramme rectangulaire Cotê 1 , Gradin 5

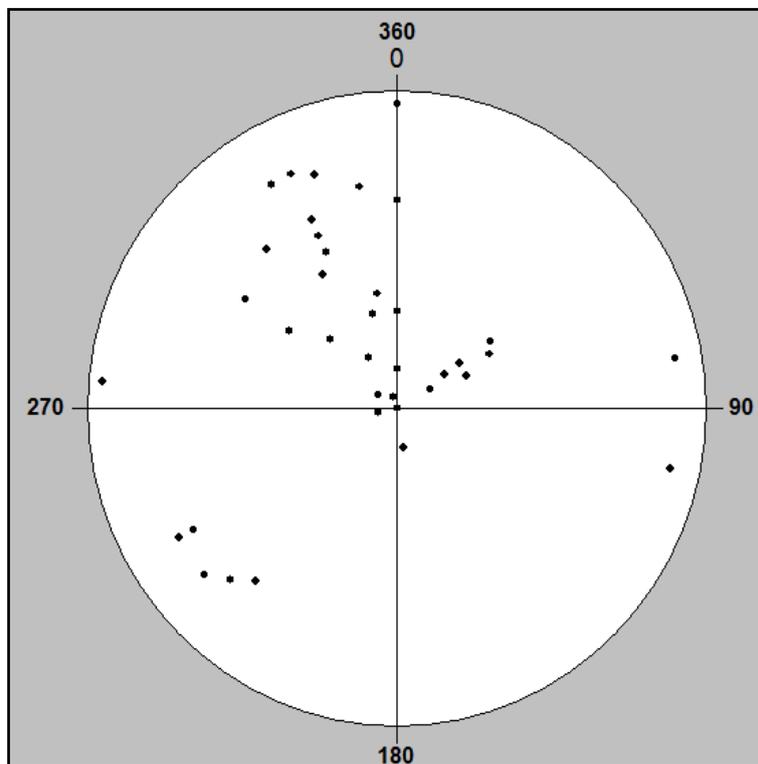


Figure III-12 Diagramme circulaire Cotê 1 , Gradin 5

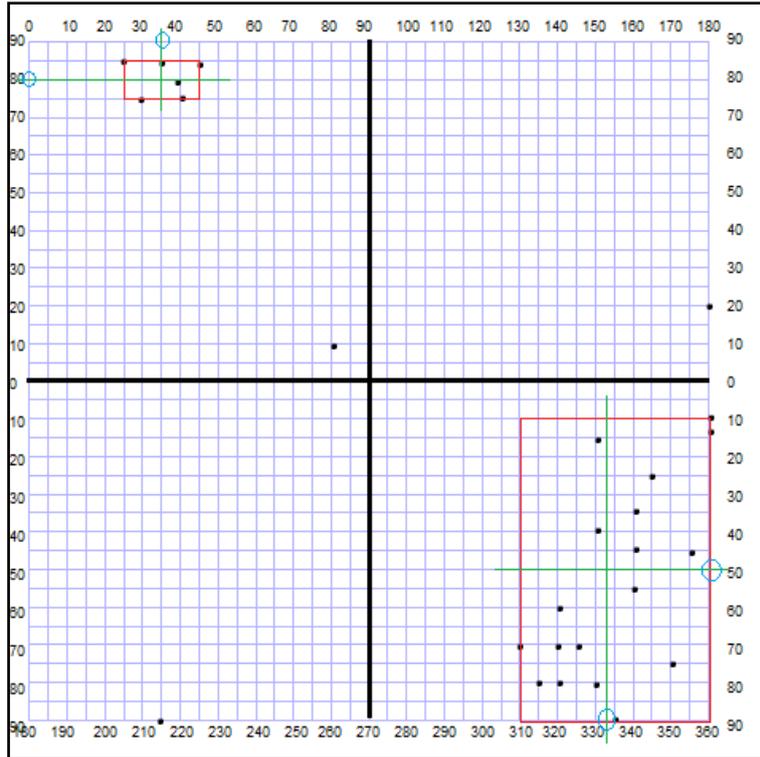


Figure III-13 Digramme rectangulaire Cotê 2 , Gradin 1

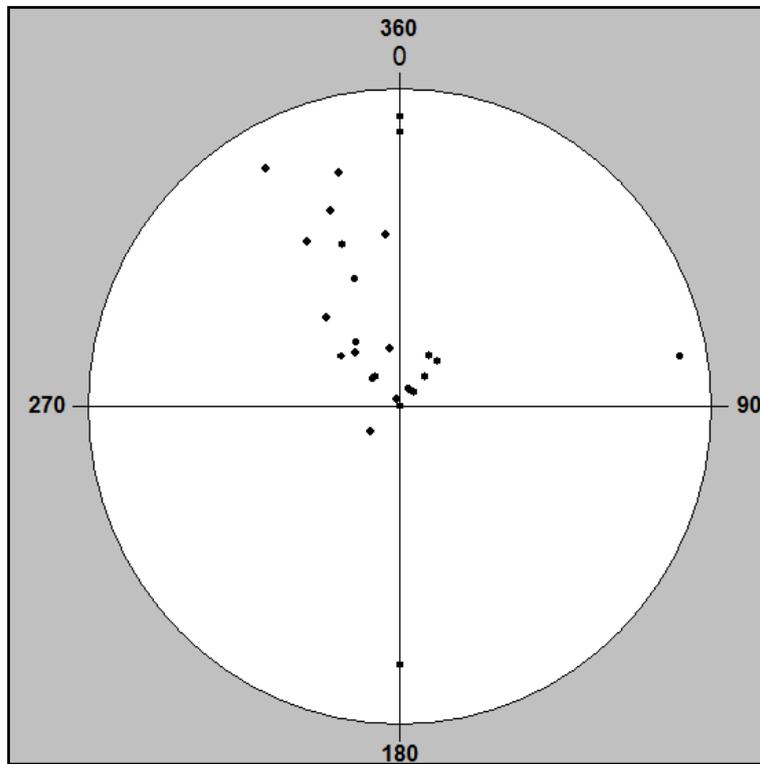


Figure III-14 Diagramme circulaire Cotê 2 , Gradin 1

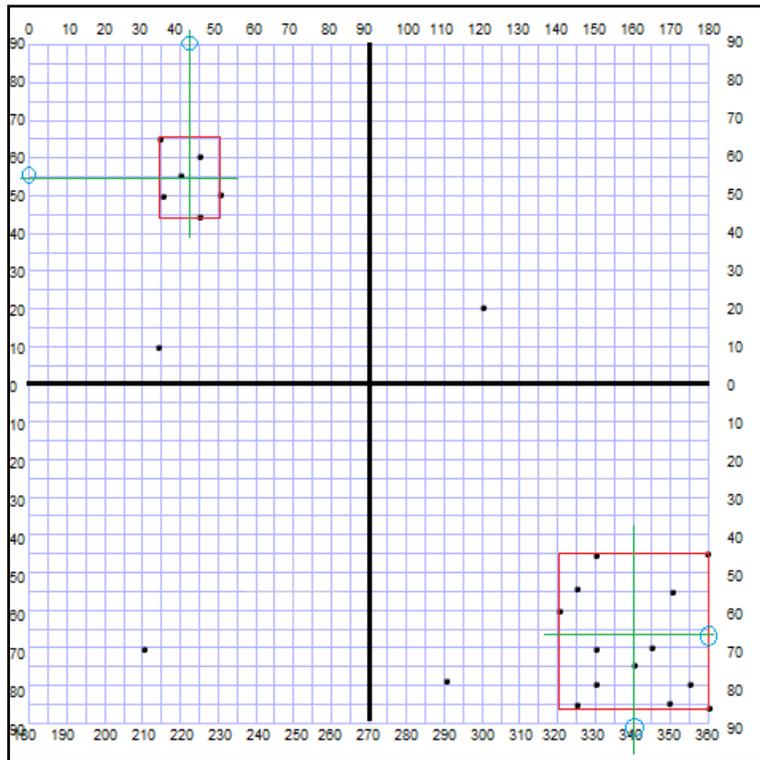


Figure III-15 Diagramme rectangulaire Coté 2 , Gradin 2

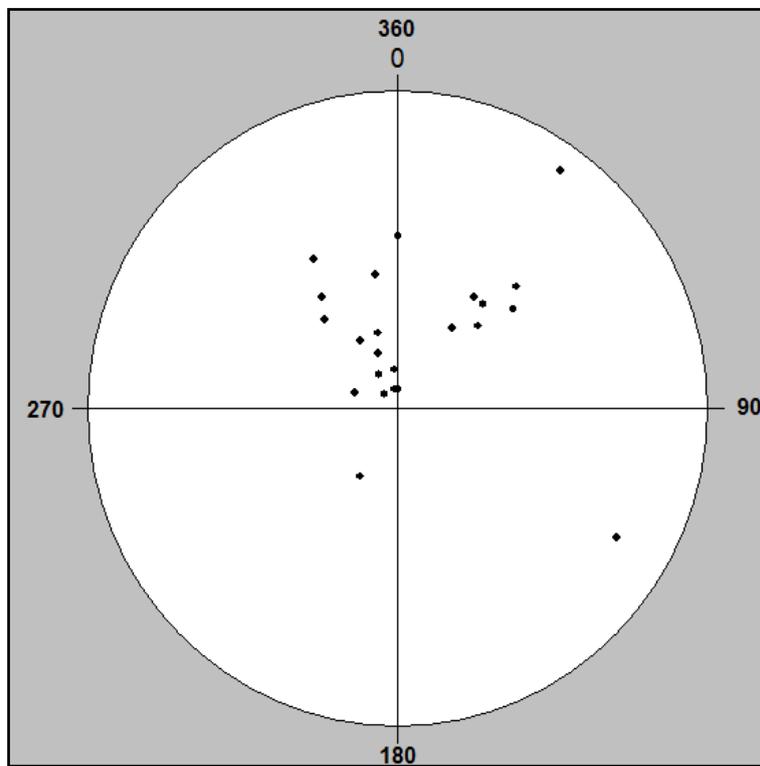


Figure III-16 Diagramme circulaire Coté 2 , Gradin 2

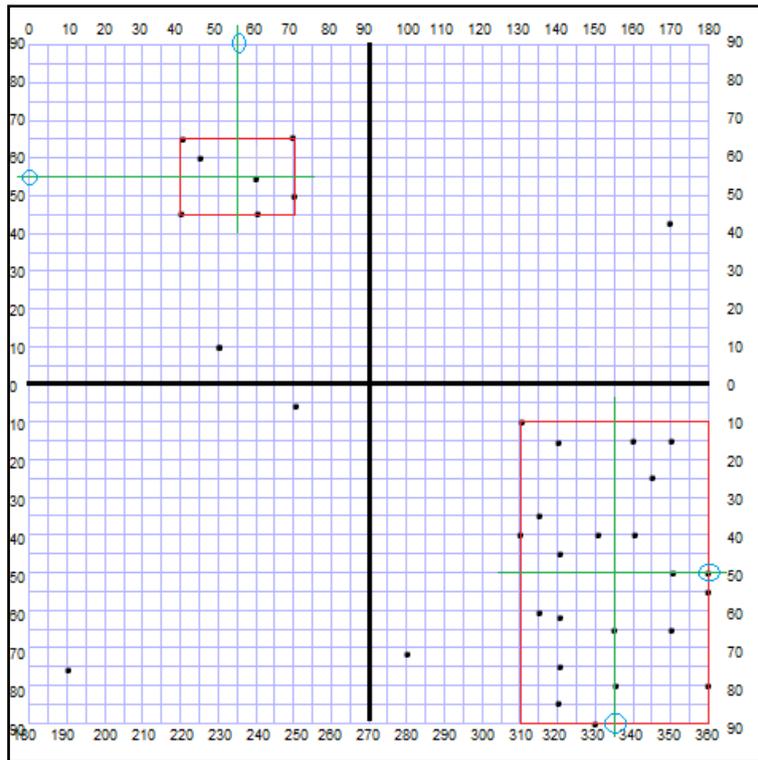


Figure III-17 Diagramme rectangulaire Cotê 3 , Gradin 1

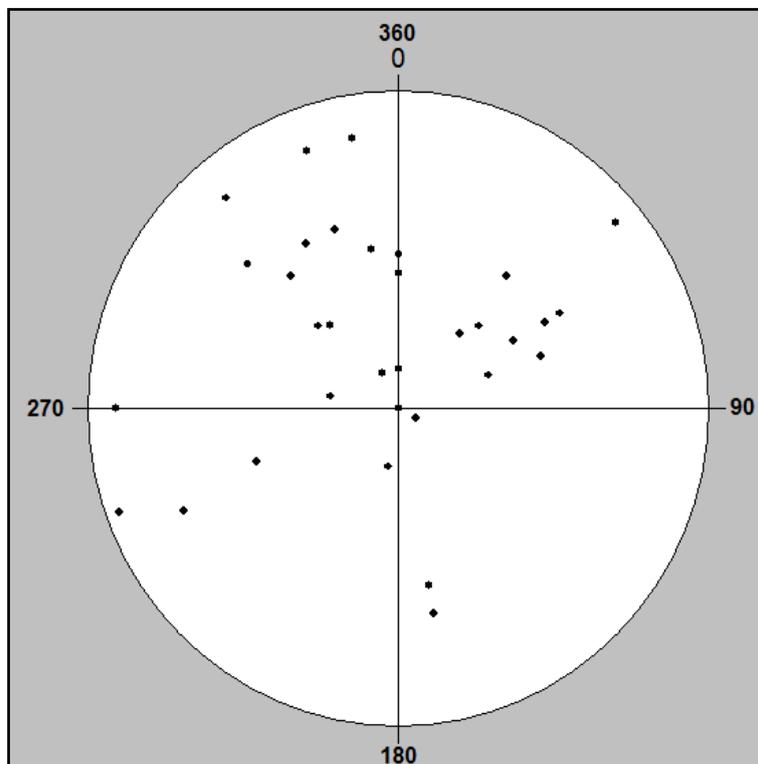


Figure III-18 Diagramme circulaire Cotê 3 , Gradin 1

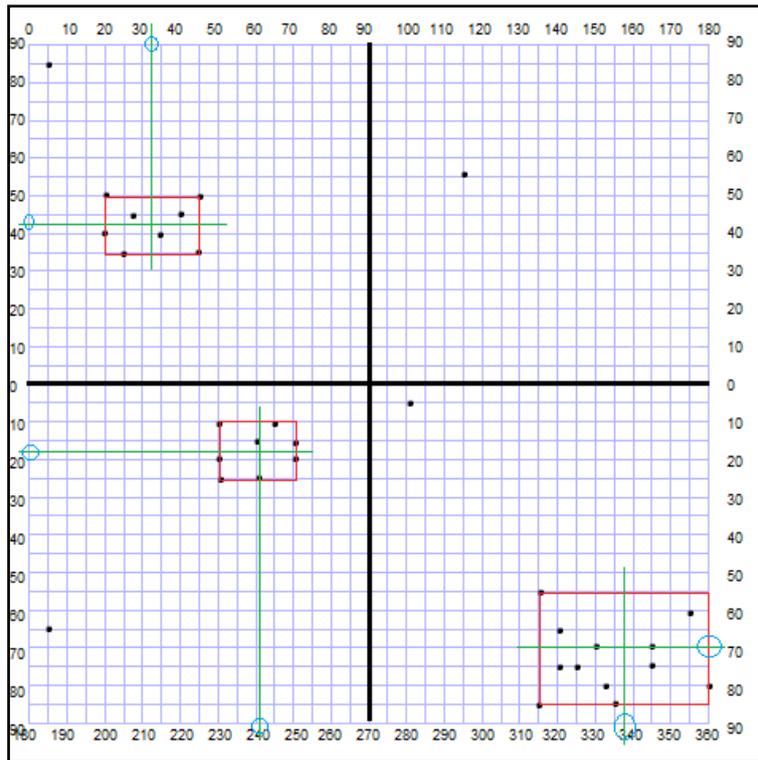


Figure III-19 Diagramme rectangulaire Cotê 3 , Gradin 2

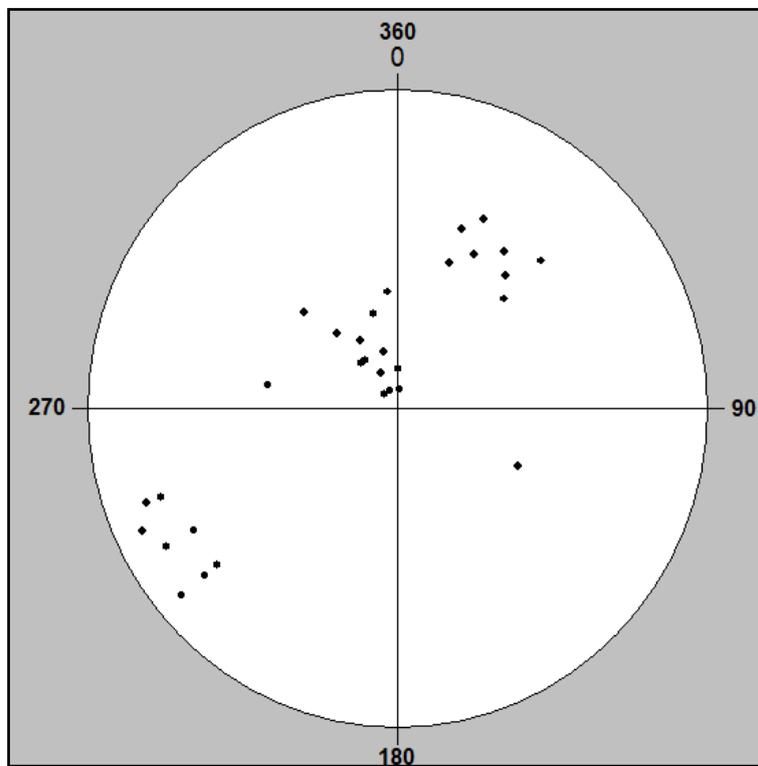


Figure III-20 Diagramme circulaire Cotê 3 , Gradin 2

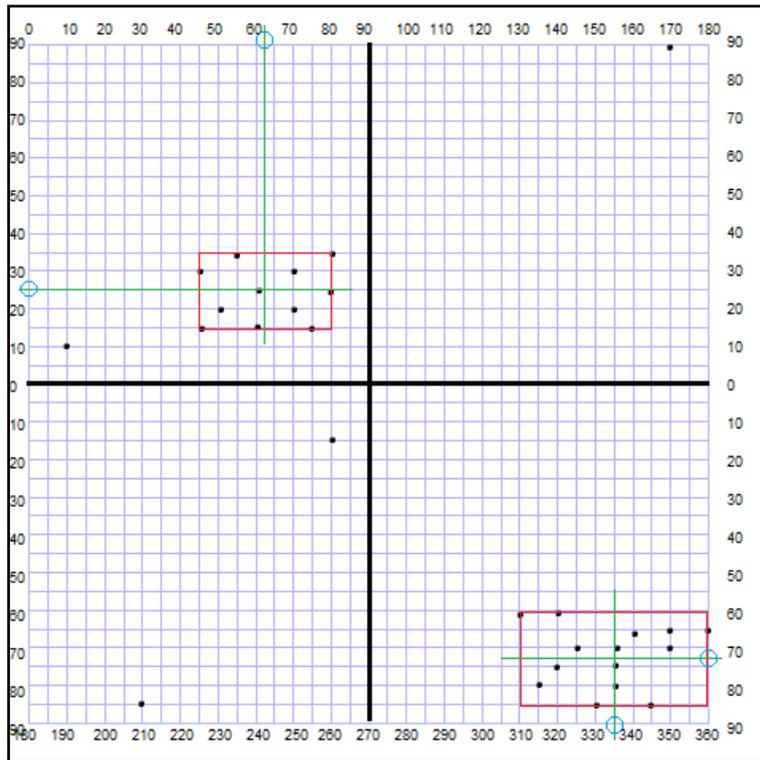


Figure III-21 Diagramme rectangulaire Coté 3 , Gradin 3

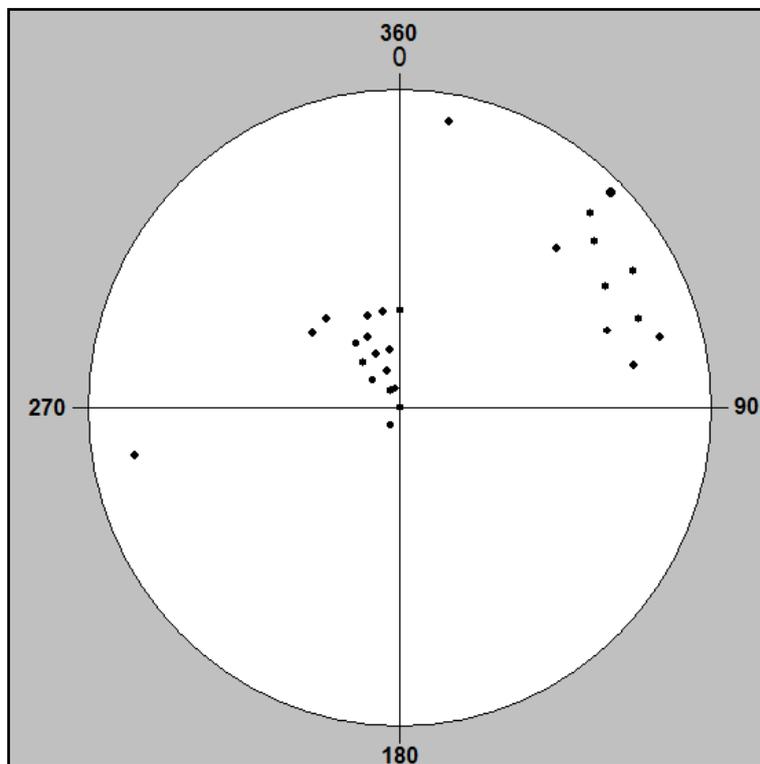


Figure III-22 Diagramme circulaire Coté 3 , Gradin 3

## **Bibliographie :**

- 1.Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique «Etudes des vibrations dues aux tirs de mines. Apport de la modélisation » Mlle. KERKEBANE Hana ; 2008.
- 2.Profil géologique fait par la SONAREM en 1979.
- 3.Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique «L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier » Mr ; GHARBI Kouider ; 2007.
4. Rapport Géologique final , recherche détaillées gisement de granodiorites Si-Mustapha . SNMC . UR . EG . en 1984.
5. présentation de l'ONEX et des explosifs fabriqués.
- 6.Exploitation des carrières .V.KOVALENKO, N.AMBARTSOUMAIN, K.M.LAHMER
- 7.Manuel de mécanique des roches TOME1.COMITE FRANCAIESE DE MECANIQUE DES ROCHES COORDONNE PAR FRANCOIS HOMAND ET PEIRRE DUFFAUT en 2000
8. Caractérisation géométrique et optique de plusieurs types d'agregats. Marthe Lagarrigue, Sandra Jacquier, Johan Debayle, Jean-Charles Pinoli, Frederic Gruy en on 31 Mar 2014
9. Utilisation des réseaux de neurones pour examiner la fragmentation des roches a l'explosif et établir son influence sur la rentabilité de l'exploitation dans les carrières. Denis Nourry en 2011
- 10.Utilisation des explosifs dans le génie civil .parAlain BLANCHIER et Anne Charline SAUVAGE
11. Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats par Cécile Coulombe en 2011.