

وزارة التعليم العالي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

1EA

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : **Genie Minier**

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

MODELE MATHEMATIQUE DU PLAN
DE TIR DANS LE GISEMENT
DE SI-MUSTAPHA.

Proposé par :

MR M. A. BACHAR

Etudié par :

MR M. BENCHOUK

Dirigé par :

MR M. A. BACHAR

PROMOTION : *Juin 90*

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : **Génie Minier**

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

**MODELE MATHEMTIQUE DU PLAN
DE TIR DANS LE GISEMENT DE
SI - MUSTAPHA .**

Proposé par :

M^r M.A. BACHAR

Etudié par :

M^r M. BENCHOUK

Dirigé par :

M^r M.A. BACHAR

PROMOTION : *Juin 90*

* S O M M A I R E *

| | |
|---|----|
| Introduction | |
| 1. Conditions géologiques | 1 |
| 1.1 Généralités | 1 |
| 1.2 Structure géologique et tectonique | 2 |
| 1.3 Minéralogie et pétrographie | 2 |
| 1.4 Hydrogéologie | 3 |
| 1.5 Réserves géologiques et coefficient de découverte | 3 |
| 2. Conditions technico-minières | 5 |
| 2.1 Limites de la carrière | 5 |
| 2.2 Travaux miniers et système d'exploitation | 5 |
| 2.2.1 Mode d'ouverture | 5 |
| 2.2.2 Système d'exploitation | 6 |
| 2.2.3 Schéma et paramètres de tir utilisés | 7 |
| 2.3 Production de la carrière | 10 |
| 3. Propriétés géomécaniques et technologiques | 11 |
| 3.1 Introduction | 11 |
| 3.2 Propriétés physico-mécaniques | 12 |
| 3.2.1 Essais physico-mécaniques réduits | 12 |
| 3.2.2 Abrasivité | 13 |
| 3.2.3 Broyabilité | 13 |
| 3.2.4 Résistance à la compression | 14 |
| 3.3 Propriétés géomécaniques | 15 |
| 3.4 Propriétés technologiques | 17 |
| 4. Principes d'élaboration des schémas de tirs en ciel ouvert | 21 |
| 4.1 Introduction | 21 |

PROMOTION :

| | | |
|-------|---|----|
| 4.2 | Caractérisation de la blocométrie | |
| 4.2.1 | Dimension maximale des blocs abattus | 22 |
| 4.2.2 | Taille moyenne des blocs | 22 |
| 4.2.3 | Détermination du fuseau granulaire | 23 |
| 4.3 | Foration | 23 |
| 4.3.1 | Généralités | 23 |
| 4.3.2 | Choix du matériel de foration | 24 |
| 4.3.3 | Paramètres caractérisant l'engin de foration | 24 |
| 4.3.4 | Réalisation de la foration | 25 |
| 4.3.5 | Techniques de foration | 25 |
| 4.4 | Critères de choix de l'explosif | 27 |
| 4.4.1 | Généralités | 27 |
| 4.4.2 | Composition et types d'explosifs | 28 |
| 4.4.3 | Caractéristiques pratiques des explosifs et critères de choix | 30 |
| 4.5 | Amorçage et séquence d'initiation | 36 |
| 4.5.1 | Amorçage | 36 |
| 4.5.2 | Séquence d'initiation | 38 |
| 4.6 | Analyse des paramètres géométriques lors de la conception d'un schéma de tir | 40 |
| 4.6.1 | Diamètre du trou de mine | 40 |
| 4.6.2 | Hauteur du gradin | 40 |
| 4.6.3 | Banquette | 41 |
| 4.6.4 | Rapport de maille | 41 |
| 4.6.5 | Longueur de la surforation | 41 |
| 4.6.6 | Longueur et nature du bourrage | 41 |
| 4.6.7 | Inclinaison du trou | 42 |
| 4.7 | Méthode de conception | 43 |

| | |
|--|----|
| 4.7.1 Methode de Langefors | |
| 4.7.2 Estimation de la consommation spécifique d'explosif d'après la méthode soviétique classique | 48 |
| 4.7.3 Estimation de la consommation spécifique d'explosif d'après la méthode soviétique énergétique | 48 |
| 5. Application à la carrière de Si-Mustapha | 50 |
| 5.1 Introduction | 50 |
| 5.2 Determination de la dimension maximale admissible des blocs abattus | 50 |
| 5.3 Foration | 51 |
| 5.4 Choix de l'explosif | 51 |
| 5.5 Détermination des paramètres du plan de tir par la méthode de langefors | 52 |
| 5.6 Consommation spécifique d'après la méthode classique | 55 |
| 5.7 " " " " " énergétique | 55 |
| ANNEXE:Présentation du progiciel "NESTIR" | 57 |
| Conclusion | |
| Bibliographie | |

A la mémoire de ma tante.

A tous ceux que j'aime.

* R E M E R C I E M E N T S *

Je remercie tous ceux qui ,de loin ou de près ,ont contribué à la réalisation de ce travail.

Je remercie en particulier mon promoteur M^r M. A. Bachar ,pour le suivi continu et attentionné durant toutes les phases d'élaboration de ce projet.

* I N T R O D U C T I O N *

Les granulats sont des matériaux grenus de provenance naturelle , destinés à la fabrication des bétons hydrauliques , la fabrication des matériaux pour couches de chaussées ou pour ballastage des voies ferrées.

Avant d'arriver au matériau fini qui est le granulat il s'agit d'en faire l'extraction ; d'ou l'importance de l'opération d'abattage.

Notre tâche sera donc de proposer un modèle pour le plan de tir dans les conditions de la carrière de Si-Mustapha , tout en essayant de satisfaire aux exigences d'exploitation imposées.

Une analyse succincte des paramètres influençant les résultats de l'abattage en ciel ouvert sera présentée afin de pouvoir effectuer les choix qui s'imposent.

* * *

I. Conditions géologiques.

1.1 GENERALITES:

Le gisement de Si-Mustapha est situé à 53 km à l'E. d'Alger et à 3 km au N.E. de Thénia (commune de Thénia).

Le gisement est repéré par les coordonnées Lambert suivantes:

X=579.4 et Y=382.1

Il constitue la partie centrale du massif de Ouled Ben-Melah.

Les routes nationales N5 et N12 passent à 2 km au sud du gisement. Ce dernier est relié à la N12 par la voie goudronnée Thénia-Zemmouri et une piste arpentant le versant E. du massif Si-Mustapha. La ligne de chemin de fer Alger-Tizi Ouzou est parallèle à la N12.

Une ligne de haute tension passe à 4 km au S. du gisement. Une ligne secondaire en est dérivée pour alimenter l'unité.

La région est sillonnée par un réseau d'oueds dont:

- * l'oued Boudouaou , à 4 km au S. du gisement;
- * l'oued Isser avec ses nombreux affluents, à 13 km à l'W. du gisement.

Le débit en généralement faible , et reste tributaire des fluctuations pluviométriques.

Dans les parties S. et S.W. du massif de Si-Mustapha la "SONATRACH" et la "SONATRO" ont ouvert deux carrières.

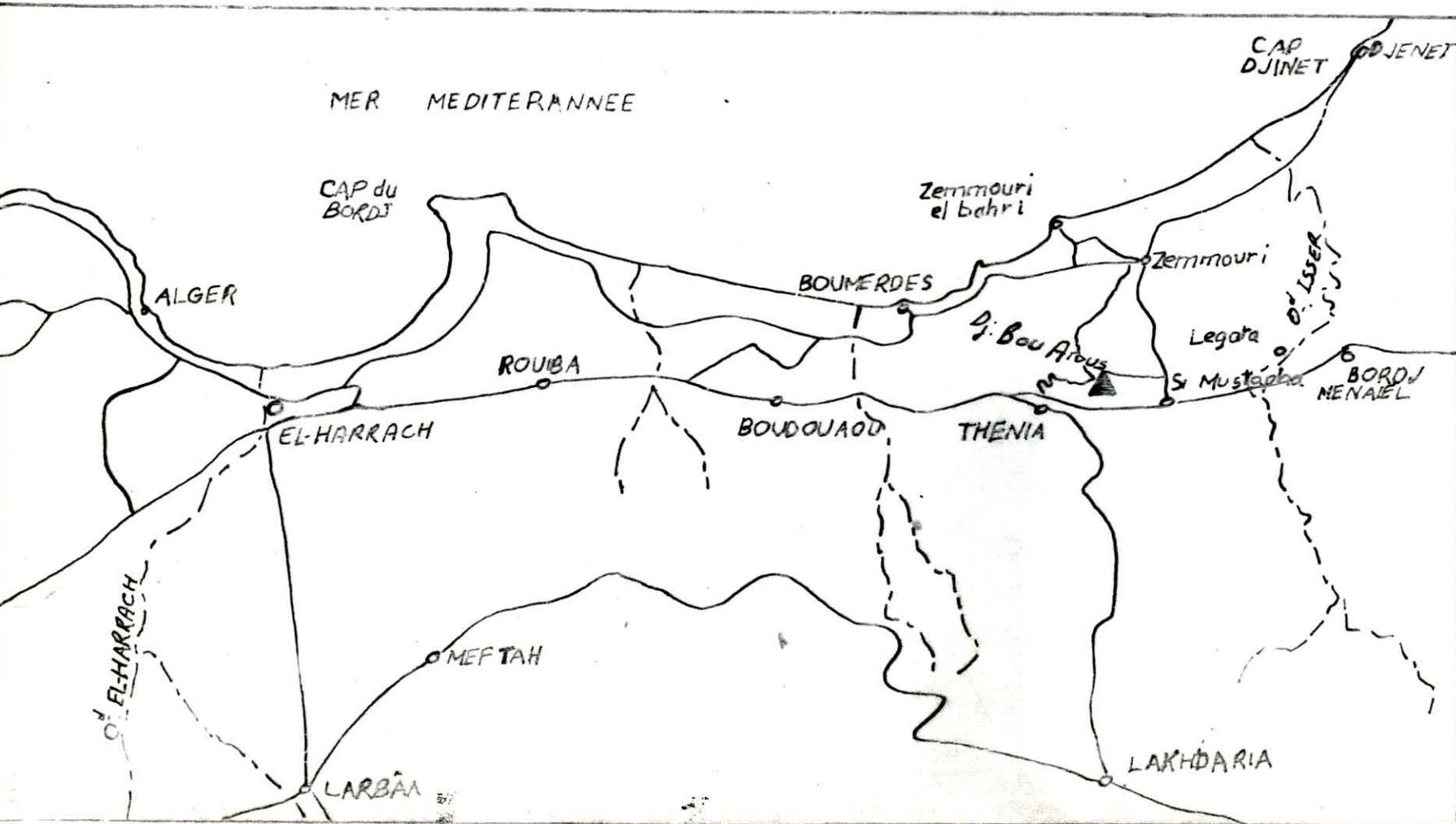
Les versants S.W. et N.E. ont des pentes abruptes couvertes de broussailles et d'arbres isolés.

Le versant S. descend en pente douce jusque dans la vallée de l'oued Isser. Sa superficie est plantée d'arbres fruitiers.

Le versant S.W. est fortement dénudé et se termine en canyon dans la carrière "SONATRACH".

carte de situation régionale

ECHELLE : 1/300 000



Vers le N.W. le gisement est uni par un petit col au mont de Ouled Bou-Konfor (426 m).

1.2 STRUCTURE GEOLOGIQUE ET TECTONIQUE:

Le gisement de Si-Mustapha fait partie du massif de grano-diorite de Thénia, qui est en contact anormal (failles S.W.-N.E.) avec des schistes cristallins précambriens et avec des formations volcanosédimentaires helvétiques. Sa partie S.E. est recouverte par des conglomérats de base de l'helvétien inférieur. Par endroits le massif est recouvert d'épaisses couches d'arène quartzo-feldspathique (arène: roche sableuse, jaune, résultant de l'altération superficielle des granites), avec de rares affleurements de roche mère.

Les dernières études (§1) attribuent à l'intrusion de grano-diorites l'âge du paléogène tardif.

Le gisement occupe une superficie de 0.6 km^2 . Il a été reconnu jusqu'à une profondeur de 171 m (côte absolue: 230 m). Les côtes absolues de la surface varient de 300 à 410 m.

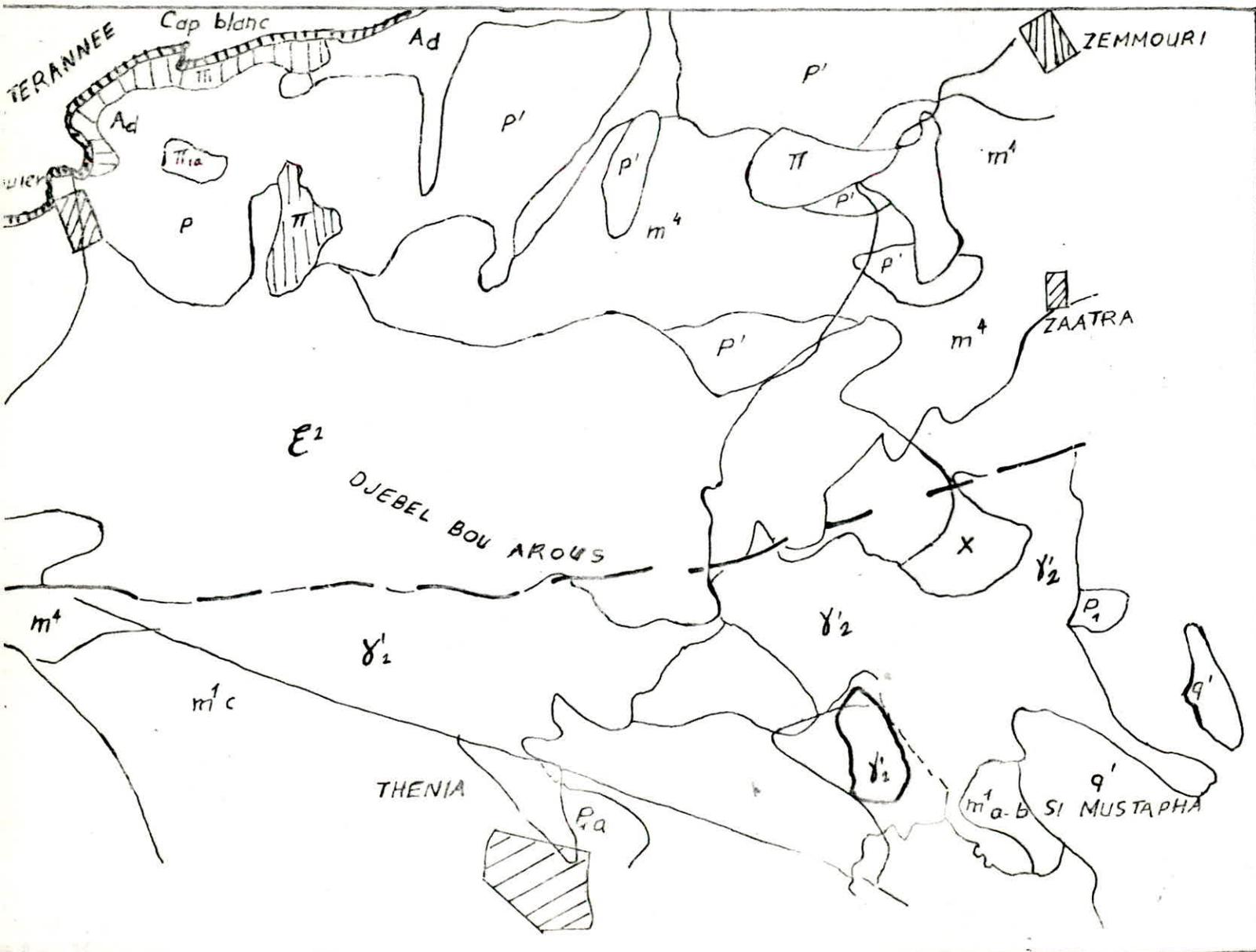
Le gisement est caractérisé par une tectonique complexe. Au S. et au N., le massif de grano-diorites se trouve en contact tectonique avec les roches encaissantes. La zone étudiée est marquée par la prédominance des accidents tectoniques E.-W., qui dans la partie N. de l'aire explorée, sont parallèles et distants de 100 à 125 m. La fissuration a gagné l'ensemble du massif de grano-diorite. Cette dernière qui semble être originelle, est accentuée par une autre secondaire chaotique.

1.3 MINERALOGIE ET PETROGRAPHIE:

Le gisement est constitué de grano-diorites fins et moyens souvent prophyroïdes, et de diorites quartziques grises teintées de vert et à

CARTE GEOLOGIQUE DE LA REGION DE THENIA

ECH. : 1/50000



- | | | |
|---|-------|--|
|  | Ad | dunes |
|  | q1 | alluvions anciens |
|  | P1 | sable rouge Pliocène supérieur |
|  | Pa | conglomérats et sable de THENIA |
|  | m4 | marnes bleues sahéliennes |
|  | m1c | marnes dures carténien |
|  | m1a,b | carténien inf. poudingues |
|  | X | schistes salinés Phyllades conglomérats |
|  | E2 | micaschistes et shistes micaces |
|  | T1a | conglomérats liparitiques |
|  | T1 | liparites feldspathiques |
|  | T | liparites quartzifères |
|  | Y2 | granodiorites THENIA |
|  | | faïlle |
|  | | limites du gisement |

texture massive.

Un grano-diorite est un granite calco-alkalin à proportion d'orthose inférieure à celle des plagioclases.

D'après les résultats de l'étude pétrographique (§1) les grano-diorites et les diorites quartziques sont constitués de :

- feldspaths: 52 à 69% ;
- plagioclasee : 10 à 17% ;
- biotite : 0 à 10% ;
- chlorite : 5 à 10% ;
- amphibole-hornblende : 0 à 5% ;
- magnétite, pyrite, et minéraux accessoires (apatite, sphène, zircon, tourmaline) : 1% .

On note aussi la présence de calcite qui constitue 2 à 10% de la masse totale des roches.

1.4 HYDROGEOLOGIE:

La haute perméabilité des grano-diorites fissurés favorise l'infiltration des eaux atmosphériques. De plus les sondages de prospection n'ont recoupé aucun aquifère.

Les conditions hydrogéologiques du gisement sont favorables à son exploitation à ciel ouvert.

1.5 RESERVES GEOLOGIQUES ET COEFFICIENT DE DECOUVERTURE:

Le calcul des réserves de la carrière a été effectué après avoir délimiter cette dernière. L'angle du talus du bord de la carrière a été fixé à 60°.

Les réserves mises en évidence ont été estimées à 86 985 000 t, dont:

- * 8 405 000 t en catégorie B;

* 33 186 000 t en catégorie C1;et

* 43 395 000 t en catégorie C2.

Notons qu'il a été tenu compte lors des calculs de réserves du taux de grano-diorites à degré de fissuration élevé;il a été estimé à 10.4%.

Le coefficient de découverte moyen est de: 0.0712;soit un rapport, en volumes,des roches stériles à l'assise utile de 1/14.

2. Conditions technico-minières.

2.1 LIMITES DE LA CARRIÈRE:

Les limites de la carrière ont été fixées conformément :

- * au degré de connaissance du gisement;
- * aux conditions d'écoulement libre des eaux à partir de la carrière;
- * à la distance minimale de transport de la matière utile et des stérils; et
- * à l'existence au delà de la limite S.W. , d'une carrière en activité (celle de SOMATRACH).

En tenant compte de ces contraintes , les limites tracées suivent, en général, les limites de calcul de réserves en catégorie B et C1.

Notons que la limite S.W. coïncide avec la courbe de niveau de côte 350 m.

Vu qu'on ne peut envisager l'exploitation de la carrière en dessous de cette côte , le plancher de la carrière aura également pour côte : 350 m.

Conformément aux limites ainsi fixées et sachant que les gradins d'exploitation sont rattachés aux côtes: 389, 380, 365, et 350 m, les réserves de grano-diorites et le volume des stérils pour chaque étape d'exploitation sont donnés dans le tableau 2.1.

2.2 TRAVAUX MINIERS ET SYSTEME D'EXPLOITATION:

2.2.1 Mode d'ouverture:

Rappelons que le mode d'ouverture dépend:

- * de la morphologie du gisement ;
- * de la mécanisation choisie ; et
- * des conditions économiques.

En raison du relief montagneux le mode d'ouverture utilisé est celui par demi-tranchées.

L'ouverture du gisement a débuté par celle du gradin supérieur en creusant une tranchée de découpage (permettant de réaliser un front d'abattage initial), en bordure de

L'ouverture du gisement a débuté par celle du gradin supérieur en creusant une tranchée de découpage (qui permet de réaliser un front d'abattage initial), en bordure de la limite de la carrière. Le sens de l'avancement des travaux d'abattage était W.-E., ensuite vers le S.. Pour l'ouverture des deux gradins inférieurs il est nécessaire de creuser les tranchées de découpage au centre de la carrière. Par conséquent l'exploitation peut s'effectuer simultanément vers le N. et le S..

2.2.2 Système d'exploitation:

a. Eléments du système d'exploitation:

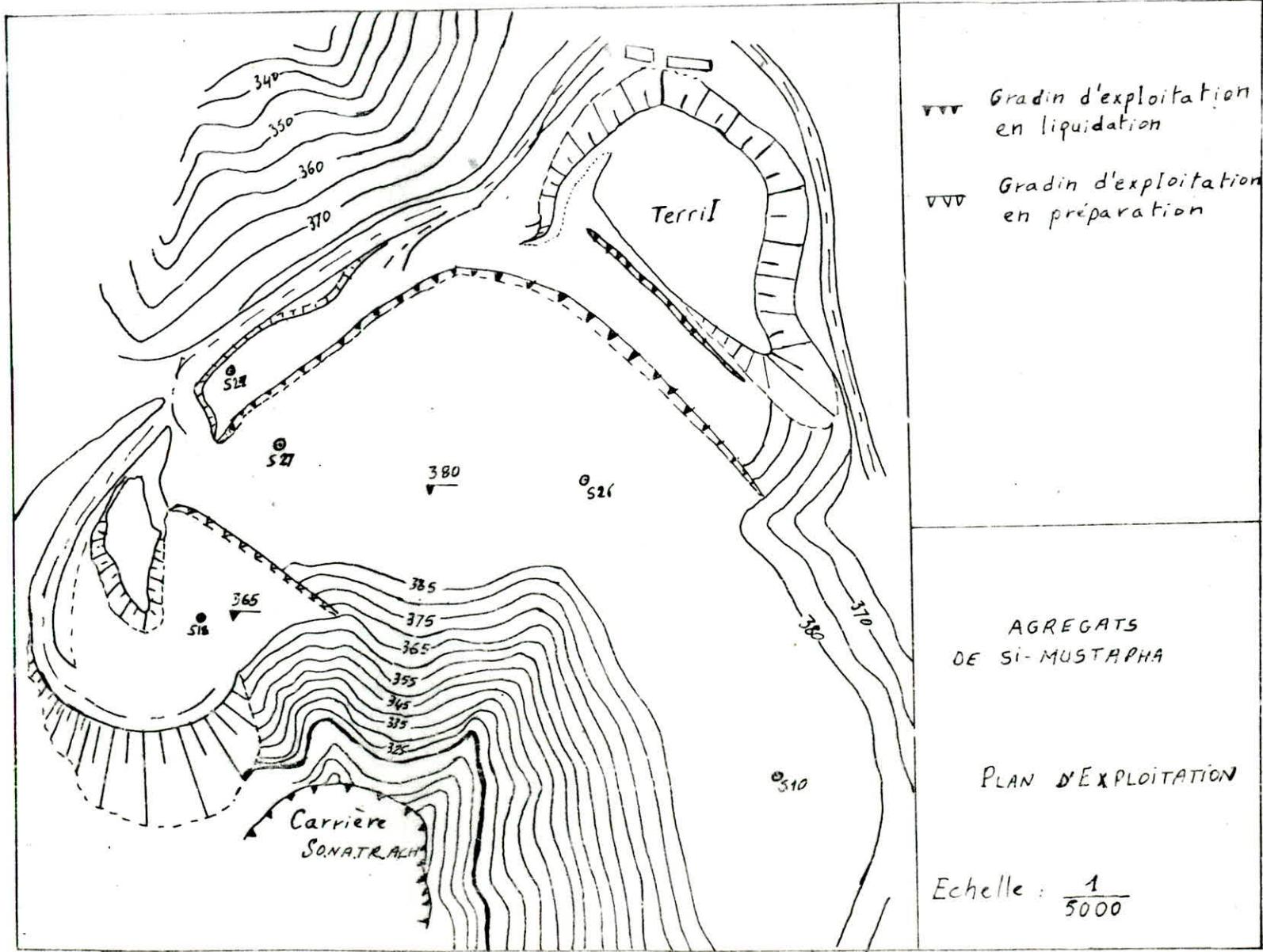
En tenant compte de la nature du gisement, des caractéristiques physico-mécaniques des roches et du type des engins miniers de chargement, de déblaiement et de transport, les éléments du système d'exploitation de la carrière Si-Mustapha, spécifiés dans le projet d'exploitation de cette dernière sont: (§2)

- * hauteur du gradin : 15 m ;
- * mode de déplacement du front d'abattage : en fer à cheval (déplacement radial);
- * largeur de la plate forme de travail : augmente au fur et à mesure de l'avancement des travaux d'abattage (minimum=50 m);
- * longueur du bloc : variable selon le volume de production souhaité;
- * angle du talus du gradin d'abattage en liquidation : 60°;
- * angle du talus du gradin de découverte en cours d'exploitation: 50 à 55°;
- * angle du talus du gradin de découverte en liquidation : jusqu'à 45°;
- * inclinaison de la plate forme de travail vers le caniveau d'exhaure: 0.5%.

b. Mode d'exploitation et processus technologique:

En se basant sur les éléments du système d'exploitation, le mode

PLAN D'EXPLOITATION



--- Gradin d'exploitation en liquidation
--- Gradin d'exploitation en préparation

AGREGATS DE SI-MUSTAPHA

PLAN D'EXPLOITATION

Echelle : $\frac{1}{5000}$

d'exploitation retenu est : exploitation avec transport par camions.

Le processus d'exploitation comprend les étapes suivantes :

- * enlèvement des stérils par bulldozers;
- * chargement des stérils dans les camions;
- * évacuation des stérils vers les terrils;
- * mise à terril par bulldozer;
- * foration du réseau de tir, et montage du réseau de tir;
- * chargement des roches abattues par excavatrice;
- * transport du minerais à la station de concassage, par camions.

c. Flotte et type d'engins miniers:

Voir tableau 2.2.

2.2.3 Schéma et paramètres de tir utilisés:

a. Paramètres du plan de tir:

Pour charger les trous de mine, on utilise les explosifs suivants:

- * explosif de la charge du fond de trou: marmanit (cartouches de 2.5 kg);
- * explosif de la charge de colonne: anfo mil (explosif granulé livré dans des sacs de 25 kg).

Les paramètres du plan de tir utilisé sont donnés dans le tableau 2.3.

Voir fig 2.1.

On utilise une seule rangée de trous. Le nombre de trous par volée est de 12, général.

Remarque: En période pluviale il est utilisé comme explosif de la charge de fond de la gélanit qui résiste mieux à l'eau.

b. Estimation de la consommation spécifique d'explosif:

Pour estimer cette consommation, calculons d'abord, le volume de roche abattu par l'effet de l'explosion de la charge d'un trou de mine.

$$V_t = H * B * E \quad (m^3)$$

$$V_t = 15 * 3 * 3 = 135 \text{ m}^3$$

Tableau 2.1 :

| Côte du pied du gradin | Volumes en 10^3 m^3 | | Réserves en grano- diorites $10^3(\text{t})$ | Coefficient de découverte m^3/m^3 |
|------------------------------|-------------------------------|--------------------|---|--|
| | Stérils | Grano- diorites | | |
| 389 | 208.8 | 157.9 | 394.8 | 1.32 |
| 380 | 254.2 | 587.8 | 1469.5 | 0.43 |
| 365 | 304.7 | 1664.6 | 4161.5 | 0.18 |
| 350 | 221.6 | 2200.5 | 5501.2 | 0.10 |
| Total | 989.3 | 4610.8 | 11527.0 | 0.21 |

Tableau 2.2

| Désignation | Marque | Quantité (Engins en service) |
|-------------------------------|----------------|---------------------------------|
| Foreuse (ϕ 120 mm) | HOLMAN | 1 |
| Perforatrice (ϕ 42 mm) | Atlas Copco | 1 |
| Compresseur | " " PR 700 D | 1 |
| Excavatrice 2.4 m^3 | O & K | 1 |
| Camion benne (32 t) | ERLINI | 4 |
| Buldozer | Fiat Allis 21B | 1 |

Tableau 2.3 :

| Paramètres | Valeurs |
|--|---------|
| Longueur du trou de mine "L" (m) | 15.50 |
| Longueur du sous forage "l _s " (m) | 0.50 |
| Inclinaison du trou de mine " " (deg) | 0. |
| Espacement des trous "E" (m) | 3. |
| Banquette pratique "B" (m) | 3. |
| Longueur totale de charge "h _t " (m) | 10. |
| Longueur du bourrage terminal "h _b " (m) | 4.50 |
| Longueur du bourrage intermédiaire "h _i " (m) | 1. |
| Quantité de marmanit "Q _f " (kg) | 12.50 |
| Quantité d'anfomil "Q _c " (kg) | 50. |
| Quantité totale d'explosif "Q _t " (kg) | 62.50 |

Le diamètre du trou de mine étant : D=110 mm.

Echelle 1/100

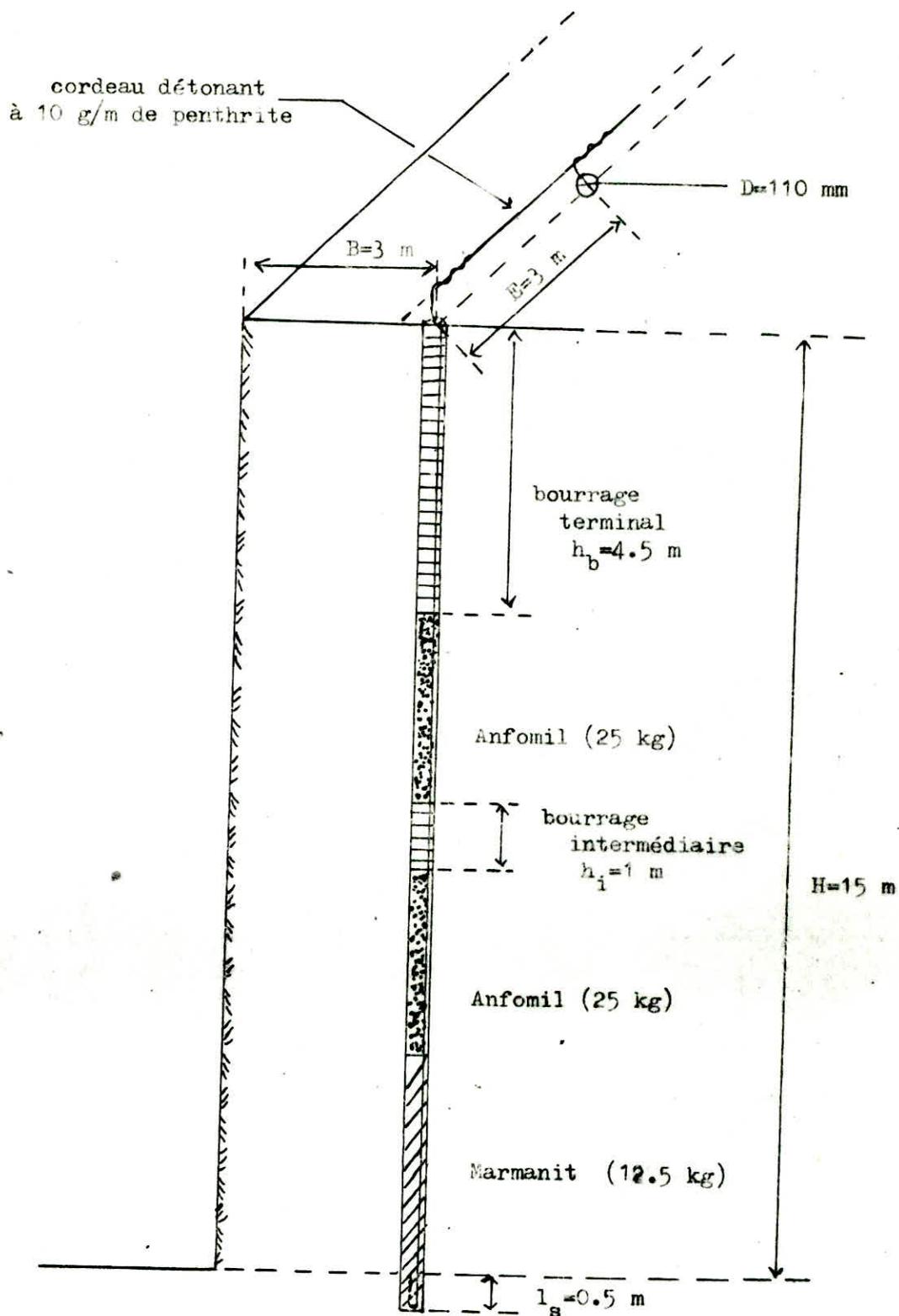


Fig 2.1 : Principaux paramètres du plan de tir, utilisé dans la carrière de Si-Mustapha .

La consommation d'explosif est :

$$q = Q_t / V_t \quad (\text{g/m}^3)$$

Soit: $q = 62.5 \cdot 10^3 / 135 = 462.96 \quad (\text{g/m}^3)$

Donc la consommation spécifique d'explosif dans la carrière de Si-Mustapha, est en moyenne de :460 g/m³.

c. Appréciation de la fragmentation des roches après le tir:

Le résultat de l'opération d'abattage à la carrière donne une distribution non homogène des roches fragmentées, selon les différentes tranches granulométriques. On obtient en même temps des blocs de dimension supérieure à 1 m, provenant essentiellement des extrémités de la volée, et des blocs de dimension inférieure à 0.40 m. Le taux de hors gabarits reste raisonnable.

Les blocs hors gabarits sont stockés pour débités une seconde fois.

2.3 PRODUCTION DE LA CARRIÈRE:

Actuellement la production de l'unité d'agrégats de Thénia est de 400 000 t/an.

Sachant que: (§2)

- * le taux de grano-diorites fortement fissurés est de:0.208 ;
- * le taux de production d'agrégats à partir des grano-diorites fortement fissurés est de:0.5 ;
- * le taux de grano-diorites faiblement fissurés est de:0.792 ;
- * le taux de productio d'agrégats à partir des grano-diorites faiblement fissurés est de:0.75 ;

la carrière doit assurer le tonnage, en minerais, suivant:

$$A = 400\ 000 / (0.208 \cdot 0.5 + 0.792 \cdot 0.75) \\ = 573\ 065.90 \text{ t}$$

Tenant compte des pertes enregistrées lors du transport et de l'abattage (environ 2%) la capacité effective de la carrière doit être: 600 000 t/an.

3. Propriétés géomécaniques et technologiques.

3.1 INTRODUCTION:

Avant de concevoir un schéma de tir il est prépondérant de prendre en compte les objectifs suivants:

* exigences géométriques:

- bonne sortie du pied pour favoriser la planéité de la plate forme de travail et permettre ainsi, la bonne évolution des engins miniers ;

- rectitude du front d'abattage ;

* exigences dimensionnelles:

- la blocométrie des éléments abattus doit rester compatible avec les dimensions d'ouverture du concasseur primaire, et celles des godets des engins miniers;

- réduction du taux d'éléments fins;

* exigences de sécurité:

il s'agit de réunir les conditions permettant le bon déroulement des opérations préparatoires de foration, et les opérations de reprise tout en respectant les impératifs environnementaux:

- bonne rupture du parement ;

- pas de surplomb ;

- peu d'effets arrières ;

- bon étalement du tas abattu ;

- absence de projections ;

- ébranlement minimum ;

- bruit maîtrisé ; etc

Pour atteindre ces objectifs, il est nécessaire d'adapter le plan de tir, à

concevoir ,aux caractéristiques réelles du massif considéré;d'ou l'importance de l'étude préliminaire du massif rocheux et de ces caractéristiques.

Les propriétés à prendre en considération sont:

- * les propriétés physico-mécaniques;
- * " " géomécaniques;et
- * " " technologiques.

3.2 PROPRIETES PHYSICO-MECANQUES:(§1,2)

On distingue principalement:

- * la masse volumique;
- * la porosité;
- * l'absorption d'eau;
- * l'abrasivité;
- * la broyabilité;
- * les propriétés de résistance:
 - résistance à la compression; R_c
 - " à la traction; R_t
 - " au cisaillement; R_{cis}
- * les propriétés de déformabilité:
 - module d'élasticité;
 - module de Poisson.

3.2.1 Essais physico mécaniques réduits:

Les essais physico-mécaniques réalisée en 1976 (§1) ont donné les résultats suivants:

- * masse volumique:(9 échantillons)
de 2.4 à 2.6 g/cm^3 ,soit 2.5 g/cm^3 en moyenne.
- * absorption d'eau:(9 échantillons)
de 0.2 à 3.6% .La plupart des valeurs sont inférieures à 2%.

La moyenne est de 1.3% .

* porosité:(8 échantillons)

de 2.6 à 6.1% .

Les essais physico-mécaniques ,effectués dans le cadre des travaux de recherche complémentaires (78-79 , (§1)), sur des échantillons de carottes (sondages:2,19,29,30,31,35,et 36) ont donné les résultats suivants:

* masse volumique:(76 échantillons)

de 2.35 à 2.65 g/cm³ ;moyenne: 2.5 g/cm³ .

* absorption d'eau:(77 échantillons)

de 0.09 à 3.88% .La plupart des valeurs sont inférieures à 2%.

* porosité:(76 échantillons)

de 0.07 à 6.51%

La valeur moyenne de la porosité pour l'ensemble du gisement est de 4.25% .

3.2.2 Abrasivité:

Le coefficient "Los Angeles" à été déterminé sur 18 échantillons (sondages:1,26,27,et 28).Sa valeur varie de 17.5 à 32% . La moyenne en est de 24.1% .

D'après les normes soviétiques (GOST 8267-75) la valeur de la résistance à l'abrasion,pour tout le gisement,appartient à la classe U2.

3.2.3 Broyabilité:

Les essais de broyabilité ont été réalisés sur 22 échantillons(sondages 1,26,20,27,28,29,30,31,et 35).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 soviétiques les grano-diorites de Si-Mustapha appartiennent à la classe de broyabilité "1000" ,ce qui correspond à une broyabilité élevée.La grande variation des valeurs de broyabilité s'explique par la présence de zones à brèches.

3.2.4 Résistance à la compression:

Elle a été déterminée sur 15 échantillons (provenant de 5 sondages différents). Ces échantillons sont constitués essentiellement de grano-diorites durs et fissurés. Les valeurs obtenues varient de 199 à 1130 kgf/cm²

Les échantillons de masse volumique supérieure à 2.7 g/cm³ et de faible absorption d'eau (inférieure à 1%) possèdent les valeurs de résistance à la compression les plus élevées.

Les grano-diorites de basse résistance à la compression (200 à 300 kgf/cm²) sont caractérisés par de hautes valeurs de broyabilité (classe d'agrégats: "800" à "1200").

3.2.5 Principaux résultats des essais physico-mécaniques:

Voir tableau 3.1

Tableau 3.1

| Essais | Quantité d'échantillons | Echantillons individuel | | |
|--|----------------------------|-------------------------|-------|---------|
| | | de | à | moyenne |
| Masse volumique (g/cm ³) | 175 | 2.35 | 2.65 | 2.5 |
| Absorption d'eau (%) | 77 | 0.09 | 3.88 | - |
| Porosité (%) | 76 | 0.07 | 6.51 | - |
| Résistance à la compression (kgf/cm ²) | 15 | 199 | 1130 | - |
| Abrasivité (Los Angeles) (%) | 18 | 17.5 | 32 | 24.1 |
| Broyabilité (%) | 22 | 9.60 | 24.60 | 17.7 |

3.3 PROPRIETES GEOMECANQUES:

(§1,2,17,20,23)

Les propriétés géomécaniques permettent d'apprécier l'état du massif rocheux. Cet état est caractérisé par le degré de fissuration et la stabilité.

Les massifs rocheux sont classés selon leur degré de fissuration, en fonction:

- * de la dimension du bloc structural " d ";
- * du coefficient d'affaiblissement structural " λ ";
- * de l'indice acoustique " A ".

Voir tableau 3.2 .

Conformément à cela, et en se basant sur l'étude du gisement de Si-Mustaph nous donnons dans le tableau 3.3 une répartition des grano-diorites selon leur degré de fissuration.

Vu que le taux de grano-diorites faiblement fissurés est de 79.2% on prendra en compte les caractéristiques de cette catégorie de roche pour établir le plan de tir.

Pour apprécier la stabilité du massif, on considère:

- * l'angle de frottement interne " φ ";
- * le coefficient de frottement interne " f_f "; et
- * la cohésion " c ".

Ces paramètres seront appréciés par les formules suivantes:

$$\varphi = \arctg \left(\frac{(R_c - R_t)}{(R_c + R_t)} \right) \text{ (deg)}$$

$$f_f = \tg(\varphi)$$

$$c = \frac{(R_c * R_t)^{1/2}}{2} \text{ (MPa)}$$

Voir tableau 3.4 .

Remarque : Afin de pouvoir apprécier les paramètres suscités, on approxi-
-mera les valeurs des résistances à la traction et au

cisaillement par :

$$R_t = R_c / 10$$

$$R_{cis} = R_c / 3 \quad (\S 21)$$

Tableau 3.2 :

| Degré de fissuration du massif rocheux | d_m (m) | A | λ |
|--|-----------|------------|--------------|
| I Extrêmement fissuré | 0.1 | 0.01 à 0.1 | 0.01 à 0.065 |
| II Très fissuré | 0.1 à 0.5 | 0.1 à 0.25 | 0.05 à 0.015 |
| III Moyennement fissuré | 0.6 à 1. | 0.25 à 0.4 | 0.1 à 0.55 |
| IV Peu fissuré | 1. à 1.5 | 0.4 à 0.6 | 0.5 à 0.9 |
| V Pratiquement monolithique | > 1.5 | 0.6 à 0.1 | 0.6 à 0.98 |

Tableau 3.3 :

| Endroit d'échantillonnage | Côte absolue (m) | Rc (MPa) | Caractéristique de la roche | d_m (m) | λ |
|---------------------------|------------------|----------|-----------------------------|-----------|-----------|
| Sondage 2 | 358.3 à 358.1 | 113. | massive | 1.5 | 0.6 |
| " 27 | 355. à 354.8 | 109.4 | faibl. fissurée | 1.25 | 0.5 |
| " 30 | 347.9 à 347.7 | 61.7 | moyen. fissurée | 0.8 | 0.3 |
| " 28 | 353.1 à 352.9 | 20.7 | très fissurée | 0.25 | 0.1 |
| " 26 | 358.2 à 357.9 | 19.9 | très fissurée | 0.25 | 0.1 |

Tableau 3.4 :

| R_c (MPa) | R_t (MPa) | (deg) | f_r | c (MPa) |
|-------------|-------------|-------|-------|-----------|
| 109.4 | 10.94 | 39.29 | 0.82 | 17.30 |

3.4 PROPRIETES TECHNOLOGIQUES: (§17,20,23,1,2)

Nous allons caractériser de ce qui suit, la dureté de la roche et la difficulté d'exploitation qu'elle oppose.

La dureté de la roche peut être appréciée par:

- * le coefficient de dureté des roches selon Protodiakonov: f (MPa)

$$f = R_c / 10 \quad (\text{MPa})$$

- * l'indice de la résistance au contact: I_c

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

Il est donnée par la relation:

$$I_c = 1.9 * R_c^{1.5}$$

R_c est exprimée en MPa .

- * le coefficient de dureté de l'agrégat: f_{ag}

Ce coefficient caractérise la pression relative de l'outil de foration sur la roche au moment de la destruction de celle-ci. Il est fonction de I_c :

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

Voir tableau 3.4 : Appréciation de la dureté de la roche.

La difficulté d'exploitation est caractérisée par:

- * l'indice de difficulté de destruction de la roche " D_{des} " :

$$D_{des} = 0.005 * K_t * (R_c + R_t + R_{cis}) + 0.5 * \gamma$$

K_t : coefficient tenant compte de la fissuration du massif rocheux;

il est déterminé par:

$$K_t = 1.2 * d_m + 0.2$$

d_m est exprimé en (m) ;

$R_c, R_t,$ et R_{cis} sont exprimées en (kgf/cm^2);

est exprimée en (kg/dm^3).

* l'indice de difficulté de foration: I_f

$$I_f = 0.007 * (R_c + R_{cis}) + 0.7 * \gamma$$

* l'indice de difficulté d'excavation : I_{exc}

$$I_{exc} = 0.3 * \lambda * (0.2 * R_c + R_{cis} + R_t) + 0.3 * \gamma$$

$R_c, R_t,$ et R_{cis} sont exprimées en (MPa) ;

est exprimée en (t/m^3) ;

* la consommation spécifique étalon, théorique, de l'explosif

(tirabilité, coefficient de tirage): q_o (ou c) (kg/m^3)

$$q_o = 10^{-3} * (0.1 * K_t * (R_c + R_t + R_{cis}) + 40 * \gamma)$$

$R_c, R_t,$ et R_{cis} sont exprimées en (kgf/cm^2);

est exprimée en (kg/dm^3).

On définit alors l'indice de difficulté d'exploitation par:

$$D_{exp} = 0.2 * (K_f * I_f + K_q * q_o + K_{exc} * I_{exc})$$

Les coefficients : K_f, K_q et K_{exc} sont donnés d'après les valeurs de I_f, q_o

et I_{exc} ; voir tableau 3.5.

Voir tableaux 3.6 et 3.7 : Appréciation de la difficulté d'exploitation.

En conclusion on peut dire que l'exploitation du gisement de

Si-Mustapha est difficile au vu de la valeur de l'indice de difficulté

d'exploitation. Les faibles valeurs de cette indice caractérisent les

zones très fissurées et les zones de brèches de failles; ces zones ne sont

pas majoritaires (le taux de grano-dirites fortement fissurés étant de

0.208). Les valeurs encadrées dans les tableaux ci dessous , seront

celles qui vont être prises en compte pour l'établissement du schéma de tir.

Tableau 3.4 :

| R_c (MPa) | f (MPa) | I_c | f_{ag} |
|-------------|-----------|---------|----------|
| 113. | 11.3 | 2282.29 | 3681.12 |
| 109.4 | 10.94 | 2174.10 | 3506.61 |
| 61.7 | 6.17 | 920.83 | 1485.22 |
| 20.7 | 2.07 | 178.94 | 288.61 |
| 19.9 | 1.99 | 168.67 | 272.05 |

Tableau 3.5:

| I_f | K_f | q_o (kg/m ³) | K_q | I_{exc} | K_{exc} |
|---------|-------|----------------------------|-------|-----------|-----------|
| 5 | 0.8 | 0.2 | 30 | 3 | 0.8 |
| 6 à 10 | 0.9 | 0.2 à 0.4 | 35 | 3 à 5 | 0.9 |
| 11 à 14 | 1. | 0.4 à 0.6 | 40 | 6 à 9 | 1. |
| 15 à 17 | 1.1 | 0.6 à 0.8 | 45 | 9 à 12 | 1.1 |
| 17 | 1.2 | 0.8 à 1. | 50 | 12 à 15 | 1.2 |

Tableau 3.7:

| I_f | Catégorie | D_{exp} | Catégorie |
|-------|------------------------|-----------|-------------------------------|
| 12.3 | Difficilement forables | 9.12 | Difficilement exploitables |
| 11.96 | " " | 7.40 | " " |
| 7.51 | Moyennement forables | 3.12 | Assez facilement exploitables |
| 3.68 | Facilement " | 1.46 | Facilement exploitables |
| 3.61 | " " | 1.44 | " " |

Tableau 3.6 :

| R_c (MPa) | R_c (kgf/cm ²) | R_t (MPa) | R_t (kgf/cm ²) | R_{cis} (MPa) | R_{cis} (kgf/cm ²) | D_{des} | I_f | K_f | α_o kg/m ³ | K_q | I_{exc} | K_{exc} | D_{exp} |
|----------------|---------------------------------|----------------|---------------------------------|--------------------|-------------------------------------|-----------|-------|-------|---------------------------------|-------|-----------|-----------|-----------|
| 113 | 1130 | 11.3 | 113 | 37.67 | 376.7 | 17.45 | 12.3 | 1 | 0.424 | 40 | 13.63 | 1.2 | 9.12 |
| 109.4 | 1094 | 10.94 | 109.4 | 36.47 | 364.7 | 14.58 | 11.96 | 1 | 0.366 | 35 | 11.14 | 1.1 | 7.40 |
| 61.7 | 617 | 6.17 | 61.7 | 20.57 | 205.7 | 6.38 | 7.51 | 0.9 | 0.203 | 30 | 3.04 | 0.9 | 3.12 |
| 20.7 | 207 | 2.07 | 20.7 | 6.9 | 69. | 2. | 3.68 | 0.8 | 0.115 | 30 | 1.14 | 0.8 | 1.46 |
| 19.9 | 199 | 1.99 | 19.9 | 6.63 | 66.3 | 1.96 | 3.61 | 0.8 | 0.114 | 30 | 1.13 | 0.8 | 1.44 |

4.Principes d'élaboration des schémas de tir (en c.o).

4.1 INTRODUCTION:

Diverses méthodes générales d'abattage des roches à ciel ouvert ont été utilisées dans le passé ,en particulier avec des trous de mine horizontaux , mais ces techniques sont presque définitivement abandonnées pour des raisons de sécurité,de granulométrie et de nuisance.Pour cette raison l'analyse qui sera présentée se limitera aux conditions de tir en gradins à trous de mines verticaux (et inclinés).

L'élaboration d'un schéma de tir doit aboutir à la détermination des paramètres suivants:

- * la blocométrie;
- * la foration;
- * le choix de l'explosif;
- * le type d'amorçage;
- * la séquence d'initiation des charges;et
- * les paramètres géométriques du schéma de tir:
 - le diamètre du trou de mine;
 - la hauteur du gradin;
 - le nombre de rangées;
 - la largeur de la banquette;
 - le rapport de maille;
 - la longueur de la surforation;
 - la nature et la longueur du bourrage;et
 - l'inclinaison du trou.

Il sera donc présenté dans ce qui suit,d'une manière succincte,comment

choisir ou déterminer les paramètres d'élaboration du schéma de tir.

4.2 CARACTERISATION DE LA BLOCOMETRIE:

(§16,20)

La blocométrie qui est l'appréciation de la distribution des blocs, selon leur dimension, dans le tas de roches abattues, peut être représentée par:

- * la dimension maximale des blocs;
- * la taille moyenne des blocs;
- * le fuseau granulaire.

4.2.1 Dimension maximale des blocs abattus:

En pratique, cette dimension se détermine en fonction des paramètres des engins miniers .

a. Capacité du godet de l'excavateur (C_E):

$$d_{\max} \leq 0.8 * (C_E)^{(1/3)} \quad (m)$$

b. Dimension d'ouverture de la trémie de réception

ou bien celle du concasseur (Z):

$$d_{\max} \leq 0.8 * Z \quad (m)$$

c. Largeur de la bande du convoyeur (L_c):

$$d_{\max} \leq 0.5 * L_c + 0.1 \quad (m)$$

d. Capacité de la benne du camion (C_b):

$$d_{\max} \leq 0.5 * (C_b)^{(1/3)} \quad (m)$$

Les blocs qui ne satisfont pas à ces conditions sont considérés comme hors gabarits.

4.2.2 Taille moyenne des blocs:

D'après Kuznetsov, la taille moyenne des blocs dans le tas abattu est donnée par:

$$\bar{X} = K * (E * B * H)^{(1/6)} * E_S^{(-0.633)} \quad (m)$$

avec:

D : espacement des trous de mine (m);

B : banquette (m);

H : hauteur du gradin (m);

E_s : énergie spécifique de la volée (kj/t);

K : coefficient dépendant de la nature de la roche,

K=7 : roche moyennement fissurée;

K=10 : " dure, très fissurée;

K=12 : " dure, faiblement fissurée.

4.2.3 Détermination du fuseau granulaire:

Pour caractériser totalement le fuseau granulaire, Cunningham élaborera le modèle, ci-après, dit modèle de KUZ-~~RAM~~:

$$F(X) = 1 - \exp(-\ln(2) * (X/\bar{X})^n)$$

$$n = (2.2 - 14 * B/D) * (1 - W/B) * (1 + (E/B - 1)/2) * (L/H)$$

avec:

$F(X)$: fraction des passants à travers le tamis ;

X : ouverture du tamis;

D : diamètre du trou de mine (mm);

W : déviation de la foration (mm);

n : coefficient caractérisant la forme de la courbe (en général n varie de 0.8 à 2.2) .

4.3 FORATION:

(§8,10,17)

4.3.1 Généralités:

La réalisation d'un abattage consiste en la mise en oeuvre d'explosifs à l'intérieur de trous de forage.

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial dans le rendement du tir.

Il est donc nécessaire de définir les conditions de mise en oeuvre du bon tir. Les paramètres à prendre en compte sont : la longueur et le diamètre des trous.

Il est donc nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit ,avec la bonne orientation ,la bonne longueur ,et le bon diamètre.

4.3.2 Choix du matériel de foration:

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de:

- * la forabilité de la roche ,qui dépend de la nature de cette dernière et de ces caractéristiques (résistance à la compression et abrasivité) ;
- * de la structure du massif :hétérogénéités et discontinuités;
- * des caractéristiques d'exploitation :granulométrie recherchée , objectif de production ;
- * de l'environnement :présence d'habitations ,vibrations ,bruits , poussières.

4.3.3 Paramètres caractérisant l'engin de foration:

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par :

- * le diamètre de foration :dans les travaux miniers d'abattage,le diamètre de foration varie de 45 à 152 mm;
- * la profondeur à forer :elle détermine la plage de diamètres utilisables ,et peut,dans certains cas ,imposer une technique de foration. Par exemple,les engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en diamètre réduit.Un autre exemple peut donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;
- * la quantité de matériaux à abattre: elle est directement liée au rythme de production ,et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille.

Par exemple dans le cas d'une production importante ,le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance ,soit sur plusieurs machines moins importantes.

4.3.4 Réalisation de la foration:

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de foration utilisé ,un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage.

Dans tous les cas chaque forage doit être rigoureusement implanté en $x, y, z,$ et α (inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate forme bien réglée:

- * le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue;
- * le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un lever en altitude des points représentatifs de la plate forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les surprofondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration;
- * l'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée ,afin que que les explosifs mis en oeuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

En conclusion on dira que la qualité de la foration doit rester un objectif important de l'exploitant.

4.3.5 Techniques de foration:

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent:

- * un mouvement de rotation;
- * un mouvement d'avancement accompagné ou non d'un mouvement de percussion ;
- * un soufflage d'air comprimé destiné à permettre le remontée des débris de foration (l'air comprimé ,peut dans certains cas ,être remplacé par une injection d'eau ,de boue ou de mousse).

Les mouvements de rotation et de descente ,ainsi que la soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil

(taillant ,tricône ,outil de coupe)situé à la base du trou.

La roto-percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur)situé soit en surface (hors dutrou),soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou).

A partir de là on distingue quatre techniques de foration:

- * foration par roto-percussion avec marteau hors du trou;
- * " " " " " " " fond de trou;
- * " " coupe rotative avec outil à lames;
- * " rotary avec outil tricône.

a.Foration par roto-percussion avec marteau hors du trou:

Les matériels roto-percutants sont caractérisés par

- * la fréquence de frappe:1000 à 4000 coups par minute;
- * l' énergie par coup;
- * la possibilité ou non de faire varier l'un ou l'autre de ces paramètres.

En règle générale,une faible énergie et une fréquence élevée donnent de bons résultats en terrains tendres,mais ne permettent pas toujours une foration correcte en terrains durs.

b.Foration par roto-parcussion avec marteau fond de trou:

Cette méthode présente de nombreux avantages:

- * rectitude du trou,limitant les déviations et les risques de coincements par la présence du marteau immédiatement derrière le taillant;
- * l'énergie transmise au taillant est indépendante de la profondeur;
- * l'air de l'échappement est utilisé également pour le nettoyage du trou;
- * rendement élevé.

c. Foration par coupe rotative avec outil à lames:

Le matériel utilisé doit assurer sur l'outil une pression élevée et transmettre un couple élevé si l'on veut obtenir une pénétration correcte.

Le procédé est peu onéreux, mais il n'est utilisable qu'en roche peu abrasive et de résistance faible à moyenne.

d. Foration rotary par outil tricône:

Ce procédé est réservé à de très grosses exploitations ; il fait appel à de puissantes machines. L'outil utilisé comme broyeur permet de réaliser des trous à partir de 160 mm de diamètre.

4.4 CRITERS DE CHOIX DE L'EXPLOSIF:

(§4,3,7,6,10,12,13,14)

4.4.1 Généralités:

Un explosif industriel est une substance (ou mélange de substances) capable de libérer de très forte quantité d'énergie sous un faible volume (3 à 9 GJ/m³; 2 à 5 MJ/kg).

Cette énergie est libérée par décomposition de l'explosif, dont on distingue deux régimes:

- * la détonation sous l'effet de l'onde de choc: elle constitue le régime de décomposition le plus rapide, c'est donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants;
- * la déflagration: par rayonnement thermique.

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

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

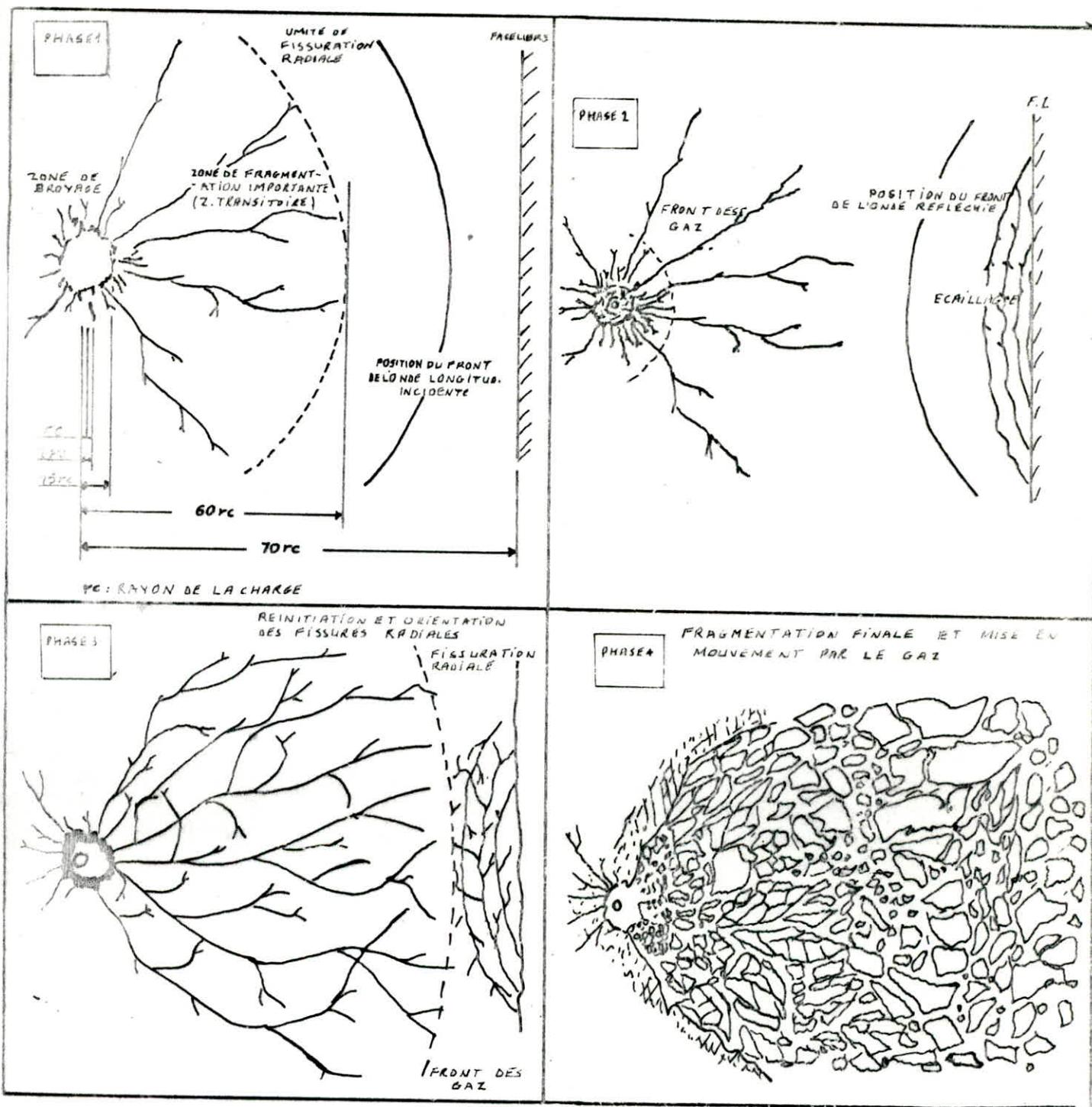


Fig 4.1 : Développement de la fissuration et de la fracturation .

Le mécanisme d'abattage résultant s'effectue selon divers processus indissociables:

- * fissuration sous l'effet de l'onde de choc, de la roche à divers niveaux (zone de broyage, zone de fissuration radiale, zone sismique);
- * accentuation sous l'effet de la pression des gaz, des fissures précédentes ou celles pré-existantes dans le massif, créant ainsi une fragmentation de la roche en place;
- * étalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

4.4.2 Composition et type d'explosifs:

a. Constituants des explosifs:

Certains explosifs sont des corps purs, correspondant à une formule chimique bien précise (exemples: penthrite, trinitrotoluène), mais en général les explosifs industriels sont des mélanges dont les constituants peuvent être:

- * des composés chimiques explosifs: obtenus en fixant sur une molécule organique des groupements nitrés contenant de l'oxygène, qui sert à brûler le carbone et l'hydrogène de la molécule: nitroglycérine, dinitroglycol, coton azotique ...;
- * des comburants: dont le rôle est d'apporter de l'oxygène pour permettre la combustion complète des composés organiques explosifs présents, et la combustion des ingrédients non explosifs: il s'agit, en général, de nitrates de minéraux comme le nitrate d'ammonium ou le nitrate de soude;
- * des combustibles: tourbe, farine de bois, aluminium, gomme de guar, ...

Certains combustibles ont un rôle annexe particulier comme par exemple

- l'absorption de la nitroglycérine et du dinitroglycol, pour diminuer la sensibilité au choc de l'explosif: cas de la tourbe ou de la farine de bois dans les dynamites pulvérulentes;

- l'apport d'énergie complémentaire à l'explosif:cas de l'aluminium
* des matières inertes et des additifs: pour conférer à l'explosif telle
ou telle autre propriété particulière, ou pour en faciliter la
fabrication, par exemple:

- le stéarate de calcium, produit hydrofuge améliorant la résistance
à l'eau de l'explosif;
- les allégeants, mouillants, gélifiants utilisés dans les bouillies;
- l'eau associé à un gélifiant, qui assure une bonne résistance à
l'humidité, des bouillies.

b. Types d'explosifs:

Actuellement on utilise six six grand types d'explosifs industriels:

* Les dynamites:

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange
de nitroglycérine et de dinitroglycol. C'est la proportion de dinitroglycol
qui assure la qualité antigel d'une dynamite (le point de congélation de la
nitroglycérine pure est de 15.4°C). Les autres composants sont des combusti-
bles et des comburants. Selon le taux de NGL, on distingue:

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

* Les explosifs nitratés:

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

* Les nitrates fuels:

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

* Les explosifs bouillies:

Les explosifs du type bouillie sont constitués par un mélange de combustibles (aluminium, huiles minérales, par exemple), de comburants (nitrates organiques, nitrate d'ammonium) et de matière inerte, pouvant contenir un composé chimique explosif, mais contenant au moins 5% d'eau. Ces explosifs sont utilisés sous deux formes distinctes:

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

* Les émulsions:

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

* Les nitrates fuels alourdis:

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

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

- de produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion de nitrate fuel est supérieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par gravité;
- de pâtes plus ou moins visqueuses contenant des granules épars de nitrate fuel lorsque la proportion de celui-ci est inférieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par pompage.

4.4.3 Caractéristiques pratiques des explosifs et critères de choix:

La plupart des mesures effectuées sur les explosifs présentent un

caractère strictement comparatif: on s'intéresse au comportement d'un explosif par rapport à celui d'autres explosifs dans des conditions expérimentales données, conditions pouvant être plus ou moins éloignées de conditions réelles d'utilisation.

a. Densité:

La densité des explosifs industriels et celle de leurs caractéristiques physico-chimiques qui a le plus d'influence sur leur comportement explosif (vitesse de détonation, énergie volumique,...).

La densité commerciale des explosifs encartouchés est obtenue en mesurant et en pesant l'explosif contenu par une cartouche commerciale.

En pratique pour la définition du plan de tir on utilise la densité réelle de chargement des explosifs dans les trous de mine, et qui dépend du comportement mécanique de l'explosif en fonction du mode de chargement.

Par exemple, le chargement par chute libre des cartouches dans les mines verticales profondes et le poids de la colonne d'explosif et éventuellement la présence d'eau peuvent provoquer des variations de quelques pourcents de la densité initiale des explosifs.

b. Diamètre critique de détonation:

C'est le plus petit diamètre à partir duquel la détonation d'un explosif est possible à l'air libre.

Bien que l'utilisation dans un trou de mine puisse du fait du confinement exercée par les terrains, abaisser la valeur du diamètre critique de détonation de l'explosif, il est évidemment souhaitable que le diamètre du trou soit supérieur au diamètre critique de détonation mesuré à l'air libre.

Le diamètre critique de détonation conditionne le type de chantier où l'explosif peut être utilisé:

- les explosifs destinés à une utilisation en travaux souterrains doivent avoir un diamètre critique de détonation relativement faible, compte tenu des valeurs usuelles des diamètres de foration

en travaux souterrains (moins de 50 mm);

- en ciel ouvert ou les diamètres de foration sont plus importants, peut utiliser des explosifs à diamètre critique de détonation élevé.

b. Sensibilité à l'amorçage:

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie, dite énergie d'activation. De plus cette énergie doit être apportée par unité de volume. Plus cette énergie sera faible et plus on pourra dire que l'explosif considéré est sensible.

En conséquence la facilité de mise en oeuvre des explosifs et le prix de revient d'un tir sont modifiés si l'amorçage des explosifs nécessite des artifices particuliers.

c. Sensibilité à l'onde explosive:

Au cours du chargement d'un trou de mine avec un explosif encartouché, il peut se produire que la file de cartouches soit interrompue par un intervalle d'air ou par la présence de fines de foration. La limitation des risques de ratés impose à l'explosif qu'il est une certaine aptitude à transmettre la détonation entre cartouches non jointives. Cette aptitude est caractérisée par le coefficient de self excitation (c.s.e.) de l'explosif considéré. Le c.s.e. est défini comme étant la distance, en cm entre deux cartouches identiques à laquelle la détonation de l'une des cartouches se transmet à la seconde avec une probabilité de 50%. Le c.s.e. est mesuré à l'air libre avec des cartouches de diamètre 30 mm et de masse 50 g, l'explosif étant encartouché à densité déterminée.

L'aptitude d'un explosif à transmettre la détonation entre cartouches non jointives peut être accrue, en pratique, du fait du confinement exercé par le trou de mine, et de la plus grande importance du diamètre des charges utilisées.

e. Résistance aux sollicitations climatiques:

On peut attendre des explosifs qu'ils aient certaines aptitudes à supporter les sollicitations climatiques comme l'humidité, le gel ou les températures atmosphériques élevées.

L'humidité réduit la sensibilité à l'amorce et l'aptitude à la transmission de la détonation. Il en est de même pour les basses températures.

La chaleur peut provoquer une exsudation de la nitroglycérine qui est très dangereuse. Cependant l'effet le plus courant d'une élévation de la température (30 à 40°C), sera un ramollissement de la cartouche et une accélération du vieillissement de l'explosif.

f. Performances:

** Vitesse de détonation:

La vitesse de détonation des explosifs de mine donne une idée de l'effet d'abattage à attendre du tir. Elle est grandement influencée par les conditions de tir.

Pour la plupart des explosifs, la vitesse de détonation croît avec la densité de l'explosif jusqu'à une certaine valeur ou elle présente un maximum au-delà duquel la détonation peut devenir impossible. Cette valeur de la densité ne peut être atteinte en pratique que si les explosifs sont comprimés accidentellement et de manière excessive au cours du tir.

La vitesse de détonation croît aussi avec le diamètre de la charge jusqu'à une certaine valeur, dite vitesse idéale, qui n'est pas atteinte avec les diamètres usuels.

La vitesse de détonation croît avec le confinement, c-à-d avec la résistance du matériau entourant la charge.

Par définition, la détonation de l'explosif est obtenue lorsque le front de décomposition atteint un régime permanent de progression dans la charge. La vitesse devient plus ou moins rapidement constante selon l'intensité de

l'amorçage. C'est pourquoi les cartouches amorces ou les bousters utilisés en fond de trou lorsque la charge principale n'est pas amorçable par un simple détonateur doivent être constitués par un explosif aussi puissant que possible. Dans le cas où la charge est amorcée latéralement par un cordeau détonant, la supériorité de la vitesse de détonation du cordeau détonant par rapport à celle de l'explosif est telle que le régime permanent est difficilement atteint.

** Energie des explosifs:

Il est possible d'obtenir les caractéristiques principales de la détonation d'un explosif par un calcul thermodynamique. On peut définir le potentiel théorique de l'explosif, à peu près égal à la quantité de chaleur qu'il dégage par décomposition chimique à volume constant. C'est le travail maximum que peuvent fournir les gaz d'explosion dans une détente illimitée. Cette valeur est calculable en supposant complète la décomposition de l'explosif. Les valeurs que l'on obtient sont alors des limites supérieures qui en pratique ne seront jamais dépassées. On peut donc dire qu'au cours d'un tir, l'énergie explosive réellement utilisée à l'abattage ne représente qu'une faible part de l'énergie chimique théorique. Le mode d'utilisation de cette énergie dépend dans une large mesure des conditions de tir: densité de chargement, diamètre de la charge, confinement, mode d'amorçage.

En laboratoire, l'énergie des explosifs peut être appréciée de différentes manières :

* Coefficient d'utilisation pratique: (C.U.P.)

On fait détonner une masse variable d'explosif (diamètre: 25 mm) dans un bloc de plomb de manière à obtenir le même volume 15 g d'acide picrique (explosif de référence) tiré dans les mêmes conditions. Le résultat exprime le rapport des masses en pourcents.

On note que l'appréciation de l'énergie d'un explosif par cette méthode

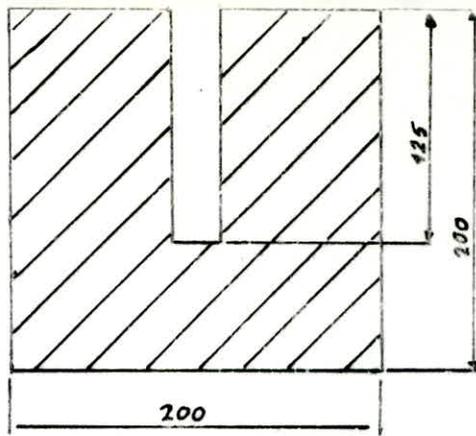


Fig. 4.2: schéma d'un bloc de plomb

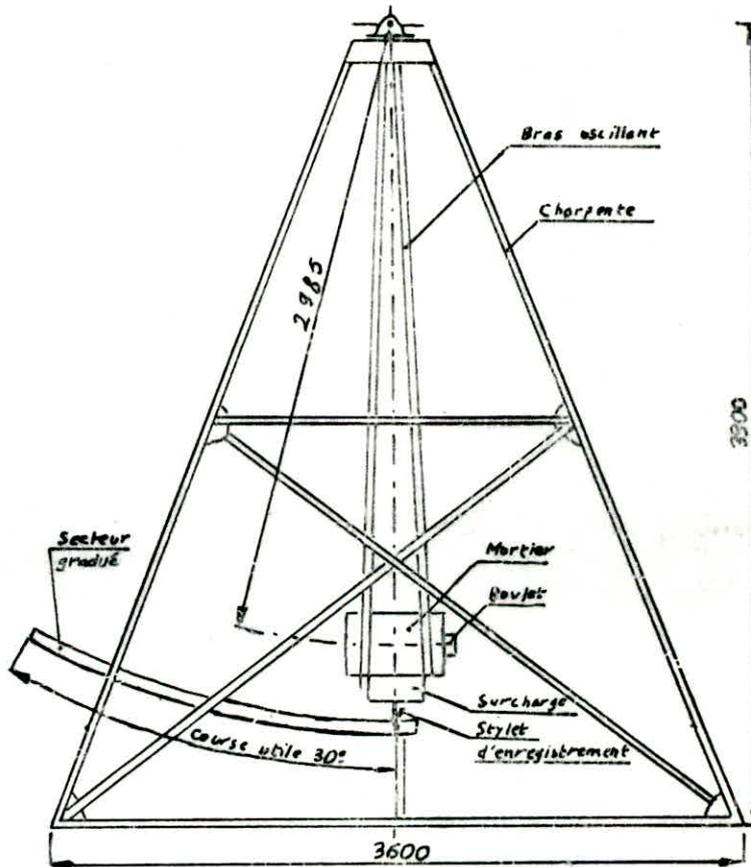


Fig. 4.3 : schéma du mortier balistique

ne renseigne aucunement sur les énergies de choc et de gaz.

* Travail au mortier balistique:(T.M.B.)

Un essai porta sur une charge d'une dizaine de grammes d'explosif tiré sous étui d'étain dans un mortier d'acier monté en pendule balistique et qui reçoit ,comme bourrage ,un boulet en acier.Lors du tir les gaz provenant de la décomposition de l'explosif se détendent en propulsant le boulet et en faisant reculer le mortier pendule.On enregistre le recul sue un secteur gradué.Le travail correspondant est rapporté au travail fourni par une charge d'acide picrique de même masse tirée dans les mêmes conditions.

Le tir au mortier balistique donne une idée sur l'énergie des gaz.

On peut remarquer que les principaux défauts de ces deux méthodes sont:

- charge réduite en diamètre et masse, très éloignée des conditions réelles de tir;
- diamètre de la charge proche ou même inférieur au diamètre critique des explosifs;
- importance de l'initiant par rapport à la charge .

* Mesure de l'énergie par détonation sous l'eau:

Lorsque une charge est tirée dans l'eau elle génère une onde de choc qui se propage dans l'eau et un volume de gaz qui oscille autour de sa position d'équilibre.

- Energie de choc:

L'énergie de choc au capteur est donnée par:

$$ec = (K_m * 4 \pi R^2) / (\rho_w * c_s) * \int (P(t))^2 dt$$

ec: énergie de choc au capteur;

R : distance charge-capteur;

ρ_w : masse volumique de l'eau;

c_s : vitesse du son dan l'eau;

P(t) : relation pression temps ;

K_m : coefficient lié à la chaîne de mesure ;

L'énergie de choc libéré par l'explosif est obtenue par :

$$E_c = \mu * K_f * e_c$$

E_c : énergie de choc de l'explosif ;

μ : coefficient d'absorption de l'énergie de choc par l'eau de la piscine (fonction de la densité et de la vitesse de détonation) ;

K_f : coefficient lié à la forme de la charge.

- Energie de gaz :

L'énergie de la bulle de gaz est obtenue par la relation :

$$T = K_1 * e_g^{1/3} + c * (K_1 * e_g^{1/3})^2$$

e_g : énergie de la bulle de gaz ;

T : durée de la première oscillation de la bulle de gaz ;

$$K_1 = 1.135 * c_s^{1/2} / p_h^{5/2}$$

c : coefficient de correction de dimension de la piscine (en pleine mer c=0) ;

p_h : pression hydrostatique totale.

L'énergie des gaz à la détonation est donnée par :

$$E_g = K_f * e_g$$

- Energie totale :

L'énergie totale E_t est :

$$E_t = E_c + E_g = K_f * (\mu * e_c + e_g)$$

Donc l'enregistrement des valeurs de pression en fonction du temps permet la mesure des énergies de choc et de gaz.

Notons que cette méthode est la seule qui permette de mesurer les énergies de choc et de gaz sur des masses convenables d'explosif (0.5 à 1 kg).

* Energie utile dans le mécanisme d'abattage de la roche :

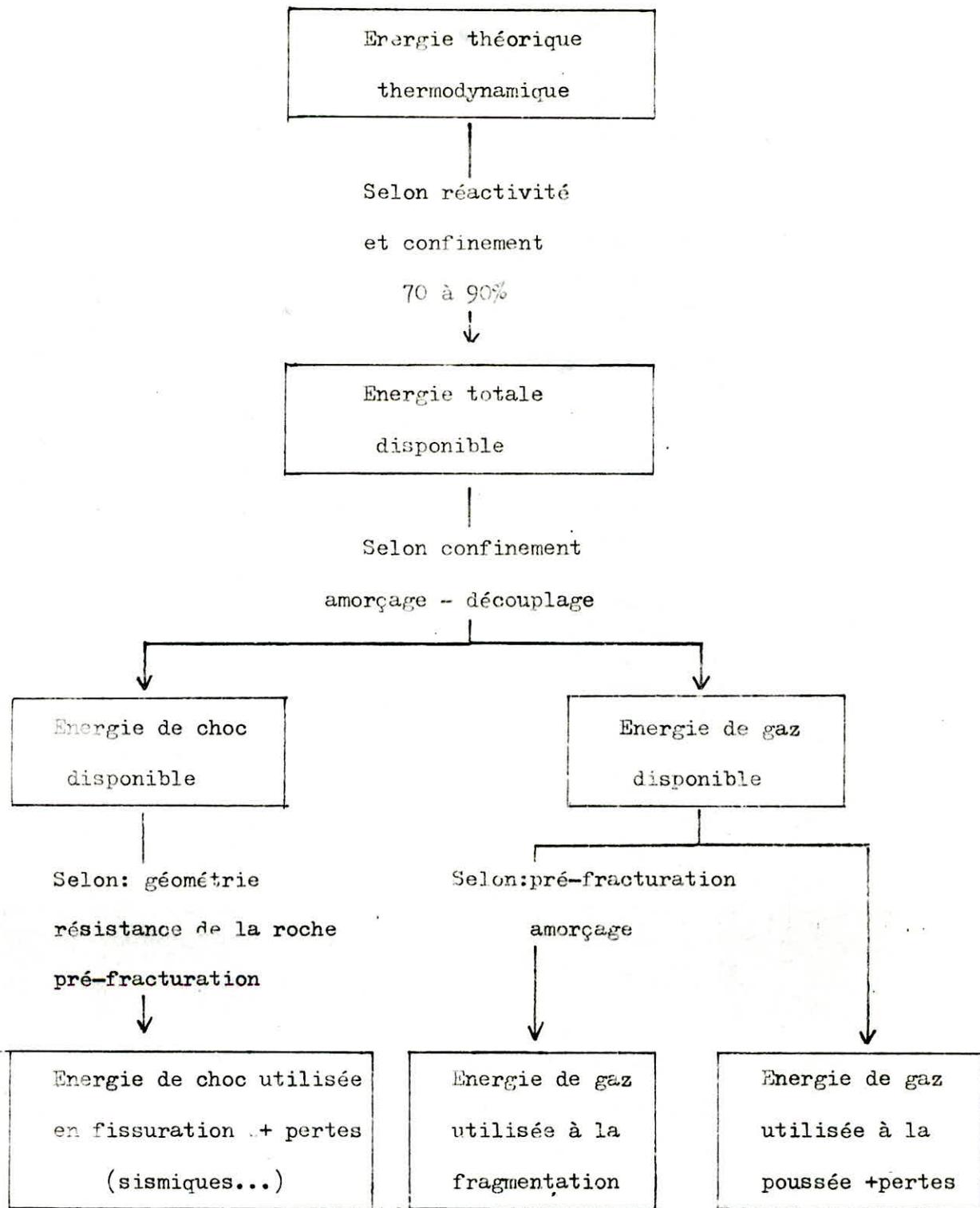


Fig 4.4 Energie utile dans le mécanisme d'abattage de la roche.

Les énergies déterminés par le test en piscine correspondent à des énergies disponibles. Selon le type de roches et le type d'explosif, ces deux énergies disponibles vont se répartir en énergie utilisée et en perte. Il est très difficile de déterminer des couples massifs rocheux-explosifs correspondant à cette nouvelle répartition d'énergie, car le massif rocheux a des besoins propres pour être abattu qui ne sont pas forcément en accord avec les énergies que l'on lui communique vu que la répartition choc-gaz disponible varie avec la résistance de la roche, de la fracturation pré-existante et de la géométrie du tir.

Il existe donc pour chaque cas pratique une énergie utile. On peut cependant, en première approximation, évaluer la fragmentation due au tir par l'énergie totale mesurée sous l'eau.

4.5 AMORÇAGE ET SEQUENCE D'INITIATION:

(§4,7,6,10)

4.5.1 Amorçage:

A/Introduction:

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

La réaction de décomposition de l'explosif étant amorcée l'énergie dégagée amorce une particule voisine et la réaction peut se développer de proche en proche, dans la substance explosive.

L'amorçage est donc un élément essentiel de la chaîne pyrotechnique car il conditionne la fiabilité, la qualité et la sécurité de la détonation et constitue la dernière opération de validation de la mise à feu.

B/ Différents systèmes d'amorçage:

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

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

* la première énergie thermique est apportée par :

- une mèche ou cordon Bickford (de plus en plus abandonné par la profession pour des raisons de sécurité); ou
- par un guide d'onde de choc à 2000 m/s dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz; ou
- une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique.
(voir fig). Ce mode d'amorçage est le plus répandu car il garantit, en général, la meilleure fiabilité.

* les compositions retardatrices brûlent dans des temps qui sont des multiples d'un certain retard (par exemple 100, 200, ou 500 ms) ou des temps qui sont multiples d'un certain micro retard (par exemple 20 ou 25 ms), selon qu'il s'agisse d'un détonateur à retard ou à micro-retard;

* cette composition retardatrice transmet l'ordre de feu à l'explosif primaire. Celui-ci prend instantanément le régime détonant;

* l'explosif primaire initie en détonant l'explosif secondaire.

C/ Amorçage de l'explosif:

a. Amorçage ponctuel:

L'amorçage par détonateur est appelé amorçage ponctuel. Autour du point source de la détonation l'énergie d'amorçage n'est pas isotrope; l'amorçage est favorisé si le détonateur est placé dans l'axe de la cartouche.

La chaîne pyrotechnique standard se compose de:

1. d'un générateur thermique , par exemple mèche lente ou perle d'allumage d'un détonateur électrique;
2. d'un explosif primaire en quantité voisine 0.6 à 2 g prenant le régime détonant sous l'influence d'un apport thermique minimum;
3. d'un explosif secondaire en quantité voisine de 0.6 g généralement suffisant pour apporter aux explosifs secondaires utilisés en masse par le mineur le minimum d'énergie nécessaire pour assurer leur décomposition.

Fig 4.5 : La chaîne pyrotechnique de l'amorçage.

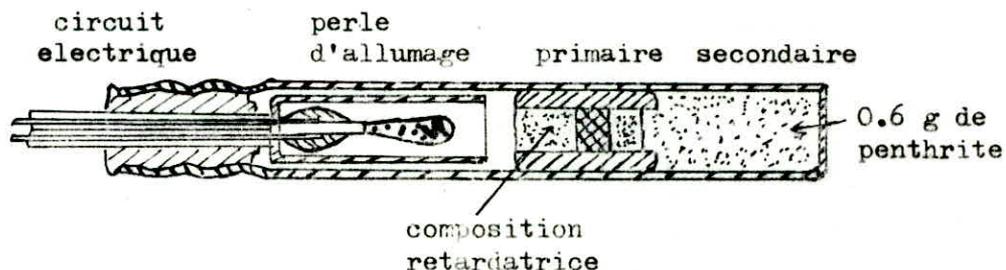


Fig 4.6 : Coupe d'un détonateur électrique .

b. Amorçage latéral:

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant. Le cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3.5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s).

c. Effets du mode d'amorçage sur l'énergie libérée par l'explosif:

D'après les résultats d'une étude sur le sujet, menée par R.Thiard les amorçages au cordeau détonant donnent généralement des rendements nettement inférieurs à ceux ponctuels.

Il est donc nécessaire de réaliser un amorçage de qualité pour tirer de l'explosif l'énergie et la puissance maximales.

d. Conclusion:

A la lumière de ce qui a été dit plus haut les conclusions suivantes s'imposent:

- * l'amorçage doit toujours être soigné et ne jamais être sous-dimensionné en énergie et en vitesse;
- * on préférera un amorçage ponctuel, éventuellement renforcé par boustour, à un amorçage latéral;
- * prendre en compte les conditions d'amorçabilité de l'explosif utilisé, sachant qu'elles diminuent en qualité avec le froid, le diamètre des cartouches, l'humidité, ...

Donc l'adéquation de l'amorçage à l'explosif est le meilleur atout pour prévenir les ratés.

4.5.2 Séquence d'initiation:

A/ Introduction:

Pour apprécier l'importance d'une séquence d'initiation donnons un aperçu sur l'effet des ondes réfléchies lors d'un tir.

Dès que l'onde de compression, résultant de la détonation, rencontre une interface libre ou une interface fixe elle se scinde en une onde de compression et une onde de tension. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux au point et d'autre de l'interface. Dans le cas de l'impédance

une discontinuité et en particulier une face libre elle se scinde en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux de part et d'autre de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche-air prise dans cet ordre, la réflexion est presque totale. L'onde réfléchie initie de nouvelles fissures dans le massif rocheux, contribuant ainsi à un affaiblissement du maximum de contrainte.

Il s'agit donc d'offrir la meilleure surface de réflexion à l'onde de choc afin de produire une fragmentation optimale pour le minimum d'énergie. La forme idéale, d'après Hagan, d'une telle surface est représentée sur la figure 4.7. Cependant pour les conditions réelles de tir la surface libre proposée à chaque trou de mine est représentée sur la figure 4.8, dans le cas d'une mise à feu instantanée des charges et sur la figure 4.9 dans le cas de détonations retardées des charges. On remarque que dans le deuxième cas la surface libre proposée à chaque trou est agrandie. De là l'importance de la séquence d'initiation à adopter pour chaque tir.

Séquencer l'initiation des charges d'une volée permet donc d'intervenir sur la fragmentation par la création de faces libres nécessaires au phénomène de fissuration et de limiter la charge unitaire par retard ce qui limite le niveau de vibrations engendrées par le tir (car on aura réduit le nombre de charges détonant au même instant).

B/ Différents types de combinaisons:

a. Utilisation de retards d'une même base en série:

$$* \xrightarrow{0} \xrightarrow{25} * \xrightarrow{25} * \xrightarrow{25} * \xrightarrow{25} * \dots$$

Dans ce type de combinaison chaque charge détone séparément.

b. Combinaison de deux bases de retard:

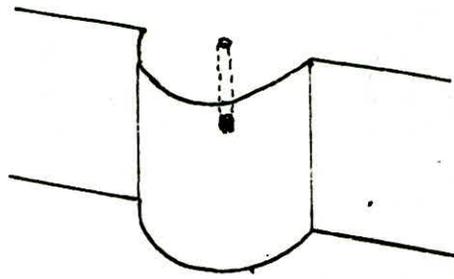


Fig 4.7 : Forme idéale d'une face libre (Hagan).

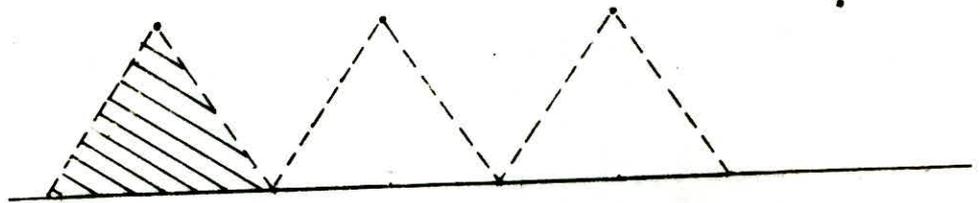


Fig 4.8 : La surface libre proposée à chaque trou pour une mise à feu instantanée de tous les trous.

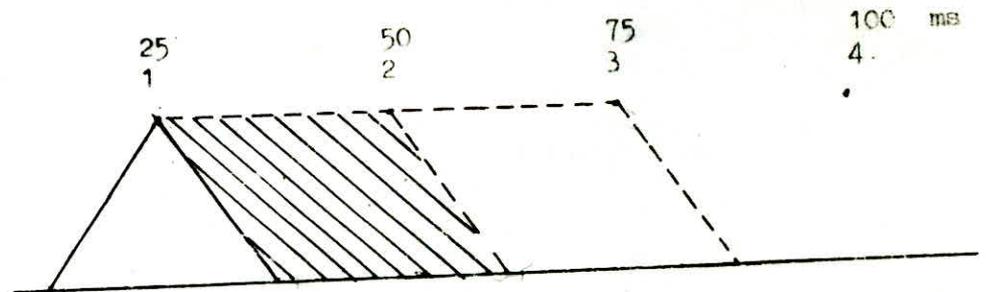
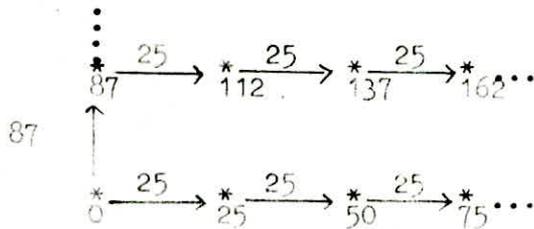


Fig 4.9 : Surface libre agrandie, proposée au trou n° 2 si sa détonation est retardée par rapport à celle du trou n° 1.



Dans ce cas aussi chaque charge détone séparément.

c. Autres combinaisons:

D'autres combinaisons sont possibles, avec détonation de plus d'une charge en même temps. Ces combinaisons sont utilisées pour leur efficacité quant au résultat en fragmentation. Elles risquent cependant, d'être nuisibles quant au niveau de vibrations résultant. Ces combinaisons sont obtenues par ordinateurs en utilisant des logiciels professionnels élaborés par les grands laboratoires mondiaux.

4.6 ANALYSE DES PARAMETRES GEOMETRIQUES LORS DE LA CONCEPTION

D'UN SCHEMA DE TIR:

4.6.1 Diamètre du trou de mine:

Le diamètre du trou de mine est essentiellement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant .

Le diamètre du trou de mine est aussi choisi en fonction:

- * du volume de production par tir ;
- * de la hauteur du gradin ;
- * du niveau de vibrations et de bruit admis ;
- * du coût de la foration ; (il diminue, généralement, avec l'augmentation du diamètre de foration);

4.6.2 Hauteur du gradin:

Ce paramètre dépend:

- * du volume de production (objectif de production);

- * des performances des engins de chargement ;
- * de l'engin de foration ,par sa compatibilité avec la hauteur du gradin ;
- * de l'environnement qui limite parfois la charge du trou;
- * de la nature de la roche.

4.6.3 Banquette:

Elle dépend:

- * de l'explosif car elle varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif;
- * des objectifs technico-économiques ,car elle est le facteur clé de la consommation d'explosif;

4.6.5 Longueur de la surforation:

La surprofondeur favorise la sortie du pied du gradin ;ceci améliore les conditions de travail des engins de chargement .La longueur de la surforation augmente avec la profondeur du trou de mine et le nombre de rayées.

4.6.6 Longueur et nature du bourrage:

L'objectif du bourrage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs.

Les plus grandes valeurs de la longueur de bourrage correspondent aux roches de faible résistance au tir.

L'efficacité du bourrage dépend de sa nature.Très fréquemment les produits de foration sont employés pour le bourrage .On utilise aussi des terres comme le sable ou l'argile.La tendance actuelle est à l'utilisation de matériaux plus grenus,par exemple des gravillons ,afin de favoriser une certaine porosité aux gaz dûs à l'explosion et éviter ainsi un dégagement brutal du bourrage,en empêchant la fissuration des zones en tête du trou.

Notons que la longueur du bourrage est aussi fonction du mode d'amorçage.

4.6.7 Inclinaison du trou:

L'inclinaison des trous ,notamment de la première rangée peut apporter les avantages suivants:

- * meilleur découpage du front ;
- * allongement du trou ,donc des charges explosives ;
- * moins de blocs en tête ,avec moins d'effets arrières sur le bord du gradin.

Il est à noter que la contrainte de l'inclinaison du trou réside dans la relative précision de positionnement de l'engin de foration .

L'inclinaison du trou est ainsi liée au mode de foration et à la qualité du foreur.

4.7 METHODE DE CONCEPTION:

(§6,10,11,15,17,18,20,23,24,26,28)

Afin de déterminer les paramètres du schéma de tir nous utiliserons la méthode de Langefors.

Rappelons que cette méthode est basée sur de nombreuses études et observations sur le terrain.

Nous présenterons , par la suite , deux méthodes de calcul de la consommation spécifique d'explosif: les méthodes soviétiques classique et énergétique.

4.7.1 Méthode de Langefors:

a. Banquette maximale: B_{max}

$$B_{max} = 0.03 * D * ((s_f * P) / (c * f * E/B))^{1/2} \quad (m)$$

$$\text{avec : } H = 1.8 * B_{max}$$

D : diamètre du trou de mine ; (mm)

s_f : puissance de poids de l'explosif de la charge de fond ; (weight strenght)

Langefors définit le coefficient s par:

$$s = 5/6 * E_t/E_{to} + 1/6 * v_g/v_{go}$$

E_t : énergie totale dégagée par l'explosif ;

v_g : volume de gaz dégagé par l'explosif ;

E_{to} et v_{go} sont les valeurs correspondant à celles de la dynamite suédoise (dynamite de référence), la "DYNAMEX M :

$$E_{to} = 4700 \text{ kJ/kg}$$

$$v_{go} = 900 \text{ l/kg} \quad (\text{dans les conditions normales N.T.P.})$$

$$v_d = 5000 \text{ m/s}$$

$$\rho = 1.4 \text{ kg/dm}^3$$

Cependant ne disposant pas des valeurs de v_g et E_t pour les différents explosifs fabriqués en Algérie, on pourra utiliser

les rapports des coefficients d'utilisation pratique (§10) en fixant une dynamite de référence (GELANIT II).

P : densité de chargement de l'explosif de la charge de fond; (kg/dm³)

$$P = k_{ch} * (D_e/D)^2 \quad (\text{kg/dm}^3) \quad (\S 24)$$

k_{ch} : densité commerciale de l'explosif ; (kg/dm³)

D_e : diamètre de la charge d'explosif ; (mm)

D : diamètre du trou de mine ; (mm)

k_{ch} : coefficient de tassement de l'explosif .

c : résistance au tirage ; (kg/m³)

f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine.

Des valeurs de f sont données en fonction de l'inclinaison du trou dans le tableau 4.1 .

E/B: rapport de maille.

Tableau 4.1 :

| | | | |
|----------|---|-----|------|
| α | 0 | 20 | 30 |
| f | 1 | 0.9 | 0.85 |

b. Charge linéaire de fond: L_f

$$L_f = 0.8 * (c * f) / s_f * (E/B) * B_{max}^2 \quad (\text{kg/m})$$

c. Charge linéaire de colonne: L_c

$$L_c = 0.4 * L_f \quad (\text{kg/m})$$

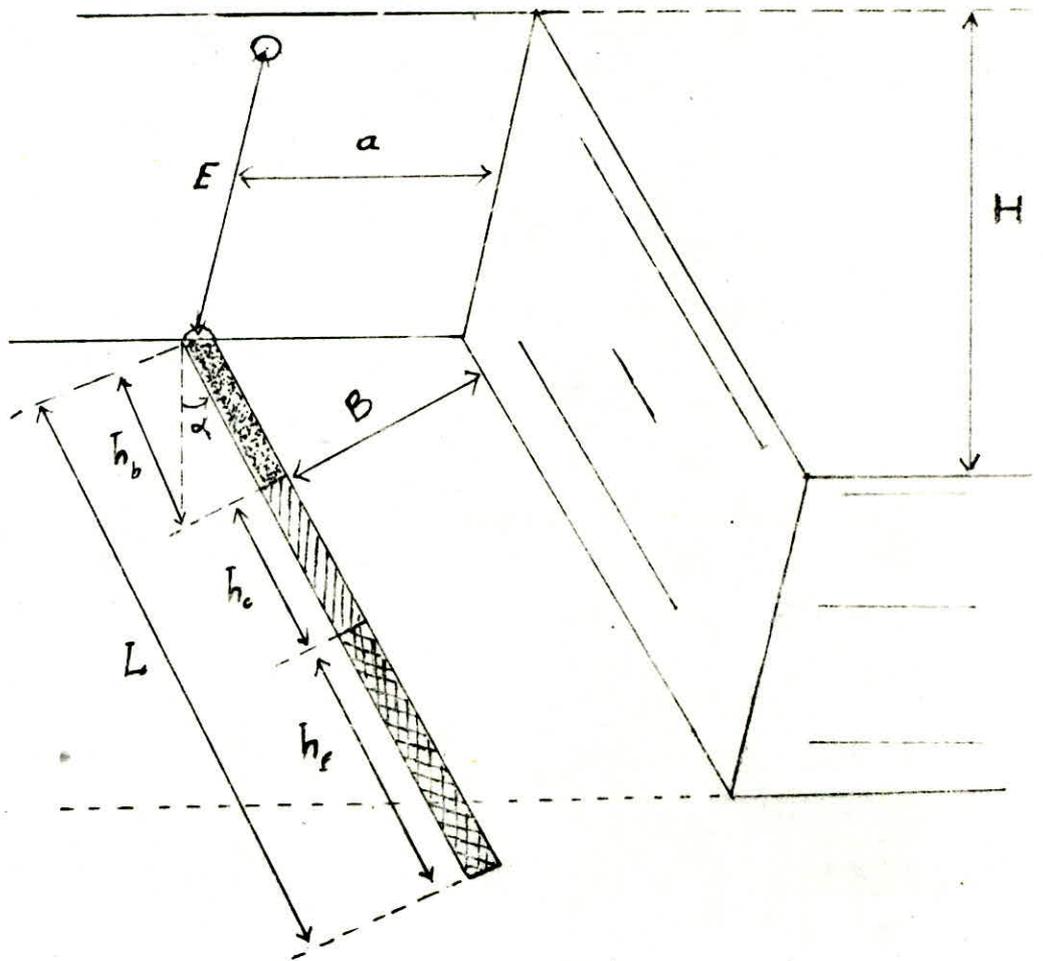
d. Surprofondeur: l_s

$$l_s = (0.2 \text{ à } 0.35) * B_{max} \quad (\text{m})$$

e. Profondeur du trou de mine: L

$$L = (H + l_s) / \cos(\alpha) \quad (\text{m})$$

α : inclinaison du trou de mine (par rapport à la verticale).



Données géométriques d'un schémas de tir.

f. Déviation de forage: w

$$w = (3 * D/1000) + (3 * L/100) \quad (m)$$

D est exprimé en mm;

L " " " en m.

g. Banquette pratique: B

$$B = B_{\max} - w \quad (m)$$

h. Espacement des rangées: a

$$a = B / \cos(\alpha) \quad (m)$$

i. Espacement pratique des trous: E

Pour une fine fragmentation : $E = (1.2 \text{ à } 1.5) * B \quad (m) ;$

Pour une fragmentation moyenne : $E = (1 \text{ à } 1.2) * B \quad (m) ;$

Pour la production d'embrochements : $E = B$

j. Hauteur de la charge de fond: h_f

$$h_f = B_{\max} + l_s \quad (m)$$

k. Quantité d'explosif de la charge de fond: Q_f

$$Q_f = L_f * h_f \quad (kg)$$

l. Longueur de bourrage: h_b

$$h_b = (0.5 \text{ à } 1) * B_{\max} \quad (m)$$

m. Hauteur de la charge de colonne: h_c

$$h_c = L - (h_f + h_b) \quad (m)$$

n. Quantité d'explosif de la charge de colonne: Q_c

$$Q_c = L_c * h_c \quad (m)$$

o. Charge totale d'explosif par trou de mine: Q_t

$$Q_t = Q_f + Q_c \quad (kg)$$

p. Volume de roche abattue par la détonation de la charge
d'un trou de mine: V

$$V = H * E * B / \cos(\alpha) \quad (m^3)$$

q. Consommation spécifique d'explosif: q

$$q = Q_t / V \quad (\text{kg/m}^3)$$

$$q = Q_t / (\gamma * V) \quad (\text{kg/t})$$

r. Détermination du nombre de trou de mine: N_t

Si l'objectif de production est de $O_p(t)$ alors:

$$n_t = O_p / (\gamma * V)$$

Si le nombre de rangées de trous de mine est n_{rang} alors le nombre de trous de mine par rangée (N_t/n_{rang}) est calculé de la manière suivante:

* considérons la partie entière de n_t : $\text{Ent}(n_t)$;

* soit r le reste de la division: $\text{Ent}(n_t) / n_{\text{rang}}$;

* le nombre de trous de mine effectif est: $N_t = \text{Ent}(n_t) * n_{\text{rang}} + r$;

d'où le nombre de trous de mine par rangée:

$$N_t/n_{\text{rang}} = \text{Ent}(n_t) + r/n_{\text{rang}}$$

Sachant cela, la production effective par volée sera:

$$M_{\text{eff}} = (\gamma * V) * N_t \quad (\text{t})$$

s. Quantité totale d'explosif utilisé: $Q_{\text{volée}}$

$$Q_{\text{volée}} = Q_t * N_t \quad (\text{kg})$$

t. Taux de foration: T_f

$$T_f = L / (100 * V) \quad (\text{cm/m}^3)$$

** Cas des gradins bas:

Compte tenu de la hauteur de bourrage h_b et de la longueur de la charge de fond h_f , il peut arriver lorsque les gradins sont bas

($H \leq 1.8 * B_{\text{max}}$), que la longueur du trou ne soit pas suffisante pour permettre la mise en place d'une charge de colonne.

Dans ce cas :

* la banquette maximale est donnée par le tableau 4.2;

* l'inclinaison des trous recommandée est de 27° ;

* la charge de pierre s'étend jusqu'à une hauteur B_{max} du sommet.

| Haut. gradin (m) | D= | Banquette maximale (m) | | | | | | | | | | |
|---------------------|----|------------------------|------|------|------|------|------|------|------|-----|--------|--|
| | | 25 | 29 | 32 | 36 | 40 | 45 | 50 | 63 | 75 | 100 mm | |
| 0.3 | | 0.50 | 0.55 | 0.58 | 0.62 | 0.67 | 0.70 | 0.73 | | | | |
| 0.45 | | 0.60 | 0.62 | 0.66 | 0.70 | 0.78 | 0.84 | 0.90 | | | | |
| 0.6 | | 0.68 | 0.72 | 0.76 | 0.80 | 0.87 | 0.94 | 1.0 | 1.15 | 1.3 | | |
| 0.9 | | 0.85 | 0.87 | 0.90 | 1.0 | 1.05 | 1.10 | 1.20 | 1.35 | 1.5 | 1.8 | |
| 1.2 | | 0.95 | 1.0 | 1.10 | 1.20 | 1.25 | 1.30 | 1.40 | 1.55 | 1.7 | 2.0 | |
| 1.5 | | 1.05 | 1.10 | 1.20 | 1.30 | 1.35 | 1.45 | 1.50 | 1.7 | 1.8 | 2.2 | |
| 1.8 | | 1.10 | 1.20 | 1.30 | 1.40 | 1.50 | 1.60 | 1.70 | 1.8 | 2.0 | 2.3 | |
| 2.1 | | 1.15 | 1.30 | 1.35 | 1.45 | 1.55 | 1.70 | 1.80 | 2.0 | 2.2 | 2.5 | |
| 2.4 | | | 1.35 | 1.45 | 1.50 | 1.65 | 1.80 | 1.90 | 2.1 | 2.3 | 2.7 | |
| 2.7 | | | | 1.5 | 1.60 | 1.75 | 1.90 | 2.00 | 2.2 | 2.4 | 2.9 | |
| 3.0 | | | | | 1.65 | 1.80 | 2.0 | 2.10 | 2.3 | 2.5 | 3.0 | |
| 3.3 | | | | | | 1.85 | 2.00 | 2.10 | 2.4 | 2.6 | 3.2 | |
| 3.6 | | | | | | | 2.05 | 2.20 | 2.5 | 2.8 | 3.3 | |
| 3.9 | | | | | | | 2.10 | 2.25 | 2.6 | 2.9 | 3.5 | |
| 4.2 | | | | | | | | 2.30 | 2.7 | 3.0 | 3.6 | |
| 4.8 | | | | | | | | | 2.8 | 3.2 | 3.8 | |
| 5.1 | | | | | | | | | 2.9 | 3.4 | 4.0 | |
| 6.0 | | 1.15 | 1.35 | 1.5 | 1.65 | 1.85 | 2.10 | 2.30 | 2.9 | 3.4 | 4.2 | |

Tableau 4.2 : Banquette maximale B_{\max} pour gradins bas ($H = 1.8 * B_{\max}$), dans les hypothèses:
 $E/B_{\max} = 1.25$, $l_e = 1.27$.

(D'après Langefors (§24))

4.7.2 Estimation de la consommation spécifique d'explosif

d'après la méthode soviétique classique:

$$q = c * K_{exp} * K_a * K_d * K * K_{ch} * K_{sd} \quad (\text{kg/m}^3)$$

c : coefficient de tirage; (kg/m^3)

K_{exp} : coefficient d'utilisation pratique de l'explosif utilisé;

K_a : coefficient tenant compte de l'angle de gisement de la couche exploitée :

$$K_a = 1 - 0.1 * \sin(2 * \alpha)$$

K_d : coefficient tenant compte de la dimension maximale admissible des blocs de la roche abattue :

$$K_d = 0.5 / d_{max} \quad d_{max} \text{ (m)}$$

K : coefficient tenant compte de la masse volumique des roches :

$$K = \gamma / 2.16 \quad (\text{t/m}^3)$$

K_{ch} : coefficient de tassement de l'explosif utilisé;

K_{sd} : coefficient tenant compte du nombre de surfaces libres entourant le trou de mine :

$$K_{sd} = (0.665)^{n-1}$$

n : nombre de surfaces libres.

4.7.3 Estimation de la consommation spécifique d'explosif

d'après la méthode soviétique énergétique:

$$q = (\epsilon_d + \epsilon_f) * E_t^{-1} * (1+b) \quad (\text{kg/m}^3)$$

ϵ_d : énergie de destruction (kj) :

$$\epsilon_d = (\sigma_d^2 * N_f * 10^{-3}) / (2 * E_d) \quad (\text{kj})$$

σ_d : force de destruction (Pa) :

$$\sigma_d = 0.1 * \sigma_{da} + \sigma_{td} \quad (\text{Pa})$$

σ_{da} : contrainte de compression dynamique (Pa);

σ_{td} : " traction dynamique (Pa);

$$\sigma_{td} = R_c * c_d \quad (\text{Pa})$$

$$\sigma_{td} = R_t * c_d \quad (\text{Pa})$$

c_d : rapport dynamique : 2 à 4

E_d : module d'élasticité dynamique (Pa);

N_f : degré de fragmentation (%)

$$N_f = 240 - 110 * \log(d) + 5.5 * (\log d)^2$$

d : dimension moyenne des blocs fragmentés passibles d'être chargés par la chargeuse ; (cm)

$$d = B_c / 6.5 \quad (\text{cm})$$

B_c : largeur du godet de la chargeuse (cm)

ϵ_f : énergie de foisonnement (kj);

$$\epsilon_f = 10^{-3} * (v_c^2 * \gamma * \ln(v_f * l_{cd})) / 2 \quad (\text{kj})$$

γ : masse volumique de la roche (kg/m^3) ;

v_c : vitesse de déplacement des roches (m/s) ;

$$v_c : 10 \text{ à } 15 \text{ m/s}$$

K_f : coefficient de foisonnement;

l_{cd} : distance inter centres de gravités : massif - tas abattu (m);

E_t : énergie totale spécifique développée par l'explosif utilisé (kj/kg)

η : coefficient d'utilisation de l'énergie ;

$$\eta : 0.04 \text{ à } 0.06$$

5. Application à la carrière de Si-Mustapha.

5.1 INTRODUCTION:

Conformément à l'étude des propriétés géomécaniques et technologiques du gisement de grano-diorites de Si-Mustapha nous allons un plan de tir applicable pour la phase primaire d'exploitation du troisième gradin qui est en en cours de préparation.

Vu les problèmes rencontrés et notamment ceux liés à l'usure :

- * des godets des chargeuses ;
- * des bennes des camions ;
- * des mâchoirs du concasseur primaire ;

qui est la conséquence des hautes abrasivité et dureté de la roche, nous nous fixerons comme objectif pour l'établissement du schéma de tir , l'obtention d'une fragmentation poussée des roches afin de faciliter les opérations de chargement et surtout dans le soucis de limiter l'action abrasive de la roche.

Nous tiendrons donc compte ,primordialement ,dans ce qui suit de cet objectif.

5.2 DETERMINATION DE LA DIMENSION MAXIMALE ADMISSIBLE

DES BLOCS ABATTUS:

* Capacité du godet de la chargeuse: $C_E = 2.4 \text{ m}^3$

$$d_{\max} \leq 0.8 * (2.4)^{1/3} = 1.07 \quad (\text{m})$$

* Capacité de la benne du camion: $C_b = 20.6 \text{ m}^3$

$$d_{\max} \leq 0.5 * (20.6)^{1/3} \quad (\text{m})$$

* Dimension de l'ouverture du concasseur : $Z = 1.25 \text{ m}$

$$d_{\max} = 0.8 * 1.25 = 1 \text{ m}$$

On considèrera comme hors gabarits les blocs dans la dimension dépasse 1 m.

5.3 FORATION:

Etant donné que les grano-diorites de Si-Mustapha sont caractérisés par (voir appréciation de la forabilité au 3.4):

- * une forabilité difficile ;
- * une dureté élevée ;
- * une haute abrasivité ;
- * la non homogénéité ;

et vu les problèmes rencontrés au cours de la foration rotative (actuellement utilisée à la carrière) à savoir:

- * usure des taillants ;
- * cassure des taillants ;
- * temps de foration important ;

nous proposons le mode de foration roto-percutant à marteau fond de trou. (voir avantages au 4.3.5.b)

5.4 CHOIX DE L'EXPLOSIF:

Vu que l'on est en présence d'une roche dure, faiblement fissurée et à haute valeur de vitesse de propagation des ondes de compression, il est judicieux de choisir un explosif énergétique, dégageant un volume de gaz non important, car on a surtout besoin d'une fragmentation poussée de la roche, et à vitesse de détonation relativement élevée afin de vérifier au mieux le rapport d'impédance.

Sachant cela nous choisirons comme explosif la GELANIT II. (Voir caractéristiques.)

| Caractérist. Explosif | C.U.F | Densité | Vitesse de (m/s) | Coefficient de tassement | Energie (kj/kg) | s |
|--------------------------|-------|---------|---------------------|-----------------------------|--------------------|------|
| GEONIT | 1.45 | 1.5 | 5800 à 6100 | 1.2 | 5000 | 1.12 |
| GELANIT II | 1.3 | 1.4 | 5460 à 5700 | 1.2 | 4700 | 1. |
| CARRINIT | 1.24 | 1. | 4500 | 1.15 | 3500 | 0.95 |
| MAGNANIT II | 1.15 | 1.05 | 4600 | 1.1 | 3000 | 0.88 |
| MAGNANIT III | 1.09 | 1. | 4200 | 1.1 | 3000 | 0.84 |
| ANTONIL | 1.04 | 0.85 | 3000 | 1. | 2700 | 0.8 |

Principales caractéristiques des explosifs commercialisés en Algérie. (§ 25)

$$s = \frac{C.U.F_{\text{expl.}}}{C.U.F_{\text{GELANIT II}}}$$

5.5 DETERMINATION DES PARAMETRES DU PLAN DE TIR PAR LA

METHODE DE LANCEFORS:

Pour la détermination des paramètres du plan de tir nous utiliserons le progiciel "MBTIR" (voir annexe).

L'optimisation portera sur les calculs des paramètres pour quatre diamètres de foration différents, quatre longueurs de sous-forations et quatre rapports de maille différents; ceci en considérant des trous de mine verticaux ($\alpha=0^\circ$). Nous avons limité la longueur du bourrage terminal à $0.75 * B_{max}$ vu que l'on utilisera un amorçage fond de trou.

Vu l'objectif fixé plus haut, nous retiendrons la variante à dimension moyenne des blocs abattus minimale, d'où la contrainte d'optimisation.

La variante retenue sera donc choisie parmi 64 propositions.

Ci-dessous la liste des principaux paramètres de calcul:

- * hauteur du gradin : 15 m ;
- * coefficient de tirage : 0.366 kg/m^3 ;
- * coefficient de fragmentation : 11 ;
- * diamètres de foration testés : 85 , 90 , 100 , 110 mm ;
- * diamètres correspondants des charges : 60 , 80 , 80 , 80 mm ;
- * longueurs de sous foration testées (en fraction de B_{max}) : 0.2 , 0.25 , 0.3 , et 0.35 ;
- * longueur du bourrage terminal (en fraction de B_{max}) : 0.75 ;
- * rapports de maille testés : 1 , 1.2 , 1.3 , 1.5 ;
- * densité de l'explosif : 1.4 kg/dm^3 ;
- * coefficient de tassement de l'explosif : 1.2 ;
- * puissance de poids de l'explosif : 1 ;
- * énergie spécifique totale développée par l'explosif : 4700 kJ/kg .

** Resultats:

Nous présenterons ci-dessous le détail de la variante optimale trouvée

par "MBTIR" :

- * rapport de maille : 1.5 ;
- * banquette pratique : 3.37 m ;
- * espacement des trous de mine : 5.06 m ;
- * longueur de surforation : 1.469 m ;
- * quantité de la charge de fond : 43.9 kg ;
- * quantité de la charge de colonne : 23.7 kg ;
- * hauteur de la charge de fond : 5.67 m ;
- * hauteur de la colonne : 7.65 m ;
- * hauteur du bourrage : 3.15 m ;
- * consommation spécifique d'explosif : 0.264 kg/m³ ;
- * taux de foration : 6.43 cm/m³ ;
- * énergie spécifique de la volée : 495.9 kj/t ;
- * dimension moyenne des blocs dans le tas de roches abattues: 545.29 mm;
- * granulométrie estimée obtenue par simulation :

| | | | | | | | | | | |
|--------------------|------|------|------|------|------|------|-----|------|------|------|
| Maille (m) | 0.2 | 0.4 | 0.6 | 0.8 | 1. | 1.2 | 1.4 | 1.6 | 1.8 | 2. |
| % des blocs inf. à | 10.4 | 32.5 | 56.2 | 75.4 | 87.9 | 94.8 | 98. | 99.3 | 99.8 | 99.9 |

(voir courbe obtenue).

** Construction de la charge d'explosif:

Calculons la hauteur réelle " h_{cr} " de la charge de colonne.

$$\text{On a : } L_c = 0.4 * L_p$$

$$\text{Or : } Q_c = L_c * h_c = 0.4 * h_c * L_p$$

$$\text{Donc : } Q_c = (0.4 * h_c) * L_p = h_{cr} * L_p$$

$$\text{D'où : } h_{cr} = 0.4 * 7.61 = 3.04 \text{ m}$$

La longueur des bourrages intermédiaires sera donc :

$$h_{bi} = h_c - h_{cr} = 7.61 - 3.04 = 4.57 \text{ m.}$$

GRANULOMETRIE ESTIMEE

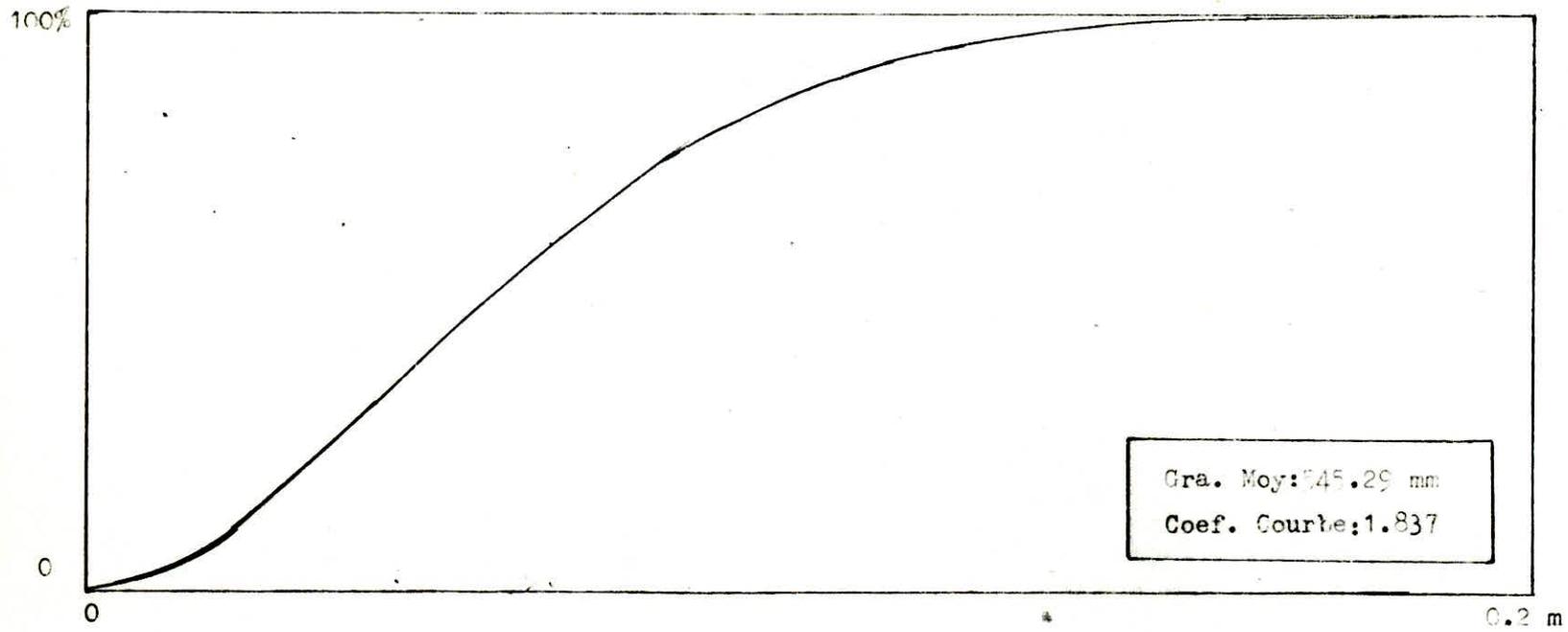


Fig 5.1 Simulation du progiciel "MBTIR".

Nous répartissons la charge de colonne en deux ; la longueur de chaque charge est :

$$h_{cr1} = h_{cr2} = h_{cr} / 2 = 3.04 / 2 = 1.52 \text{ m}$$

La longueur de chaque bourrage intermédiaire est :

$$h_{b1} = h_{b2} = 4.57 / 2 = 2.28 \text{ m} .$$

**** Amorçage:**

Afin d'utiliser au mieux toute l'énergie dégagée par l'explosif , nous proposons pour l'amorçage des charges du trou de mine , un amorçage en fond de trou en utilisant des détonateurs électriques (cet amorçage est suffisant pour la GCLANIT). De plus , et dans le but d'obtenir la meilleure fragmentation possible nous proposons l'amorçage de chaque partie chargée , isolément (ceci en se basant sur les résultats d'essais effectués par Melnikov et Morzenko). Nous utiliserons donc trois détonateurs électriques par trou de mine . Les détonations seront retardées l'une par rapport à l'autre ; la charge de fond détonant en premier. (Voir fig. 5.2)

**** Nature du bourrage:**

Afin d'éviter un débouillage brutal , ce qui engendrerait une fissuration en tête de gradin , nous proposons l'emploi d'un matériau de bourrage favorisant une certaine porosité aux gaz dégagés par l'explosion , à savoir des gravillons.

**** Conclusion:**

Le plan de tir ainsi arrêté constitue un modèle de départ pour une application sur le terrain . Il s'agira d'en améliorer la configuration en s'appuyant directement sur les résultats obtenus , sachant que c'est le meilleur moyen d'appréciation.

Nous tenons à faire remarquer que de telles appréciations ne peuvent être fructueuses que si l'implantation , sur le terrain , des schémas de tirs est soignée à tous les niveaux (foration , chargement , circuit d'amorçage..)

Echelle 1/100

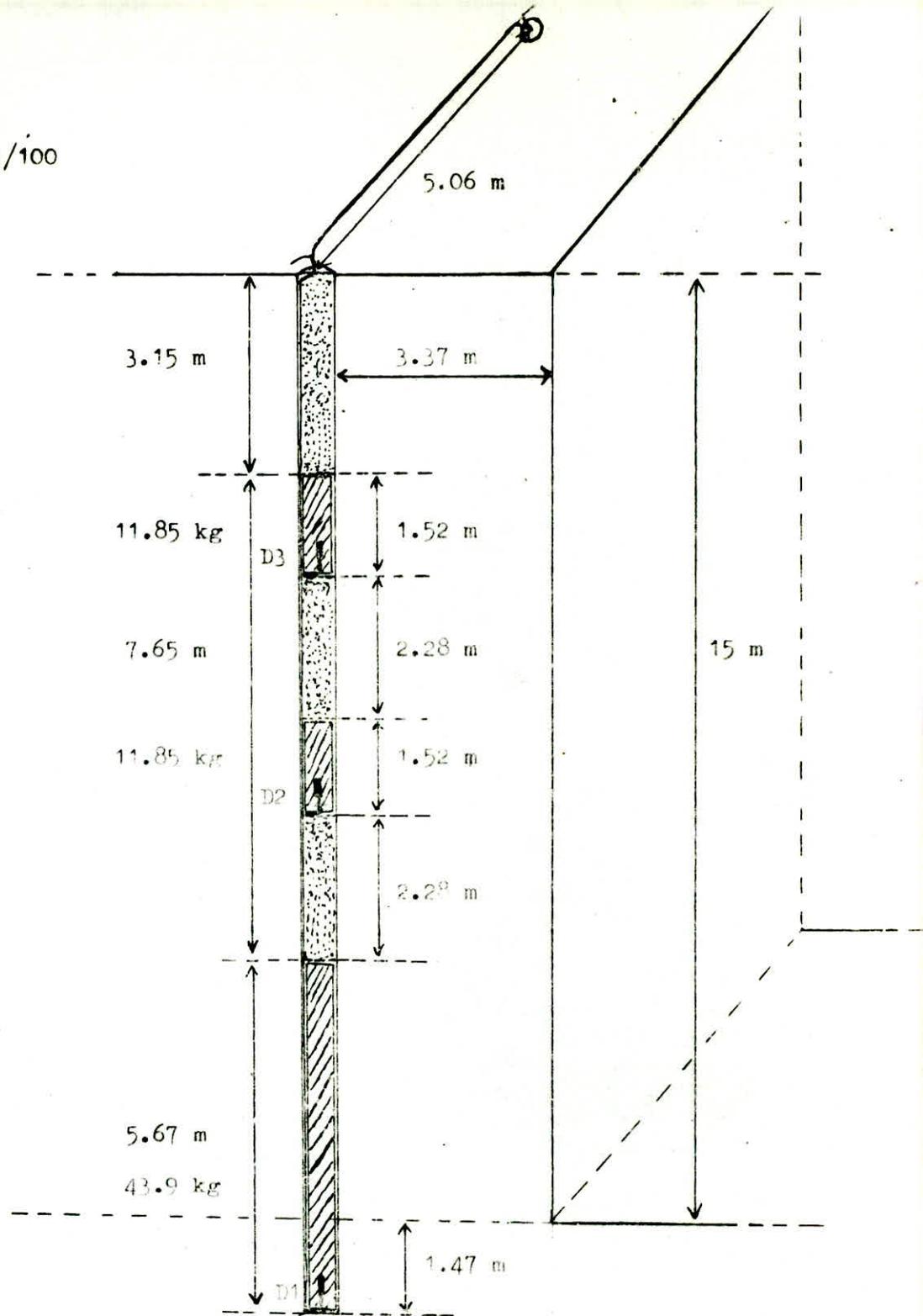


Fig 5.2 : Construction de la charge d'un trou de mine.

Base de microretard des détonateurs électriques : 20 ms.

Ordre de détonation des charges : D1 , D2 , D3.

Echelle 1/100

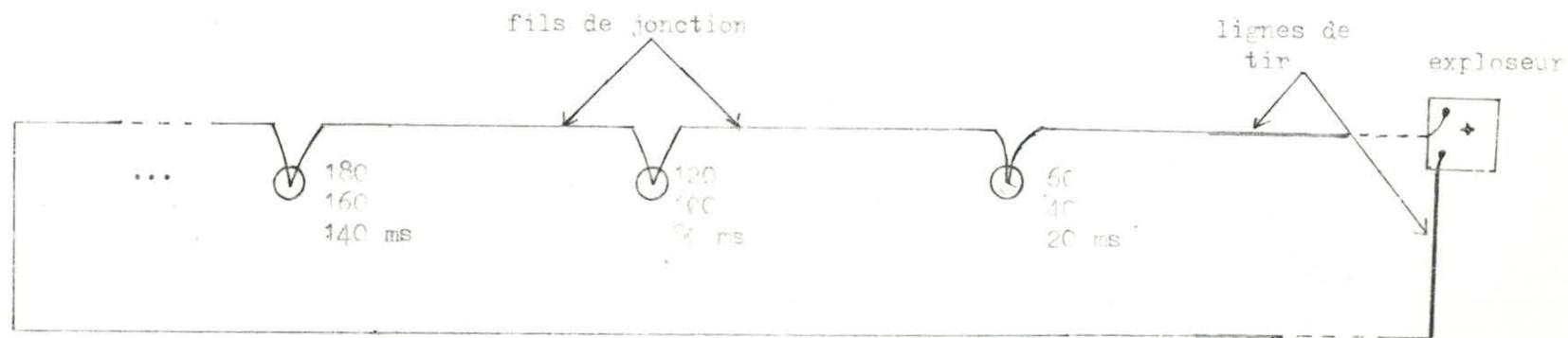


Fig. 5.3 : Circuit d'amorçage.

Association des amorces en série.

Les détonateurs électriques d'un même trou de mine ne sont pas reliés entre eux.

5.6 ESTIMATION DE LA CONSOMMATION SPECIFIQUE D'APRES

LA METHODE SOVIETIQUE CLASSIQUE :

Calculons d'abord les différents paramètres influençant la valeur de la consommation spécifique d'explosif:

$$K_{exp} = 1.3$$

$$K_a = 1 - 0.1 * \sin(2 *) = 1 - 0.1 * \sin(2 * 0) = 1$$

$$K_d = 0.5/d_{max} = 0.5/1 = 0.5$$

$$K = \sqrt{2.16} = 2.5/2.16 = 1.15$$

$$K_{cr} = 1.2$$

$$K_{sd} = (0.665)^{n-1} = (0.665)^{2-1} = 0.665$$

D'où :

$$q = 0.366 * 1.3 * 1 * 0.5 * 1.15 * 1.2 * 0.665 = 0.22 \text{ kg/m}^3$$

5.7 ESTIMATION DE LA CONSOMMATION SPECIFIQUE D'APRES

LA METHODE SOVIETIQUE ENERGETIQUE :

Les données du calcul sont :

$$c_d = 2 \quad d = 200 \text{ cm} \quad E_d = 6.3 * 10^{10} \text{ Pa}$$

$$R_c = 109.4 \text{ MPa} \quad R_t = 10.94 \text{ MPa} \quad v_o = 13 \text{ m/s}$$

$$l_{cd} = 15 \text{ m} \quad K_f = 1.4 \quad E_t = 4700 \text{ kJ/kg}$$

$$n = 0.05$$

On obtient :

$$\bar{\sigma}_d = 2 * (0.1 * 109.4 + 10.94) = 43.76 \text{ MPa}$$

$$N_f = 240 - 110 * \log(200/6.5) + 5.5 * (\log(200/6.5))^2 = 88.47 \%$$

$$E_d = ((43.76 * 10^6)^2 * 88.47 * 10^{-3}) / (2 * 6.3 * 10^{10}) = 1344.60 \text{ kJ}$$

$$E_f = ((13^2 * 2500 * \ln(1.4 * 15) * 10^{-3}) / 2) = 643.15 \text{ kJ}$$

D'où :

$$q = (1344.6 + 643.15) * 4700^{- (1 + 0.05)} = 0.277 \text{ kg/m}^3$$

** Remarque:

Les deux calculs précédents de la consommation spécifique d'explosif ont été effectués afin de permettre une comparaison avec la valeur de cette consommation obtenue par l'application faite de la méthode de Langefors. Les valeurs obtenues sont très comparables (0.264 ,0.22 et 0.277 kg/m³).

**** ANNEXE ****

Nous présentons ici ,ici ,en quelques lignes les possibilités du progiciel "MBTIR" que nous avons élaboré.

Les différents éléments qui servent à l'élaboration de ce progiciel sont :

- * éléments de la théorie de Langefors pour le dimensionnement des tirs d'abattage ;
- * modèles de Kuznetsov et de MOZ-RAM pour la simulation.

Les paramètres variables lors de l'optimisation sont :

- * le diamètre de foration ;
- * la longueur de la surforation ;
- * le rapport de maille.

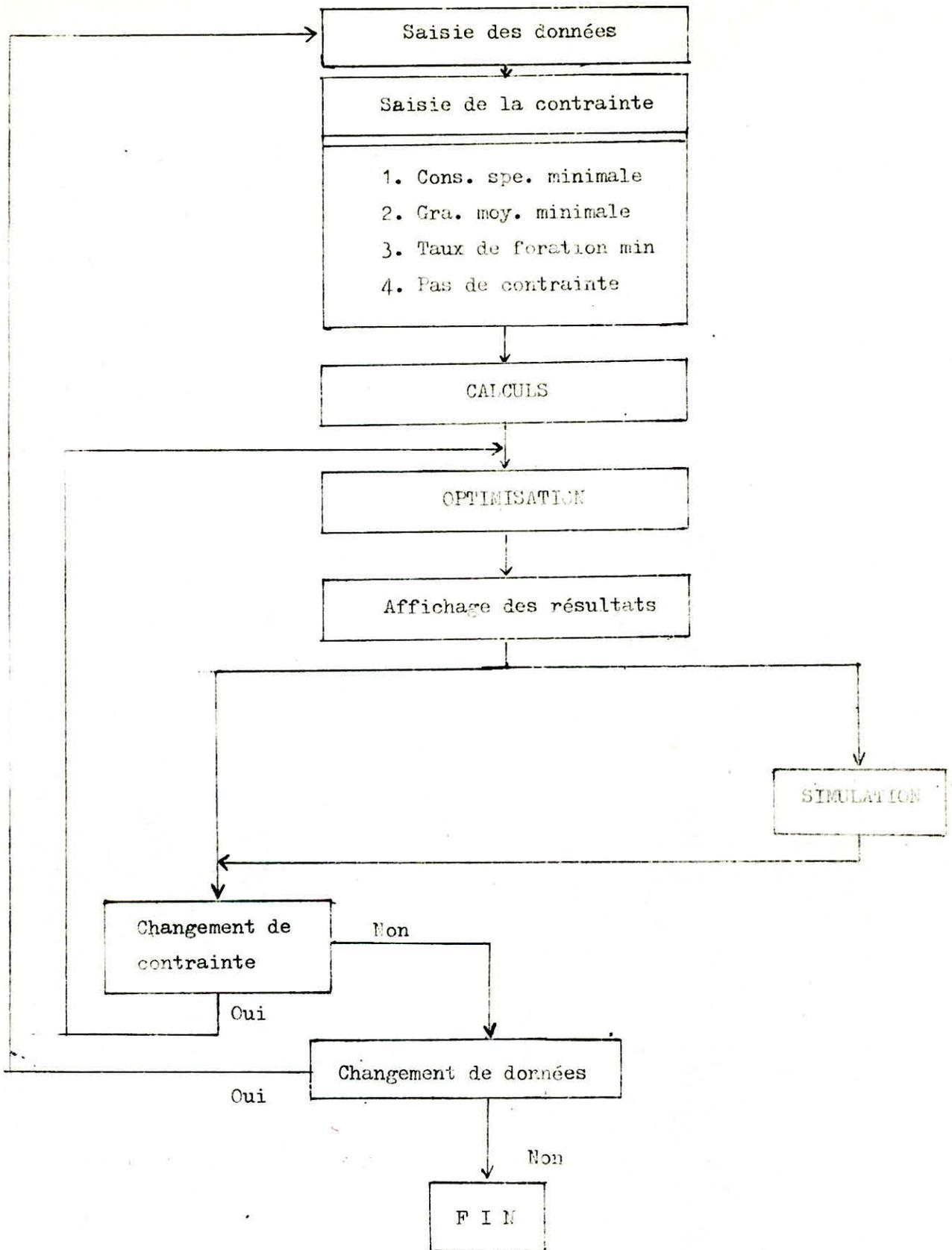
Cette optimisation peut s'effectuer selon trois contraintes:

- * consommation spécifique d'explosif minimale;
- * taille moyenne des blocs minimale;
- * taux de foration minimal.

Il n'est tenu compte que d'une seule contrainte à la fois. Celle-ci peut être changée à volonté. Il est possible de n'imposer aucune contrainte, et dans ce cas on a accès à toutes les solutions proposées.

On peut demander la visualisation de la granulométrie estimée (simulation) pour chaque solution.

Voir logigramme.



Logigramme du progiciel "MBTIR".

* C O N C L U S I O N *

L'analyse de l'étude géologique effectuée par l'U.R.E.G. (§1) , nous a permis d'apprécier certaines propriétés géomécaniques et technologiques du massif de Si-Mustapha (difficulté d'exploitation ,difficulté de foration ,coefficient de tirage,..).

Pour atteindre l'objectif fixé ,à savoir l'obtention d'une fragmentation poussée de la roche ,nous avons essayer de réunir toutes les conditions (paramètres géométriques du scéma de tir ,explosif ,amorçage , séquence d'initiation ..) y conduisant.

Cependant vu que l'on ne peut tenir compte de tous les facteurs géologiques ,géomécaniques ,et ceux caractérisant le travail des explosif la variante définitive du schéma de tir ne peut être arrêtée que par une expérimentation effective sur le terrain.Le modèle proposé constitue donc une solution de départ qu'il faudra adapter ,de la meilleure façon possible ,aux conditions réelles du massif.

Tout n'a pas encore été dit sur la conception et la modélisation des schémas de tir.L'axe de recherche à prospecter est l'adaptation des plans de tirs aux conditions réelles du massif rocheux à partir d'études géotechniques détaillées (§11).Les perspectives de recherches ne manquent donc pas.

Nous tenons à signaler le manque flagrant de données concrètes concernant les explosifs commercialisés en Algérie;ce qui ne facilite en rien la tâche de l'Ingénieur des mines.

* * *

* * B I B L I O G R A P H I E * *

** Rapports de la S.N.M.C. :

- (§1) Rapport géologique final. Gisement de grano-diorites Si-Mustapha.
(1984).
- (§2) Projet d'exploitation du gisement de grano-diorites de Si-Mustapha.
(1984).

** Articles :

* Revue de l'industrie minérale. Mines et carrières: les techniques.

- (§3) A. Blanchier , R. Thiard , et P. Weber
Théorie du travail à l'explosif.
(Mai-Juin 88)
- (§4) R. Deniaud , Y. Sifre , et J. Quinchon
Pour mieux utiliser les explosifs en carrière et en découverte.
(Octobre 85).
- (§5) H. Héraud , D. Fourmaintraux , et P. Weber.
Caractérisation du massif rocheux.
(Mai-Juin 88)
- (§6) J. Lot
Tirs en carrière de granulats.
(Mai-Juin 88)
- (§7) R. Funtous et R. Thiard
Amorçage et systèmes d'amorçage.
(Mai-Juin 88)
- (§8) Y. G. Sifre , H. Héraud , et R. Deniaud
Foration.
(Mai-Juin 88)

- (§9) R. Thiard
Objectifs techniques des tirs.
(Mai-Juin 88)
- (§10) R. Thiard et Y. G. Sifre.
Principes des schémas de tirs à ciel ouvert.
(Mai-Juin 88)
- * Mining science and technology. (Elsevier Science Publishers B.V.,
Amsterdam)
- (§11) A. Afrouz, P. P. Nassani and R. Ucar
An investigation into blasting design for mining excavations.
(Juillet 88)
- * Publication du CERCHAR (France):
- (§12) P. Vuillaume
Les explosifs industriels.
(Septembre 88)
- * Publication de la SNPE (France):
- (§13) R. Thiard
Synthèse relative au concept d'énergie utile dans le mécanisme
d'abattage de la roche.
(Aout 88)
- * Publication de NITROCHEMIE (France):
- (§14) R. Dol
Les nouvelles méthodes de caractérisation de l'énergie
des explosifs.
(Aout 88)
- * Publication de NITRONOBEL AB. Département des techniques de minage.
(Suède)
- (§15) Les calculs de charge. Produits explosifs.

* Séminaire sur l'abattage des roches à l'explosif:

(§16) K. Lahmer

Prévision de la blocométrie.

(Novembre 89)

** Ouvrages :

(§17) N. Chibka

Exploitation des gisements métallifères.

O.P.U. -Alger- (1980).

(§18) K. Herrmann

Précis de forage des roches.

DUNOD -Paris- (1971).

(§19) C. Jaeger

Rocks mechanics and engineering.

Cambridge University Press -London- (1979).

(§20) V. Kovalenko ,N. Ambartsoumian ,et K. M. Lahmer

Exploitation des carrières.

O.P.U. -Alger- (1986).

(§21) P. H. Rahn

Engineering geology:an environmental approach.

Elsevier -New York- (1986).

(§22) Institution of Mining and Metallurgy.

Opencast mining ,quarrying ,and alluvial mining.

I.M.M -London- (1965).

** Projet de fin d'études :

(§23) Projet d'Ingénieur présenté à l'E.N.P.A. par: Y. Leghrieb

Contribution à la réalisation d'un plan de tir dans les grano-

-diorites de Si-Mustapha, en utilisant les explosifs fabriqués

en Algérie. (Juin 89)

** Thèse :

(§24) Thèse de Docteur - Ingénieur présentée à l'E.N.S.M. de Paris par:

B. Bourguine.

Modélisation de la politique d'exploitation et dimensionnement
des équipements miniers. (198)

** Brochures :

(§25) O.N.E.X.

Caractéristiques techniques des explosifs.

(§27) Schffler and Co (Autriche)

Manuel de l'allumage électrique des explosifs civils.

**

(§28) Cours d'exploitation minière de l'E.N.P.A.

