

وزارة الجامعات  
Ministère aux Universités

# ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DÉPARTEMENT Genie Minier

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات  
BIBLIOTHEQUE - المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

## PROJET DE FIN D'ETUDES

### SUJET

Choix et argumentation  
des paramètres de tir  
dans la carrière de  
SI - MUSTAPHA

Proposé par :

U.R.E.G

Etudié par :

A.MEZABIAT

Dirigé par :

Mr. M. SALHI

PROMOTION Juin 1992

## REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier tous ceux qui m'ont aidé à la réalisation de ce travail .

Je remercie en particulier mon promoteur Monsieur SALHI M. pour l'aide qu'il m'a apportée tout au long de ce travail .

Je remercie également Monsieur M.A BACHAR , ainsi que tous mes professeurs du département GENIE MINIER .

Mes vifs remerciements vont également à Messieurs :

- Monsieur BENKHELIL Mohamed Directeur de l'unité de SI - MUSTAPHA.
- Monsieur FAHRI Allal Chef de production de l'unité de SI - MUSTAPHA .
- Monsieur KHELIF Embarek.

A leur aide utile qu'ils m'ont fourni à la réalisation de ce travail .

Je remercie également les responsables du département Mines ( U.R.E.G ) et en particulier :

- Monsieur BOUTEBBA A / Razek
- Mnsieur NEHAL Smail
- Monsieur ACHOUR Ali
- Monsieur MEZIANI Mohamed
- Monsieur ACHAB Djamel
- Monsieur LAMARA Chabane
- Monsieur MEROUANE Akli
- Monsieur MAKHLOUFI Toufik .

Je ne saurai clore ces hommages sans citer :

- Toute ma famille en particulier mes chers parents .
- la famille SATTA en particulier

Mr SATTA Malek

Mr SATTA N.Dine

Mme SATTA S.

Et Mme BOUDOUH. K

De leur aide efficace pour l'élaboration de ce travail.

## -SOMMAIRE-

### INTRODUCTION GENERALE

#### I - PREMIERE PARTIE

1- Conditions géologiques .....	1
1 - 1 Localisation du gisement.....	1
1 - 2 Structure géologique.....	1
1 - 3 Structure tectonique .....	2
1 - 4 Minéralogie.....	2
1 - 5 Hydrogéologie.....	3
1 - 6 Réserves géologiques et coefficient de découverte .....	3
2 - Propriétés physico - mécaniques et technologiques des roches .....	4
A - Propriétés physico - mécaniques .....	4
B - Propriétés géomécaniques et technologiques.....	7
3 - Conditions técnico - minières .....	13
3 - 1 Limite de la carrière .....	13
3 - 2 Mode d'ouverture .....	14
3 - 3 Système d'exploitation.....	14
3 - 4 Mode d'exploitation .....	15
3 - 5 Paramètres de tir utilisés (schéma).....	16
3 - 6 Capacité et régime de fonctionnement de la carrière .....	16

#### II - DEUXIEME PARTIE

##### " Principes des schémas de tir à ciel ouvert "

##### Introduction

1 - La blocométrie.....	19
1 - 1 Dimension maximale admissible des blocs .....	19
1 - 2 Taille moyenne des blocs .....	20
1 - 3 Fuseau granulaire .....	20
2 - La foration .....	21
2 - 1 Généralités .....	21
2 - 2 Choix d'un matériel de foration .....	21
2 - 3 Paramètres caractérisants l'engin de foration .....	22
2 - 4 Techniques de forage .....	22
3 - Les explosifs .....	25
3 - 1 Généralités .....	25
3 - 2 Caractéristiques pratiques des explosifs .....	26
3 - 3 Composition et type d'explosifs .....	28
3 - 4 Choix de l'explosif.....	31
3 - 5 Les explosifs commercialisés en ALGERIE.....	32
4 - Amorçage et systèmes d'amorçage .....	34
4 - 1 Définition physique du phénomène d'amorçage.....	34

4-2 Système d'amorçage .....	34
4-3 Séquence d'initiation .....	37
4-4 Effet des ondes de choc dans le massif rocheux .....	37
5 - Paramètre géométriques du schéma de tir .....	40
5 - 1 Introduction .....	40
5 - 2 Diamètre du trou (Dt).....	40
5 - 3 Hauteur du gradin (H).....	40
5 - 4 Banquette (B).....	41
5 - 5 Sous - Forage (Ls).....	41
5 - 6 Longueur et nature du bourrage (Lb).....	41
5 - 7 Rapport de maille (E/B).....	42
5 - 8 Inclinaison du trou ( $\alpha$ ).....	42
6 - Influence du pendage des couches sur les résultats du tir .....	45
7 - Influence des paramètres de tir sur les vibrations.....	47
7 - 1 Influence de la charge.....	47
7 - 2 Influence de la distance.....	47

### III TROISIEME PARTIE

Méthode de conception .....	
Méthode de LANGEFORS.....	50

### IV QUATRIEME PARTIE

#### Application à la carrière de SI-MUSTAPHA

1 - Détermination de la taille maximale admissible des blocs ( $d_{max}$ ).....	55
2 - Foration.....	56
3 - Choix de l'explosif .....	56
4 - Système d'amorçage et séquence d'initiation.....	58
5 - Nature du bourrage.....	58
6 - Détermination des paramètres de tir .....	59
7 - Comparaison entre le plan de tir utilisé ( P . T . U ) et celui proposé ( P . T . P ).....	65

### CONCLUSION GENERALE

Objet de ce travail

## 1- CONDITIONS GEOLOGIQUES

### 1-1 Localisation du gisement [ 1 , 2 ]

Le gisement de SI-MUSTAPHA est situé à 53 Km à l'Est d'Alger et à 3 Km au Nord-Est de Thenia. Ce gisement a été mis en évidence en 1975 dans le cadre du projet "agrégats centre". Son étude a été réalisée dans le cadre du projet "agrégats Thenia", dont la tâche technique prévoyait la mise en évidence d'un gisement pour la production d'agrégats pour béton et construction des routes". Ce gisement est attribué à la partie centrale du massif de OULED BEN-MELAH axé du Sud-Est au Nord-Ouest.

La route nationale N°5 passe à 2 Km au Sud du gisement, elle est reliée au gisement par une route goudronnée Thenia-Zemmouri et une piste qui passe parallèlement sur son versant Est.

Une voie ferrovière Alger-Tizi-Ouzou passe parallèlement à la route nationale N°5.

Une ligne de haute tension passe le long de la route nationale N°5 à 2 Km au Sud du gisement, une ligne secondaire à partir de celle-là alimente l'unité.

Deux carrières, l'une à la SONATRO et l'autre à la SONATRACH sont situées au Sud du gisement, respectivement à 1,5 et 0,15 Km.

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

- oued Boudouaou, à 4 Km au Sud du gisement;
- oued Isser avec ses nombreux affluents, à 13 Km à l'Ouest du gisement

### 1-2 Structure géologique

Le gisement fait partie du massif des granodiorites de Thenia de l'âge probablement antépaléogène. Il est constitué essentiellement de granodiorites à grains fins et moyens de couleur grise à gris foncé à teinte verdâtre. Le gisement a été recherché jusqu'à la côte 230m. Les côtes absolues de la surface étant de 300 à 410 m. La surface du massif est altérée. L'épaisseur de la zone d'altération varie de 0 à 20-22m. Des franges de granodiorites très fissurés se manifestent assez souvent. Les roches quaternaires sont représentées dans le gisement par des sables éluviaux-



argileux de couleur brune, ainsi que par de l'arène des granodiorites à blocs et débris isolés (arène: roche sableuse, jaune, résultant) de l'altération superficielle des granites).

Par endroits, on observe des interlits d'argile. Ce massif occupe une superficie de 2 Km environ. La superficie du gisement est de 17,7 ha

### 1-3 Structure tectonique

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

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

### 1-4 Minéralogie et pétrographie

Le gisement de SI-MUSTAPHA est constitué de granodiorites fins et moyen souvent porphyroïdes et de diorites quartziques grises teintées de vert et à texture massive. Un granodiorite est un granite calco-alkalin à proportion d'orthose inférieure à celle des plagioclases.

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

\* Les Feldspaths principalement en plagioclases hémitropes et zonés rarement en ortoclases alcalins (58-65%);

\* Les grains de quartz d'une forme irrégulière et rarement en cristaux (10-14%).

Il est à noter aussi la présence de:

- Biotite(8-10%);

-Amphibole (8- 12%);

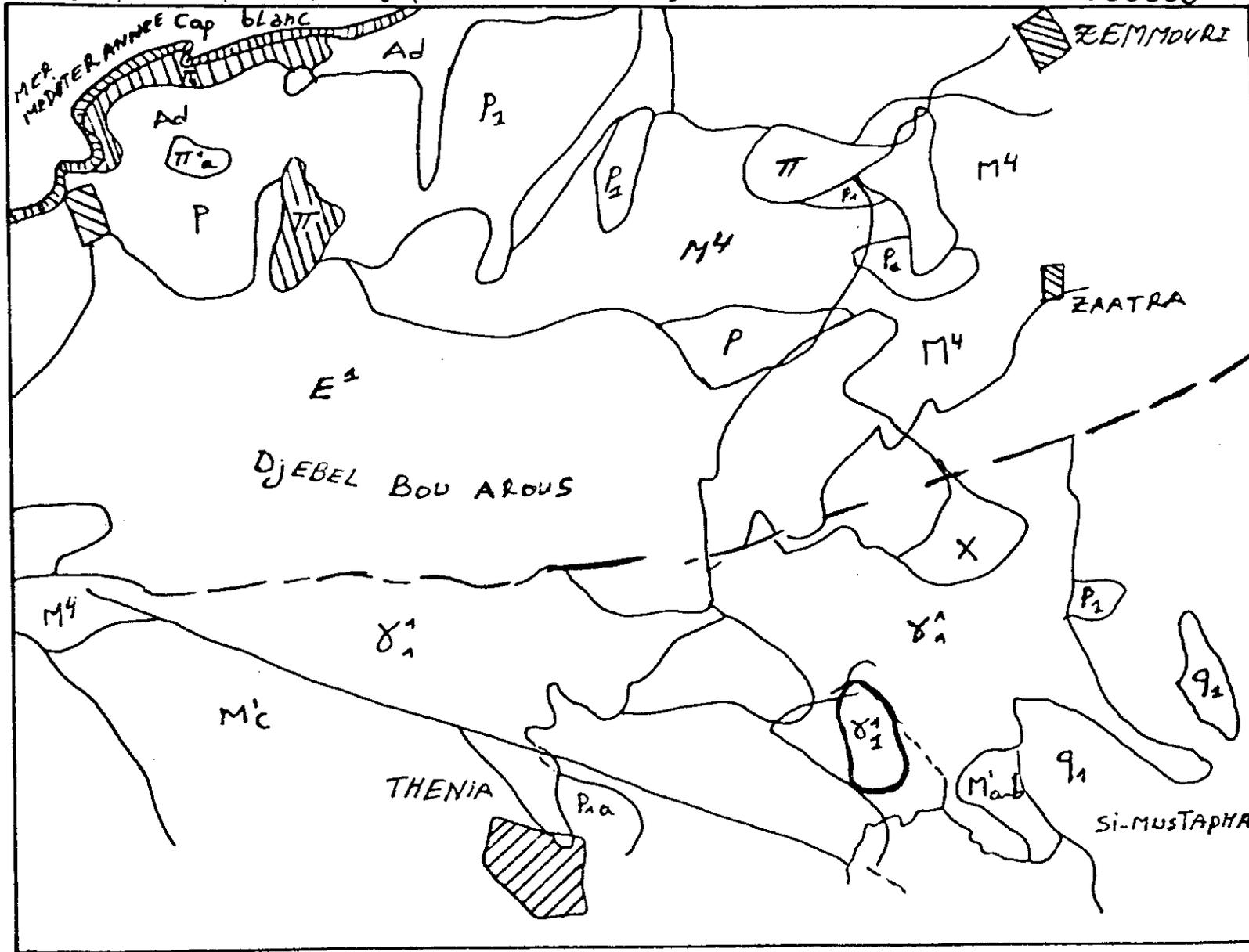
-Chlorite (3- 8%);

- Pyroxène (1- 2%)

# Carte géologique de la région de THENIA

(D'après rapport géologique de Si-Mustapha, 1984)

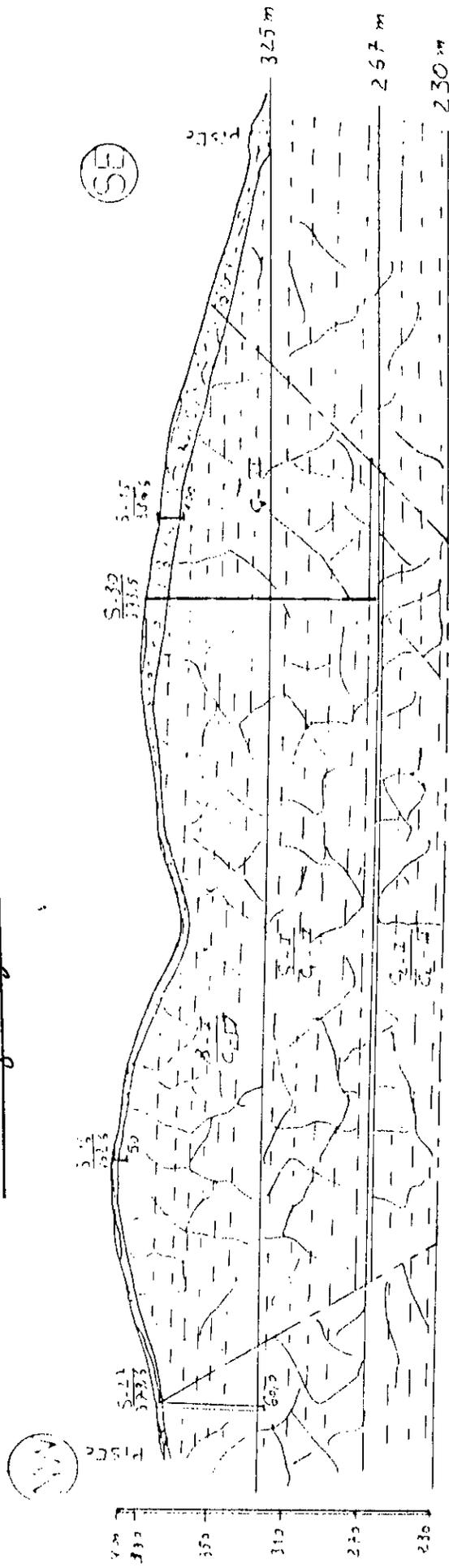
$E = \frac{1}{500000}$



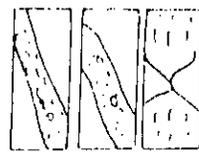
## LEGENDE

- Ad dunes
- Q<sub>1</sub> alluvions anciens
- P<sub>1</sub> Sable rouge (Pliocènes)
- P<sub>1a</sub> Conglomerat et Sable
- M<sup>4</sup> marnes bleues Sahéliennes
- M<sup>4</sup>c marnes dures carténien
- M<sup>1</sup>ab Carténien inf - poudingue
- X schistes salins
- E<sup>2</sup> micaschistes et schistes micacés
- T<sup>1</sup>a Conglomerats Liparitiques
- T<sub>2</sub> Liparites feldspathiques
- T Liparites quartzifères
- gamma<sub>1</sub> granodiorites THENIA
- [Symbol] Faille
- [Symbol] Limite de la carrière

"Coupe géologique"



LEGENDE



couche végétale

Sable avec débris et blocs de G.D. débris

G.D. avec débris de grès de catégorie (B) Feuillets

Limite des réserves de catégorie (B)

Limite des réserves de catégorie (S1)

Limite des réserves de catégorie (G1)

$E = \frac{1}{3000}$

### 1-5 Hydrogéologie

La superficie du gisement en question est dépourvue de source d'eau, les sondages de prospection n'ont pas recoupé de nappes aquifères.

Le relief du terrain permet l'écoulement des eaux par ruissellement vers les talwegs avoisinants. Le haut degré de fissuration que possèdent les granodiorites fissurés, favorise l'infiltration rapide des eaux pluviales. Par conséquent, les conditions hydrogéologiques du gisement sont favorables pour son exploitation.

### 1-6 Réserves géologiques et coefficient de découverte

Le calcul des réserves du gisement de SI-MUSTAPHA fut réalisé en tenant compte des limites éventuelles de la carrière dont l'angle de talus du bord est admis à 60°. Le volume en matière première en catégories B+C1 a été évalué sur une superficie de 23,6 ha jusqu'au niveau 267 m. La matière (première) en catégorie B fut estimée sur terrain à 6,6 ha jusqu'au niveau 325 m. La puissance moyenne des granodiorites s'élève à 788m (celle en catégorie B atteint 56,6m). Les réserves des granodiorites en catégorie B+C1 totalisent 46418000 t, dont 9380000 t en catégorie B.

Le taux de granodiorites très fissurés dans la masse globale des réserves est de 20,8%.

les réserves des granodiorites en catégorie B+C1+C2 totalisent 75831000 t dont:

9380000 t en catégorie B

37039000 t en catégorie C1

29412000 t en catégorie C2.

Le rapport moyen "découverte / assise utile dans les limites des réserves des catégories industrielles est de 1:14,1 (0,0709).

## 2- PROPRIETES PHYSICO-MECANQUES ET TECHNOLOGIQUES DES ROCHES

### A) Propriétés physico-mécaniques des roches:

Les caractéristiques physico-mécaniques des minéraux et des roches influent considérablement sur le choix des méthodes de la conduite des travaux miniers et des engins des principaux processus.

Les principales propriétés physico-mécaniques des roches sont les suivantes

Densité, masse volumique, porosité, humidité, absorption, résistance à la compression, à la traction et au cisaillement, élasticité, degré de saturation, etc...

Suivant la densité, on distingue trois (03) groupes:

- minéraux lourds si la densité est supérieure à 4 g/cm<sup>3</sup>
- minéraux mi-lourds si la densité est comprise entre 2,5 et 4 g/cm<sup>3</sup>
- minéraux légers si la densité est inférieure à 2,5 g/cm<sup>3</sup>

Pour la détermination de ces propriétés (de la carrière de SI-MUSTAPHA), le gisement a été étudié par sondages.

La campagne de sondage a totalisé 26 sondages.

La zone de recherche détaillée a fait l'objet de 16 sondages totalisant 440 m y compris 4 sondages profonds (NN1, 26, 27, 28).

- La distance entre les sondages de couverture varie de 100 à 200 m
- La distance entre les sondages profonds varie de 180 à 250 m

### A-1 Essais physico-mécaniques réduits:

Les résultats des essais réalisés en 1976 sont les suivants:

\* Poids volumique ( 81 échantillons): varie de 2,4 g/cm<sup>3</sup> à 2,6 g/cm<sup>3</sup>, soit 2,5 g/cm<sup>3</sup> en moyenne;

\*Absorption d'eau ( 81 échantillons ): varie de 0,2 à 3,6 %, pour la majeure partie des échantillons cette valeur est inférieure à 2 %. La valeur moyenne est de 1,3 %;

\*Porosité ( 8 échantillons ) varie de 2,6 à 6,1 %, la moyenne du gisement est de 5,7 %.

Les essais physico-mécaniques, effectués dans le cadre des travaux de recherches complémentaires de 1978-1979 , sur les échantillons carottés ( sondage:2, 19 , 29 , 30, 31 , 35 et 36), ont donné les résultats suivants:

\*Poids volumique (76 échantillons): varie de 2,35 à 2,65 g/cm<sup>3</sup>;

\*Poids spécifiques ( 90 échantillons): varie de 2,5 à 2,85 g/cm<sup>3</sup>, la moyenne est de 2,65 g/cm<sup>3</sup>

\*Absorption d'eau (77 échantillons): varie de 0,09 à 3,88% et se situe au dessous de 2% dans la majeure partie des échantillons.

\*Porosité (76 échantillons) : varie de 0,07 à 6,51%, soit 4,25% pour l'ensemble du gisement.

#### A-2 Résistance mécanique

Elle est déterminée sur 15 échantillons (provenant de 5 sondages) et varie de 199 à 1.130 Kg/cm<sup>3</sup>.

Les échantillons sont essentiellement constitués de grano-diorites dures mais fissurées. La fissuration élevée amène une destruction rapide de l'échantillon. Les échantillons ayant un poids volumique au dessus de 2,7 g/cm<sup>3</sup> et une faible absorption d'eau (inférieure à 1%) se caractérisent par des valeurs de résistance à la compression plus élevées (plus de 1000 Kg/cm<sup>2</sup>). ?

Les grano-diorites ayant une basse résistance à la compression (200 / 300 Kg/cm<sup>2</sup>) montrent de hautes valeurs de broyabilité (équivalentes à la classe d'agregats 800" à 1.200") au cours des essais de compression dans le cylindre.

A-3 Abrasivité:

Le coefficient de Los-Angeles varie de 17,5 à 32,0% et est en moyenne de 24,1%.il est compris entre 14,20 et 39,7% dans les sondages N°29, 30, 20, 26, 27, et 28; la moyenne étant de 26,9%.

Conformément aux normes en vigueur en U.R.S.S. les valeurs de résistance à l'abrasion des agrégats en question permettent de les rapporter aux classes UI et UII.

Pour l'ensemble du gisement, l'abrasivité est de 26,6% ce qui correspond à la classe UII.

A-4 Broyabilité:

Les essais de broyabilité ont été faits sur 22 échantillons provenant des sondages 1, 26, 20, 27, 28, 29, 30, 31, et 35.

Ils ont donné des valeurs de pertes de masses allant de 9,60 à 24,06%, soit 17,7% en moyenne ce qui correspond à la classe 1000 des agrégats de roches intrusives.

Principaux résultats des essais physico-mécaniques

ESSAIS	quantité d'échantillon				Echantillon technologique
		de	à	moyenne	
Poids volumique (g/cm <sup>3</sup> )	173	2,35	2,65	2,5	
pois volumique apparent (g/cm <sup>3</sup> )	-	-	-	-	1,43
Absorption d'eau (%)	77	0,09	3,88	-	0,62
Porosité (%)	76	0,07	6,51	-	-
Poids spécifique (g/cm <sup>3</sup> )	90	2,50	2,83	-	2,850
résistance à la compression	15	199	1130	-	-
Los Angeles %	34	14,2	39,7	-	26,04
probabilité %	22	9,60	24,06	17,7	17,96
Taux de rendement du granulats %	32	79,6	89,1	85,1	77,26

## B: Propriétés géomécaniques et technologiques des roches ( voir tab 2-1 )

En général les massifs des roches dures et mi-dures sont divisés en blocs naturels par les systèmes de fissures appelé la fissurité . La connaissance de cette dernière nous permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle , assurer la stabilité des gradins et d'autres problèmes tel que la préparation des roches à l'extraction .

### B-1: Propriétés géomécaniques :

Parmi les principales propriétés géomécaniques , on note :

1: La dimension du bloc structural ( $d_m$ ; (m)): c'est la distance moyenne entre les fissures , elle est donnée par la formule suivante :

$$d_m = L/n ;$$

où L : est la distance de la partie du massif, mesurée en mètres;

n: est le nombre de fissures sur la partie mesurée .

2 : l'indice acoustique ( A ):

$$\text{avec } A = ( V_o / V_m )^2 ;$$

où  $V_o$  : la vitesse longitudinale des ondes dans l'échantillon ;

$V_m$  : même vitesse dans le massif (en m / s) .

3 : coefficient d'affaiblissement structural (  $\lambda$  ) .

La stabilité des gradins s'exprime par :

1 : l'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) ;

2: la cohésion ( c ) .

Ces deux facteurs sont liés entre eux par les formules suivantes :

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

$$C = 0,5 \cdot (R_c \cdot R_t)^{1/2} \quad ; \text{ Mpa}$$

$R_c$  : résistance à la compression mesurée en Mpa ;

$R_t$  : résistance à la traction mesurée en Mpa .

## B-2 : Propriétés technologiques

1 : dureté de la roche : elle peut être appréciée par :

\* le coefficient de dureté ( f ) : (voir tab. 2 - 3 )

$$f = Rc / 10 \text{ si } Rc \text{ en Mpa ;}$$

$$f = rc / 100 \text{ si } Rc \text{ en Kgf/Cm}^2$$

\* l'indice de la résistance au contact ( Ic ) : cet indice caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche :

$$Ic = 1,9 \cdot Rc^{1,5}, \text{ } Rc \text{ en Mpa .}$$

\* coefficient de dureté de l'agrégat ( f<sub>ag</sub> ) : il caractérise la pression relative de l'outil de foration sur la roche

$$f_{ag} = Ic / 0,62 .$$

2 : la difficulté d'exploitation : elle peut être appréciée par :

\* l'indice de difficulté de foration ( If ) : (voir tab. 2 - 2)

$$If = 0,007 \cdot (Rc + Rt) + 0,7 \cdot \gamma$$

où

: Rc et Rt sont exprimées en Kgf/Cm<sup>2</sup>;

$\gamma$  : poids volumique en Tonnes / m<sup>3</sup> ;

\* l'indice de difficulté de destruction de la roche ( Ides ) : (voir tab. 2 - 2) :

$$Ides = 0,005 \cdot k_t \cdot (Rc + Rt + Rc_{is}) + 0,5 .$$

Rc, Rt et Rc<sub>is</sub> sont exprimées en Kgf/Cm<sup>2</sup>;

$$k_t = 1,2 \cdot d_m + 0,2$$

\* l'indice de difficulté d'excavation ( I<sub>exc</sub> ) : (voir tab. 2 - 4)

$$I_{exc} = 0,3 \cdot \lambda \cdot (0,2 \cdot Rc + Rt + Rc_{is}) + 0,3 \cdot \gamma$$

Rc, Rt et Rc<sub>is</sub> sont exprimées en Mpa ;

Tab:2-1 :classification des roches selon leur degré de fissurité

distribution des blocs en massif suivant leur dimension.	dm(m)	A	$\lambda$
Roches exclusivement fissurées	$\leq 0,1$	$\leq 0,1$	0,01-0,065
roches très fissurées	0,1 - 0,5	0,1 - 0,25	0,05-0,015
roches moyennement fissurées	0,5 - 1,0	0,25 - 0,4	0,1 - 0,55
roches faiblement fissurées	1,0 - 1,5	0,4 - 0,6	0,5 - 0,9
roches pratiquement monolithiques	$> 1,5$	0,6 - 1	0,6 - 0,98

Tab:2-2: classification des roches selon leur forabilité et leur destructibilité

If & Ides	1 - 5	5,1 - 10	10,1 - 15	15,1 - 20	20,1 - 25
forabilité					
destructibilité	très facile	facile	moyenne	difficile	très difficile

Tab:2-3 : classification des roches selon leur dureté d'après le prof:PROTODIAKONOV

f	$\geq 20$	20-15	15-10	10-6	6-4	4-2	2-1	1-0,5
extra dures	très dures	dures	assez dures	demi dures	assez tendres	tendres	terre-uses	

Tab:2-4:classification des roches selon leur degré d'excavation

lexe	3	3-5	6-9	9-12	12-15
excavation	très facile	facile	moyenne	difficile	très difficile

Tab. 2-5 : classification des roches selon leur tirabilité

$q_0$ (Kg/m <sup>3</sup> ) $\leq 100$	0,1-0,2	0,2-0,3	0,3-0,4	0,4 - 0,5
tirabilité facile	moyenne	difficile	très difficile	exclusivement difficile

Tab. 2-6 : détermination de  $K_f, K_q$  et  $K_{ex}$  en fonction de  $I_f, q_0$  et  $l_{ex}$

$I_f$	$K_f$	$q_0$	$K_q$	$l_{ex}$	$K_{ex}$
5	0,8	0,2	30	3	0,8
6-10	0,9	0,2-0,4	35	3-5	0,9
11-14	1	0,4-0,6	40	6-9	1
15-17	1,1	0,6-0,8	45	9-12	1,1
17	1,2	0,8-1	50	12-15	1,2

Tab : I 27: différents paramètres caractérisant la carrière de SI MUSTAPHA

parametres	unites	valeurs					
Rc	Kgf/cm <sup>2</sup>	1025	253	474	1094	387	1130
Rt	Kgf/cm <sup>2</sup>	102.5	25.3	47.4	109.4	38.7	113.0
Rcis	Kgf/cm <sup>2</sup>	341.7	84.3	158	364.7	129	376.7
dm	m	1.5	0.75	0.75	1.25	0.75	1.50
	T/m <sup>3</sup>	2.744	2.578	2.568	2.760	2.169	2.728
λ		0.6	0.3	0.3	0.5	0.3	0.6
Kt		2	1.1	1.1	1.7	1.1	2
f	Mpa	10.25	2.53	4.74	10.94	3.87	11.30
If		11.48	4.17	6.22	12.14	5.13	12.45
Kf		1	0.8	0.9	1	0.8	1
Iexc		12.51	2.22	3.47	11.22	2.66	13.7
Iexi		1.7	0.8	0.9	1.1	0.8	1.7
q <sub>0</sub>	Kg/m <sup>3</sup>	0.402	0.14	0.18	0.38	0.17	0.43
Kq		40	30	30	35	30	40
I <sub>des</sub>		16.06	3.28	5.02	14.71	4.14	17.56
I <sub>exp</sub>		8.51	1.86	2.82	7.56	1.29	9.22
caracteristiques de la roche		*	***	***	**	***	*

\* massive  
 \*\* faiblement fissurée  
 \*\*\* fissurée

\* coefficient de tirage (tirabilité) ( $q_0$ ) (voir tab 2 - 5)

$$q_0 = 10^{-3} \cdot (0,1 \cdot K_t \cdot (R_c + R_t + R_{cis}) + 40,8) ; \text{Kg/m}^3$$

Donc l'indice de difficulté d'exploitation est donné par :  $i_{exp}$  (voir tab 2 - 6)

$$i_{exp} = 0,2 \cdot (K_f \cdot I_f + K_q \cdot q_0 + K_{exc} \cdot i_{exc}) ;$$

où  $K_f, K_q, K_{exc}$  sont donnés d'après le tableau en fonction de  $I_f, q_0$  et  $i_{exc}$ .

Remarque:

afin de calculer les indices précédents, on fait les approximations suivantes:

$$R_t = R_c / 10 \quad \text{et} \quad R_{cis} = R_c / 3. \quad [21]$$

### C : Interprétation des résultats

D'après les tableaux (2.7), nous remarquons que les valeurs calculées des différents indices sont très variables, en surface et en profondeur, selon les caractéristiques de la roche, ils prennent des valeurs considérables quand il s'agit d'une zone faiblement fissurée ou massive et inversement. Mais comme le taux des granodiorites moyennement fissurées est faible (0,20) par rapport à celui des roches faiblement fissurées (0,8), notre étude sera basée sur les résultats des zones faiblement fissurées.

De ce qui précède on peut conclure :

- 1 - roche dure ;
- 2 - forabilité moyenne ;
- 3 - destructibilité moyenne ;
- 4 - tirabilité très difficile ; alors exploitation difficile .

### 3-CONDITIONS TECHNICO-MINIÈRES

#### 3-1 Limites de la carrière [ 1 , 2 ]

Les limites de la carrière sont fixées compte tenu de:

- degré de connaissance du gisement;
- situation réelle de la carrière de E.N.G. (ex S.N.M.C)
- écoulement libre des eaux à partir de la carrière,;
- réserves;
- distance minimale de transport des matières premières et des stériles;
- existence au delà de la limite Ouest du gisement d'une carrière en activité de

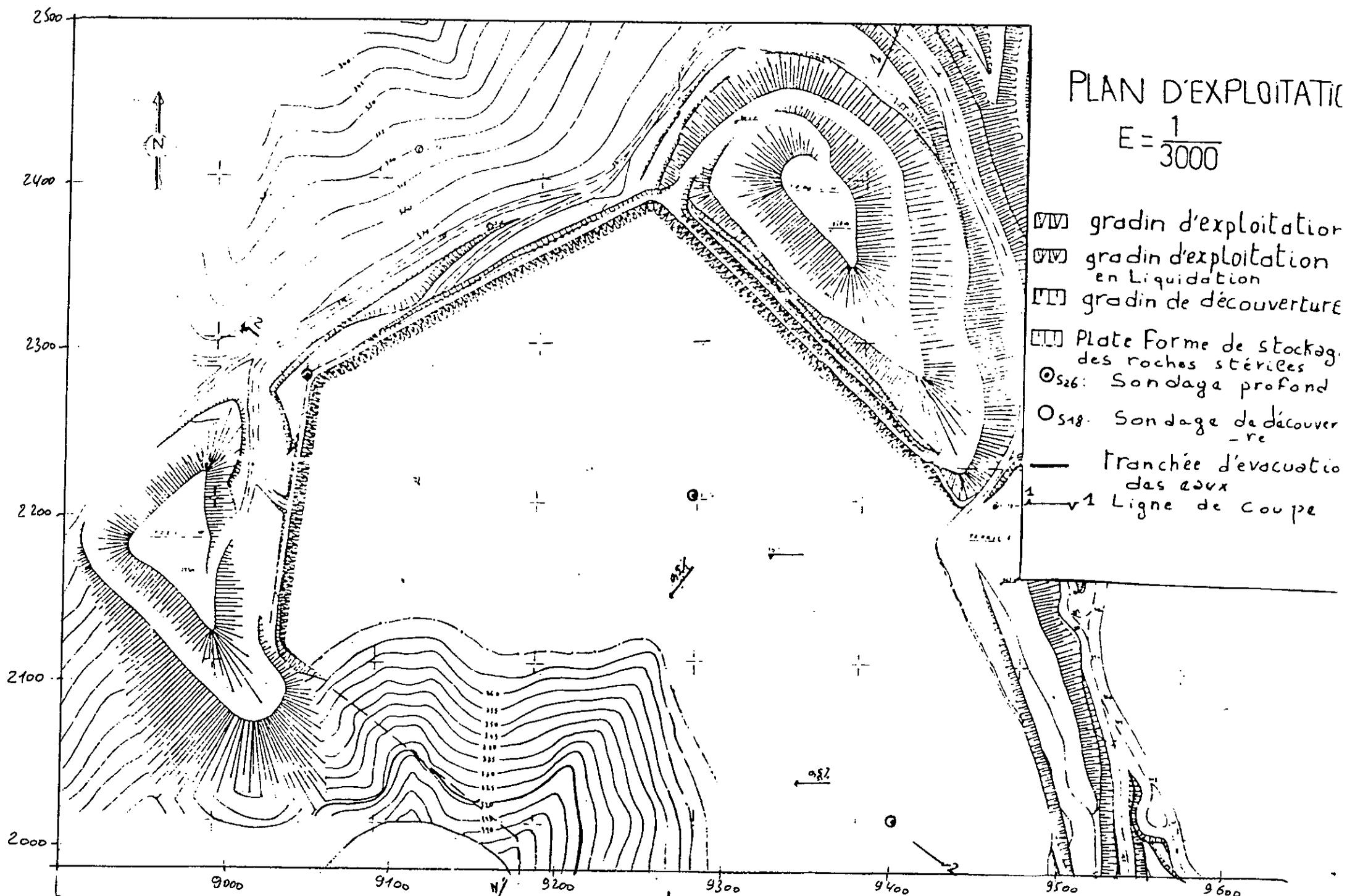
SONATRACH.

Les contours de la carrière envisagée tracés sur la surface reprennent en général la limite de calcul des réserves en catégories B et C1.

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

côte du pied de gradin'	quantités de stériles en 10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup>	quantité des G.D 10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup>	valeur de G.D en 10 <sup>3</sup> t	taux de couverturem <sup>3</sup> /m <sup>3</sup>
389	208,8	157,9	394,6	1,32
380	254,2	587,8	1469,5	0,43
365	304,7	1664,6	4161,5	0,18
350	221,6	2200,6	5501,2	0,1
Total	989,3	4610,8	115270	0,21

Les réserves en catégorie B et C<sub>1</sub> (réserves géologiques totales en G.D) sont suffisantes pour assurer le fonctionnement de l'entreprise en activité pendant 40 ans.



# PLAN D'EXPLOITATION

$E = \frac{1}{3000}$

-  gradin d'exploitation
-  gradin d'exploitation en Liquidation
-  gradin de découverte
-  Plate Forme de stockag. des roches stériles
-  S26: Sondage profond
-  S18: Sondage de découverte
-  Tranchée d'évacuation des eaux
-  1 - 1 Ligne de Coupe

# COUPES D'EXPLORATION

E = 1/3000

## LEGENDE

Substance 3702

DECOUVERTURE

—x— Limite entre la découverte et la substance usée

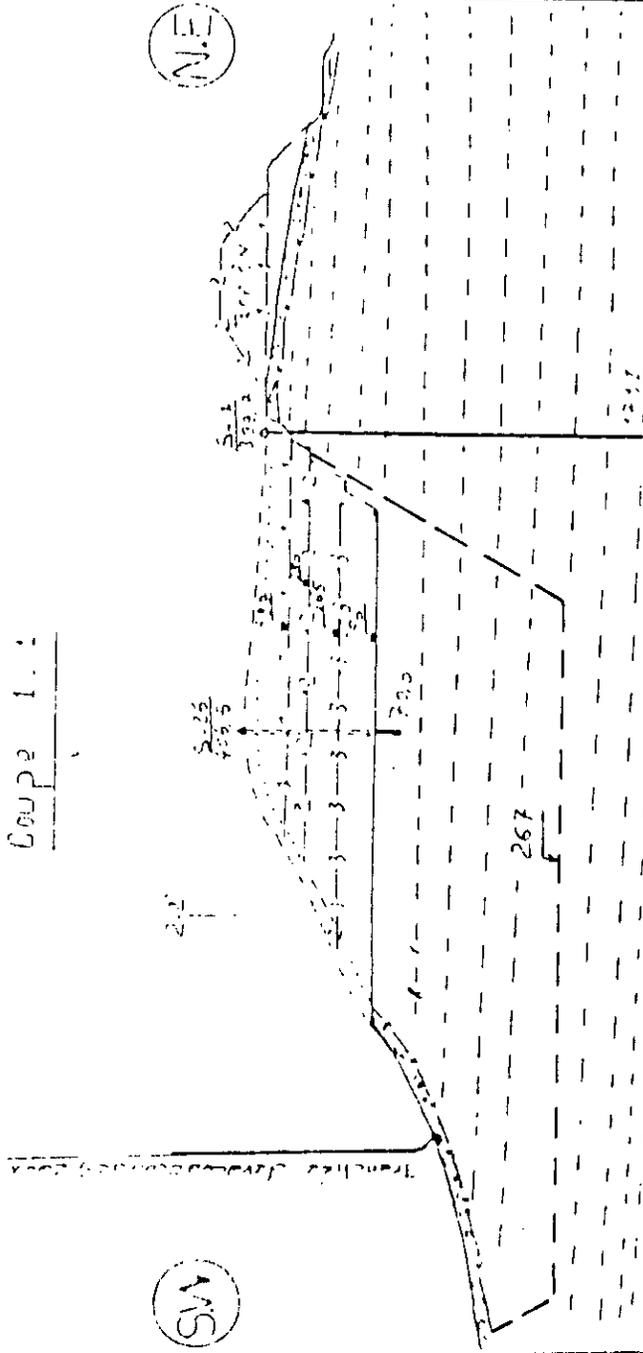
—:— Limite des réserves de catégorie B+C

—3— Limite des tracers miniers de la III<sup>e</sup> phase dépt

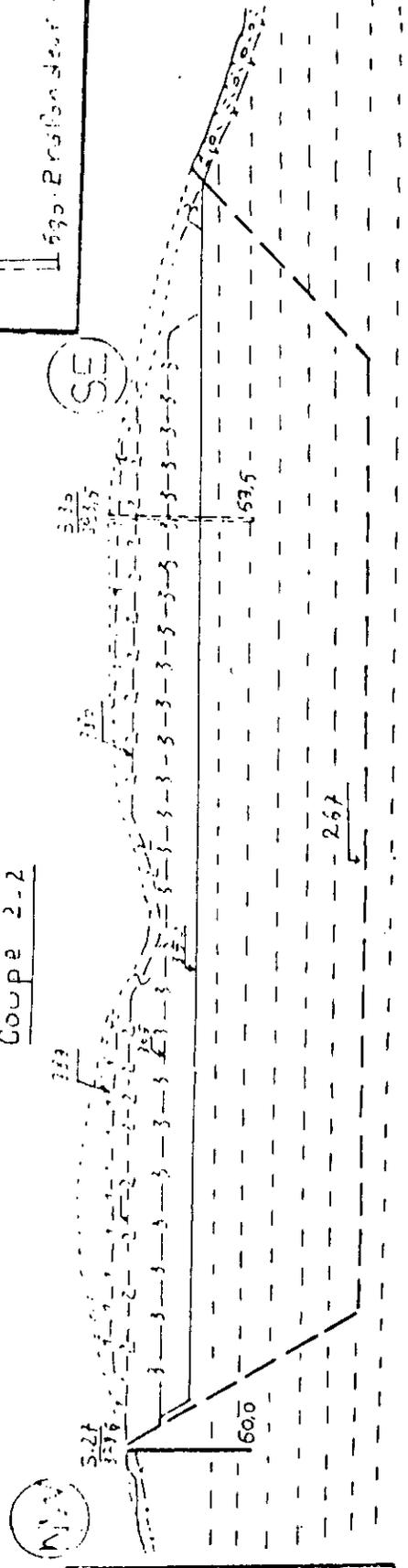
S.27  
3776

590. Position de sondage

Coupe 1-1



Coupe 2-2



### 3-2 Mode d'ouverture:

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

Pour ouvrir deux gradins inférieurs (niveau 380,365 m), il a été procédé au creusement de tranchées de découpage au centre de la carrière. Par conséquent l'exploitation de ces deux gradins se fait par deux bords d'abattage et connaît l'avancement simultané des travaux vers le Sud et le Nord.

### 3-3 Système d'exploitation:

Les paramètres du système d'exploitation sont arrêtés vu les propriétés physico-mécanique des roches à extraire et les performances du matériel de carrière à employer.

Le projet spécifie les paramètres suivants:

- 1- angle du talus du gradin d'abattage en exploitation: 70°-80°;
- 2- angle du talus du gradin d'abattage en liquidation : 60°;
- 3- angle du talus du gradin de découverte en liquidation: 45°;
- 4- largeur minimale de la plate forme de travail ~~(à l'Est)~~: 50 m;
- 5- avancement minimum du front de découverte : 20 m;
- 6- hauteur du gradin : 15 m;
- 7- inclinaison du gradin vers le caniveau d'exhaure : 0,5%;
- 8- largeur des bermes de sécurité de : 3 à 6 m ;
- 9- les niveaux d'exploitation sont rattachés aux côtes: 350 m , 365 m, 380 m et 389m

### 3-4 Mode d'exploitation:

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

- 1- enlèvement des stériles par bulldozer;
- 2- chargement des stériles par chargeuse dans des camions;
- 3- évacuation des stériles vers les terrils;
- 4- mise à terril par bulldozer;
- 5- foration du réseau de tir et montage de celui-ci;
- 6- chargement des roches abattues par chargeur;
- 7- transport du minerais à la station de concassage, par camions.

Type d'engins miniers

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

3-5 Schéma et paramètres de tir utilisés:

Les trous de mine sont chargés par

- Explosif de la charge du fond de trou: MARMANIT ;
- Explosif de la charge de colonne : ANFOMIL.

On utilise une seule rangée de trous

Le nombre de trous par volée est de 13 au maximum.

En période pluviale il est utilisé comme explosif de charge de fond de la

GELANIT II qui résiste mieux à l'eau.

Les paramètres du plan de tir sont donnés dans le tableau suivant:

Paramètres	Valeurs
Diamètre du Trou $D_t$ (mm)	105
Hauteur du gradin $H$ (m)	15
La profondeur du Trou $L$ (m)	15,75
Inclinaison du trou $\alpha$ ( $^\circ$ )	10 $^\circ$
Espacement des trous $E$ (m)	3
banquette pratique $B$ (m)	4
Longueur total de charge $H_t$ (m)	12,73
Longueur du sourrage $H_b$ (m)	3
quantité d'explosif de fond (Kg)	18
quantité d'explosif de colonne (Kg)	75
quantité d'explosif total d'explosif (Kg)	93

3-6. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière:

La capacité de l'unité AGREGATS-THENIA est de : 500.000 t/an;

Le taux de G.D fortement fissurés est: 0,208;

La production d'agrégats à partir des G.D fortement fissurés est: 0,50;

La production d'agrégats à partir des G.D faiblement fissurés est: 0,75;

Le taux de G.D faiblement fissurés est : 0,792

La consommation des matières premières avec une telle capacité de l'entreprise s'élève à:

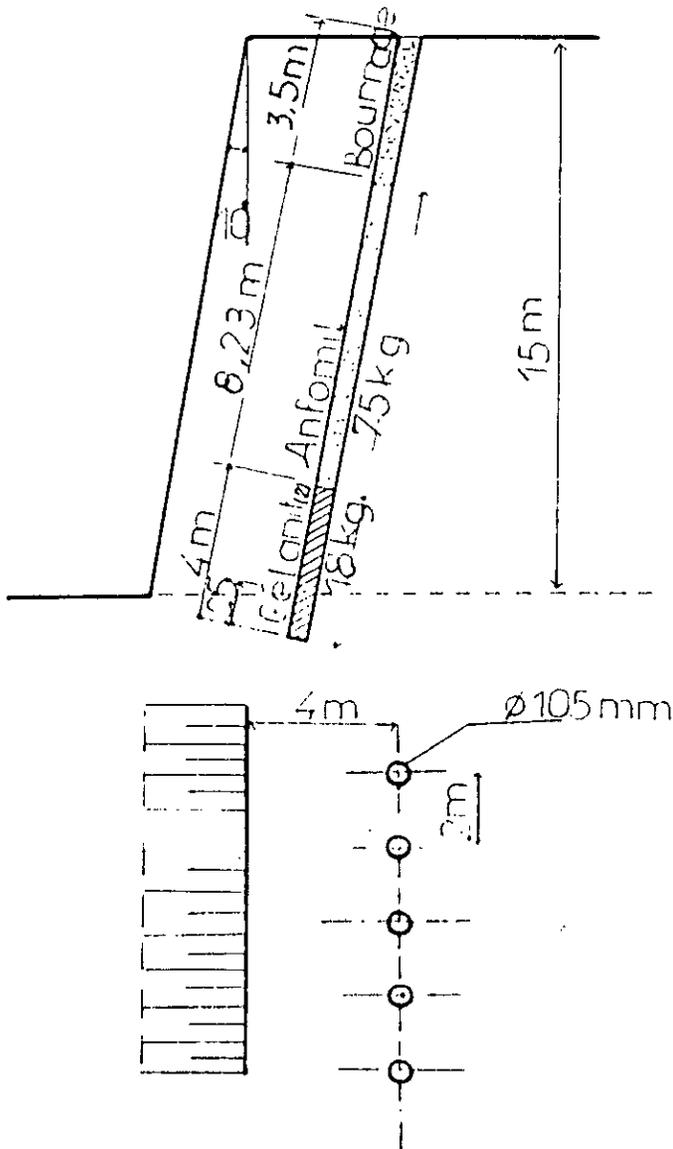
$$A = 500.000 / (0,208*0,5 + 0,792*0,75) = 716.332 \text{ t/an}$$

Vu les pertes dues à l'abattage et au transport atteignant 2%, la production annuelle de la carrière s'élève à 730.658,64  $\mu$ an soit environ 300.000 m<sup>3</sup> /an.

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

- Nombre de jours ouvrables par an : 230 jours;
- Nombre de jours ouvrables par semaine: 5 jours;
- Nombre de poste de travail par jour : 02 postes;
- Durée d'un poste de travail : 8h

Fig I - 3 - 1 principaux parametres du plan de tir utilisé



$$E = \frac{1}{200}$$

*DEUXIEME PARTIE*

## II- PRINCIPES DES SCHEMAS DE TIRS

### A CIEL OUVERT

L'élaboration d'un plan de tir doit répondre à certaines exigences (géologiques, technologiques et d'environnement), et reste un sujet de recherche, dans lequel l'expérience détient une grande importance.

Dans ce cadre, diverses méthodes ont été utilisées dans le passé, certaines d'entre elles sont sur le point d'être définitivement abandonnées pour des raisons de sécurité, granulométrie et de nuisance (c'est le cas des trous horizontaux), c'est pourquoi notre étude se limitera aux gradins à trous de mines verticaux et inclinés.

De ce qui précède, l'élaboration d'un plan de tir prend en considération les paramètres suivants :

- 1 - La blocométrie;
- 2 - La foration;
- 3 - Le choix adéquat des explosifs;
- 4 - Le système d'amorçage et <sup>la</sup> séquence d'initiation;
- 5 - Les paramètres géométriques du schéma de tir;
- 6 - Influence du pendage des couches sur les résultats du tir;
- 7 - L'influence des paramètres du tir sur les vibrations;

#### 1- La blocométrie :

Ce paramètre est représenté par :

1 - 1 La dimension maximale des blocs ( d max ) : [ 3 - 4 ]

les dimensions maximales admissibles des blocs se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

\* La capacité du godet de l'excavateur : E ; ( m<sup>3</sup>);

$$d_{\max} < = 0,8 \cdot (E)^{3/2} ; (m);$$

\* Dimension d'ouverture du concasseur : B ; ( m );

$$d_{\max} < = 0,8 \cdot B ; (m);$$

\* Capacité de la benne du camion : Vc ; ( m<sup>3</sup>);

$$d_{\max} < = 0,5 \cdot (Vc)^{3/2} ; m$$

\* Largeur de la bande du convoyeur : Bd ; ( m );

$$d_{\max} < = 0,5 \cdot Bd + 0,1 ; (m).$$

### 1-2 La taille moyenne des blocs :

D'après KUZUETSOV, la taille moyenne des blocs est donnée par :

$$X_m = K ( E \cdot H \cdot B )^{1/6} \cdot (E_s)^{-0,633} ; m [5 - 8]$$

Avec : E : Espacement entre les trous ( m );

H : Hauteur du gradin ( m );

B : Banquette ( m );

Es : Energie spécifique de la volée ( kj/t );

K : Coefficient de fracturation, dépend de la nature des roches,

K = 7 : Roche moyennement fissurée ;

K = 10 : Roche dure , très fissurée ;

K = 12 : Roche dure , faiblement fissurée .

### 1-3 Le fuseau granulaire :

En 1983, CINCINGHAM élabora le modèle ci-après dit modèle de KUZ - RAM :

$$1 - Y = \text{EXP} ( - \text{Ln } 2 \cdot (x / x_m)^n ) \quad [6]$$

Avec :  $Y$  : Pourcentage de passants à  $x$  (à travers les tamis);

$x$  : Ouverture du tamis ;

$x_m$  : Taille moyenne des blocs ;

$n$  : Indice de forme de la courbe .

$$n = 0,5 (2,2 - 14.b / Dt) (1 - w / b) (1 + E / B) . L / H.$$

Avec :

$Dt$  : Diamètre du trou de mine ( mm );

$W$  : Déviation de la foration ( mm );

En général :  $n = (0,8 - 2,2)$  .

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

## 2- Foration

### 2-1 Généralités

L'abattage des roches est effectué exclusivement à l'aide d'explosifs. Pour cela, il faut dans la plupart des cas, exécuter un ou plusieurs trous de dimensions convenables dans la masse rocheuse qu'on charge d'explosifs. Ces trous sont pratiqués au moyen de perforatrices de roches.

### 2-2 Choix d'un matériel de foration

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de trois critères :

1) - Le gisement :

La forabilité dépend de la nature des matériaux et de la géométrie de la masse à abattre , les caractéristiques de la roche ( résistance à la compression , abrasivité ) ainsi que la structure du massif ( hétérogénéité , puissance , discontinuité ) , sont généralement déterminantes .

2) - Caractéristiques d'exploitation :

matériel de reprise ( pelle , chargeuses ) , granulométrie recherchée .

3) - L'environnement : présence d'habitations , vibrations , bruits , poussières ) .

Ces quelques éléments ne sont pas évidemment limitatifs, mais un seul d'entre eux peut dans certains cas, aboutir à une orientation du choix du matériel à utiliser.

Q - Pour une roche très abrasive le prix de revient de l'équipement de foration ( des taillants et des tiges ) sera déterminant . On cherchera dans ce cas à limiter la foration en choisissant le diamètre le plus élevé possible . [ 11 ]

C - Lorsque des contraintes de vibrations ( présence de bâtiments ) conduisent à tirer des charges unitaires limitées ( charge momentanée ) , donc il sera nécessaire de limiter soit le diamètre, soit la longueur des forages .

#### A) F 2-3 Paramètres caractérisants l'engin de foration :

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé, par différents paramètres :

- Le diamètre de foration :

Le . Dans le domaine minier, le diamètre varie entre 45 et 152 mm [ 9 - 11 ] il croit avec la croissance de la profondeur. 1000 à 4000 coup. / min .

- La profondeur à forer :

Les engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en petit diamètre .

- La quantité de matériaux à abattre :

Elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction du diamètre et de la maille .

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.

#### 2-4 Techniques de forage

Toutes les techniques de forage existantes actuellement utilisent :

a) Un mouvement de rotation .

b) Un mouvement de descente accompagné ou non d'un mouvement de percussion .

c) Un soufflage d'air comprimé destiné au minimum à permettre la remontée des éclats de

foration et refroidir les outils de foration.

Dans certaines techniques de forage, l'air comprimé peut être remplacé par une injection d'eau, de boue ou de mousse.

On distingue cinq techniques de foration :

- A) Foration par roto-percution avec marteau hors du trou .
- B) Foration par roto-percution avec marteau au fond du trou .
- C) Foration par coupe rotative avec outil à lames .
- D) Foration par rotary avec outil tricône .
- E) Une technique particulière associée à la roto-percution ( V.P.R.H ) .

A) Foration par roto-percution avec marteau hors du trou .

Elle combine les mouvements de rotation et de percution à partir de la surface du sol et l'énergie est transmise au taillant par l'intermédiaire d'un train de tiges .

Les matériels roto-percutants sont caractérisés par :

- La fréquence de frappe : 1000 à 4000 coups / min ;
- 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-percution avec marteau au fond du trou .

Le mouvement est assuré par un moteur fixé en surface sur la glissière et transmis à un frappeur situé à l'intérieur et à la base du trou par l'intermédiaire d'un train de tubes .

Avantages :

- L'énergie transmise au taillant est indépendante de la profondeur ;
- L'air de l'échappement est utilisé également pour le nettoyage du trou ;
- Limite des déviations et les risques de coincement ;
- Rendement élevé.

C) Foration par coupe rotative avec outil à lames :

Cette technique est surtout utilisée par les cimentières . Le matériel utilisé doit assurer sur l'outil une pression élevée ( 5 à 15 t ) et transmettre un couple élevé ( jusqu'à 800 m / Kg ) , si l'on veut obtenir une pénétration correcte.

D) Foration par rotary avec outil tricône :

Ce procédé réservé à de très grosses exploitations , fait appel à des puissantes machines , capables de maintenir des poussées de 10 à 30 t . L'outil utilisé comme broyeur permet de réaliser des trous à partir de 160 mm de diamètre .

E) Une technique particulière associée à la roto-percution :

Il s'agit de matériel de forage mis au point et construit par le centre d'étude et de construction de prototypes (C. E.C.P )des ponts et chaussées. Ce matériel est essentiellement destiné à la reconnaissance géologique, au sondage sismique profond, et à la recherche hydrogéologique.

### 3- Les explosifs :

#### 3-1 Généralités :

##### Définition :

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

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

En fonction de cette dernière, on distingue des :

\* Explosifs déflagrants : Ce sont ceux qui détonent lentement, atteignant au maximum 500 m / s , ils provoquent une flamme longue et prolongée.

\* Explosifs détonants ( puissants ) : Ce sont ceux qui détonent avec une grande vitesse ( 1200 - 1700 m / s ) . Ils provoquent une flamme courte et chaude ( dynamite ) .

\* Explosifs de sécurité ( autorisés ) : Ce sont ceux qui provoquent une flamme très courte de peu de durée, et une température relativement basse ( 1500 ° c ) .

Propriétés générales : trois éléments fondamentaux caractérisent un explosif :

\* La rapidité de l'explosion.

\* Le volume de gaz produit.

\* La chaleur dégagée par l'explosion.

D'autres propriétés, dont certaines ont une grande importance en vue des emplois pratiques, sont les sensibilités au choc, au frottement, à l'amorce et à la chaleur.

L'énergie des explosifs est exprimée comme la chaleur spécifique de l'explosion qui dépend de la composition chimique des explosifs.

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

\* Une énergie de choc véhiculée par une onde de choc, c'est à dire de contrainte et qui est transmise dans le milieu con

\*\* Une énergie de gaz qui se manifeste sous la forme d'un gaz à très haute température et de pression.

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

### 3-2 : Caractéristiques pratiques des explosifs :

Quand on veut choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître les caractéristiques pratiques, de cet explosif, qui sont :

#### 3-2-1 Vitesse de détonation :

C'est la vitesse de propagation de l'onde explosive dans la masse de l'explosif, mesurée en mètres par seconde. Elle dépend de :

\* la densité de l'explosif

elle croit avec la densité de l'explosif jusqu'à une certaine valeur où 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.

\* De la résistance du matériau entourant la charge : elle croit avec cette dernière.

\* Du diamètre de la charge

Elle croit avec ce dernier jusqu'à une certaine valeur, dite vitesse idéale, qui n'est pas atteinte avec les diamètres usuels.

\* De la composition chimique de l'explosif.

### 3 - 2 - 2 Coefficient d'utilisation pratique (C.U.P.)

Il caractérise la puissance des divers explosifs, et pour le déterminer, on fait détoner une masse variable d'explosifs ( diamètre 25 mm ) dans un bloc de plomb de manière à obtenir le même volume que 15 g d'acide picrique, (explosif de référence ) tiré dans les mêmes conditions. Le résultat exprime le rapport des masses en pourcents.

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

### 3 - 2 - 3 Coefficient de self - excitation (C.S.E.) ( la brisance )

Ce coefficient, mesuré en centimètre ou milimètres, exprime la sensibilité à l'onde explosive d'une masse d'explosif donnée, placée au voisinage d'une autre masse de même nature, c'est à dire la distance à partir de laquelle, l'explosion de l'une des charges explosives entraîne une fois sur deux l'explosion de l'autre ( ces deux charges explosives doivent être placées dans le même axe )

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

### 3 - 2 - 4 Sensibilité au frottement et au choc :

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

La sensibilité au choc est exprimée suivant la plus ou moins grande hauteur de laquelle un marteau ou un poids étalon doit tomber sur une charge - étalonne pour la faire détoner.

### 3 - 2 - 5 Stabilité à la chaleur et au froid :

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

### 3-2-6 Fumées et gaz des explosions :

Le gaz produit, le plus dangereux, est l'oxyde de carbone. Dans l'emploi des explosifs en un milieu souterrain, l'atmosphère des galeries est dangereuse à respirer pendant longtemps, si la ventilation n'est pas suffisante.

### 3-3 Composition et types d'explosifs

#### 3-3-1 Composition des explosifs

Un explosif peut être soit un composé défini, c'est à dire des corps purs correspondant à une formule chimique bien précise (comme T.N.T.), soit un mélange.

Les substances explosives usuelles sont le plus souvent des mélanges, dont les constituants peuvent être:

a) des composés chimiques explosifs

b) des carburants 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 "Nitrate de soude".

c) des combustibles dont le rôle est:

- l'absorption de la N.G.L. et du dinitroglycol, pour diminuer la sensibilité au choc de l'explosif.

- l'apport d'énergie complémentaire à l'explosif: cas de l'aluminium.

d) des matières inertes et des additifs: pour conférer à l'explosif telle ou telle propriété particulière, ou pour en faciliter la fabrication, par exemple:

\* l'eau s'associe à un gélifiant, qui assure une bonne résistance à l'humidité, des bouillies;

\*\* Les allégeants, mouillants utilisés dans les bouillies;

\*\*\* Le stéarate de calcium, produit hydrofuge améliorant la résistance à l'eau de l'explosif.

### 3-3-2 Type d'explosifs

Les explosifs peuvent être classés selon deux critères:

- 1: selon leur mode d'action;
- 2: selon leur composition chimique

1) Selon leur mode d'action, on distingue:

- a) Explosifs brisants, dont la transformation presque instantanée, est accompagnée d'effets brisants. Ils sont utilisés sans bourrage et sont particulièrement sensibles au choc et à la flamme;
- b) Explosifs lents dont l'emploi est généralement enterré avec bourrage.

2) Selon leur composition chimique, on distingue:

2-a) Explosifs nitrés:

a-1) Dynamites: ce sont des explosifs de grande rapidité dont le principal constituant est la NITROGLYCERINE (N.G.L.) obtenue par nitration de la glycérine, et contenant de 12 à 92% de cette dernière (N.G.L.)

La (N.G.L.) pure est un liquide ayant un point de congélation de 15,4°C qui assure la qualité antigel d'une dynamite.

Elle est constituée aussi d'une matière absorbante dite base, qui diminue la sensibilité de la (N.G.L.)

- Selon la matière absorbante, on distingue:

- a-1-1) Les dynamites proprement dites dans lesquelles la matière absorbante est inerte.
- a-1-2) Les dynamites gommes et les dynamites gélatinées dans lesquelles la matière absorbante est elle-même un explosif.

a-1-3) Les grisous dynamites qui contiennent des proportions assez faibles de N.G.L.

L'intérêt industriel de cette catégorie de dynamites est leur sûreté d'emploi dans les pétardements.

- Selon le taux de N.G.L., on distingue:

a -1-1\*) Les dynamites plastiques contenant plus de 20% en masse de N.G.L. dans la gangue de coton azotique .

a-1-2\*) Les dynamites pulvérulentes contenant de 20 à 25% de N.G.L..

a-2) La penthrite et l'hexogène : ce sont des corps cristallisés, peu solubles dans l'eau, très stables , ils sont des explosifs très brisants et très puissants.

## 2- b) Explosifs nitrés

Ce sont des explosifs dont le principal constituant est le nitrate d'ammoniaque, et contenant de 67,5 à 87,5% de nitrate d'ammonium et d'un explosif pur.

## 2- c) Explosifs en vrac

Par ce terme on distingue généralement les explosifs nitrate-fuel et les explosifs bouillies.

\* Explosifs Nitrate-fuel : ces explosifs sont fabriqués par malaxage (mélange de nitrate d'ammonium 94%, et fuel léger ou domestique 6%) . On les appelle également explosifs <<AN-Fo>>( d'ammonium nitrate-fuel-oil). Ces explosifs sont peu sensibles et n'ont donc pas de coefficient de self excitation.

## 2- d) Explosifs chloratés

Ce sont des explosifs dont le principal constituant est : le chlorate de sodium ou de potassium, ou de perchlorates et contenant 77% environ de chlorate de sodium et 23% environ de dinitrotoluène.

### 3-4 Choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction:

- du massif rocheux:

l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide .Mais de plus , l'explosif doit être ""adapté"" à la roche. Ce choix peut se faire par le choix d'un explosif (à) vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est préfracturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée;

-des objectifs technico\_économiques et autres engins de l'exploitation:

même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût d'exploitation, son prix est en compte dans son choix , car il rentre dans le coût total de la foration et au coût du changement. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif .

Adéquation de la roche et de l'explosif: test des impédances: masse volumique et densité de chargement.

Des études entreprises notamment aux U.S.A., au CANADA, et reprises dans certains pays Européens, ont montré que le transfert de l'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur lorsque le rapport:

$$(1) \quad \rho .D / \rho_0 .D_0 \text{ est compris entre } 0,4 \text{ et } 0,7 \quad [ 20 ]$$

avec :

$\rho$  : densité de chargement de l'explosif dans le trou

$$\rho = d (D_e / D_t)^2 . K$$

d : masse volumique de l'explosif

$D_e$  : diamètre de l'explosif

$D_t$  : diamètre du trou

$D_c / D_t$  : couplage de la charge

$K$  : coefficient de tassement = la masse volumique de l'explosif dans le trou / <sup>masse</sup> volumique de l'explosif hors du trou

$\rho_0$  : densité de la roche

$D_0$  : vitesse des ondes de compression dans la roche.

La relation précédente (1) montre que plus la roche est dure et dense, plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité de chargement.

### 3-5 Les explosifs commercialisés en Algérie [ 13 ]

L'ONEX produit une gamme variée d'explosifs qui est :

1- Les explosifs gélatineux, ils contiennent beaucoup d'huile explosive avec plus de 12% de nitroglycérine.

Ce sont des explosifs brisants insensibles à l'eau et utilisés dans les travaux d'abattage des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grès durs et le granit.

Ils sont désignés dans le commerce sous le nom de :

- \_ Géonit
- \_ Gélanit 1
- \_ Gélanit 2

2- Les explosifs pulvérulents: ils sont des explosifs nitrés et ne contiennent pas ou très peu d'huiles explosives; ils sont recommandés pour les roches tendres à mi-dures, la molasse et les schistes.

Ils sont désignés dans le commerce sous le nom de :

- |             |           |
|-------------|-----------|
| -Marmanit 1 | -Carrinit |
| -Marmanit 2 | -Anfomil. |
| -Marmanit 3 |           |

Designation commerciale	resistance à l'eau	densité	vitesse de détonation	C.O.P	C.S.E	volume des gaz
		g/cm <sup>3</sup>	m/s		cm	l/kg
ELONIT	très bonne	1,50	5800	1,15	18	733
ELANIT I	bonne	1,40	6300	1,33	8	865
ELANIT II	bonne	1,45	6000	1,27	6	808
ARRINIT	médiocre	1,00	4500	1,27	10	892
ARMANIT I	médiocre	0,95	4000	1,28	5	842
ARMANIT II	médiocre	0,98	4100	1,27	2	868
ARMANIT III	médiocre	0,95	3800	1,18	2	907
EFOMIL	médiocre	0,90	3000	1,15	0	975

(suite)

	domaine d'utilisation
ELONIT	en région humide et pour roches dures
ELANIT I	abattage en carrières, roches dures
ELANIT II	abattage sous terrain, roches dures
ARRINIT	roches dures à mi-dures
ARMANIT I	pour les roches de dureté moyenne
ARMANIT II	pour les roches de dureté faibles
ARMANIT III	en régions sèches, pour les roches tendres
EFOMIL	abattage en carrières, pour roches tendres

#### 4 : Amorçage et systèmes d'amorçage

##### 4-1 Définitions physiques du phénomène d'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.

Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottement, des étincelles, des échauffements, des inflammations, des compressions, des ondes 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.

Lorsqu'il ya propagation ce n'est toujours qu'après un certain temps appelé "temps d'induction" ou retard à l'amorçage, c'est le temps au bout duquel le processus de décomposition dégage suffisamment d'énergie pour qu'il puisse se propager lui même.

##### 4-2 Système d'amorçage

Dans le domaine civil (mines, carrières, travaux publics), les systèmes les plus utilisés sont les détonateurs électriques ou non, associés ou non à des cordons détonants

La chaîne pyrotechnique se compose de: [ 12 ]

- 1) un inflammateur destiné à produire une flamme;
- 2) une mèche lente destinée à propager lentement cette flamme en fournissant ainsi le temps à l'opérateur de s'éloigner;
- 3) un détonateur fournissant la détonation;
- 4) un cordon détonant propageant la détonation;
- 5) la charge explosive.

La chaîne électrique se compose de [ 12 ]

1) une source de courant électrique (exploseurs) sont généralement des générateurs de courant électrique continue tels que, lorsqu'ils sont actionnés, ils donnent naissance à un courant électrique de courte durée;

2) des conducteurs électriques (ligne de tir);

3) un ou plusieurs détonateurs électriques (instantanés, à retard ou à micro-retard);

4) un cordeau détonant;

5) la charge.

#### \* Détonateurs électriques à retard

Ces détonateurs permettent d'échelonner plusieurs explosions dans le temps. Leur principe de fonctionnement est le même que celui des détonateurs électriques instantanés, mais la composition fusante enflamme un relais qui met un certain temps à brûler et qui fait ensuite détoner la charge explosive du détonateur. (voir fig 4-1)

Les avantages de l'explosion à retard sont

1- la réduction des ébrèlements;

2- l'amélioration de la fragmentation;

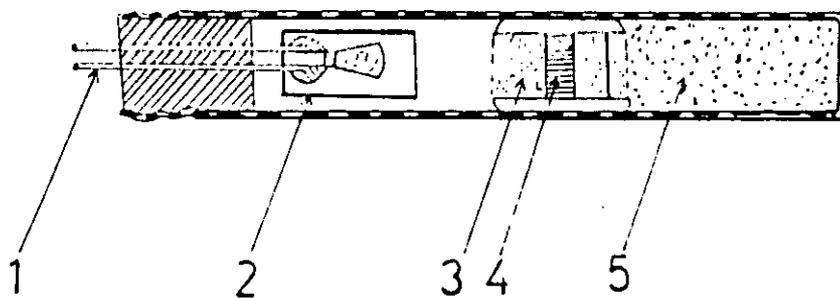
3- la réduction du rétro-abattage (back-break).

De ce qui précède, on note les avantages du tir électrique par rapport à un tir à la mèche lente, suivant:

- la possibilité d'effectuer le tir simultané des charges ainsi que le tir à intervalles.

- le contrôle simple de la validité des détonateurs électriques et le bon état du circuit de tir, en utilisant des appareils de mesure.

Fig II - 4 - 1 schéma d'un détonateur électrique



1: fils électriques

2: Perle allumage

3: charge retardatrice

4: charge Primaire

5: charge secondaire (0,6 g "Pentrite")

#### 4 -3 Séquence d'initiation

Son choix dépend essentiellement :

- de l'environnement: le niveau de vibration limite, la charge unitaire admissible par retard, par conséquent le nombre de trous détonants au même instant;
- des objectifs: le tir à retard intervient directement sur la fragmentation et il a été établi que celle-ci est optimisée par le choix du retard;
- du nombre de rangées la gamme de retards disponible étant généralement limitée .

Les retards étant tous d'une même rangée fixés à 25 ms ainsi que sur l'écart entre rangées permettent de créer les faces libres nécessaires au phénomène de fissuration voir ( fig 42 ).

Ces faces libres offrent la meilleure surface de réflexion à l'onde de choc et produisent une fragmentation optimale pour le minimum d'énergie.

Pour s'en approcher il faut disposer des systèmes et des techniques grâce auxquels il devient possible d'étagger dans le temps les mises à feu de manière à augmenter la surface de réflexion proposée à chaque trou de mine à l'instant de sa détonation.

#### 4 - 4 Effet des ondes de choc dans le massif rocheux :

Quand un explosif détone, il se produit simultanément et selon une succession rapide, une série de phénomènes, d'abord de nature chimique puis de nature statique, à savoir :

- Lorsque l'explosion a lieu, l'onde de choc parcourt la roche à une grande vitesse. Autour d'une charge se forme la zone de compression.
- Le diamètre initial du trou s'élargit de près du double. Dans cette zone les roches dures et mi-dures supportent la surfragmentation. En ce qui concerne certaines roches denses et les argiles tendres, elles augmentent leur consolidation.
- L'onde de choc se déplace du centre à la périphérie, provoque dans la roche des tensions radiales et des tensions tangentielles. Dans cette zone ( zone de la formation de fissures ) l'énergie du tir est consommée pour surmonter la résistance des roches au déplacement, à la traction et en partie à la compression.

- A un certain point, ces deux tensions subissent des variations, qui vont d'un maximum positif ( compression ) à un minimum négatif ( distension ), puis s'annulent. Les tensions radiales ne produisent pas d'effet sensible ni visible dans la roche. Les tensions tangentielles, lorsqu'elles sont de distension, produisent une fissuration selon des rayons partants du centre du trou.

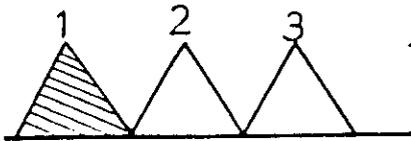
- Lorsque l'onde de choc arrive à la surface libre du gradin, tend à projeter le matériau à la surface.

De ce qui précède , on peut résumer le mécanisme d'abattage résultant en :

- 1 - Fissuration, sous l'effet de l'onde de choc , de la roche à différent niveaux.
- 2 - 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 .
- 3 - Etalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

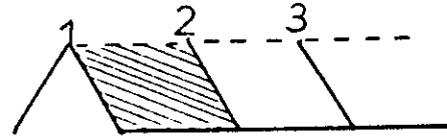
Fig II - 4 - 2 - 1 schémas d'amorçage

(1)



(a)

surface libre à chaque trou pour  
une mise à feu instantanée de  
tous les trous

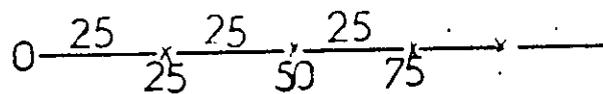


(b)

la surface agrandie au trou N°2  
si sa détonation est retardée par  
rapport au trou N°1

(2) Types de combinaisons

- 1 - Même base de retard



- 2 - Deux bases de retard

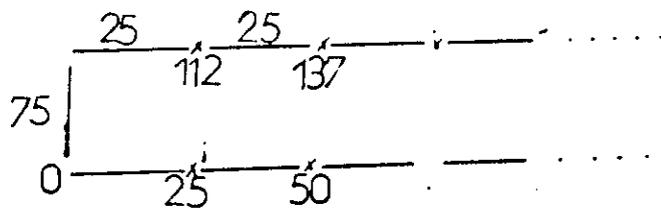
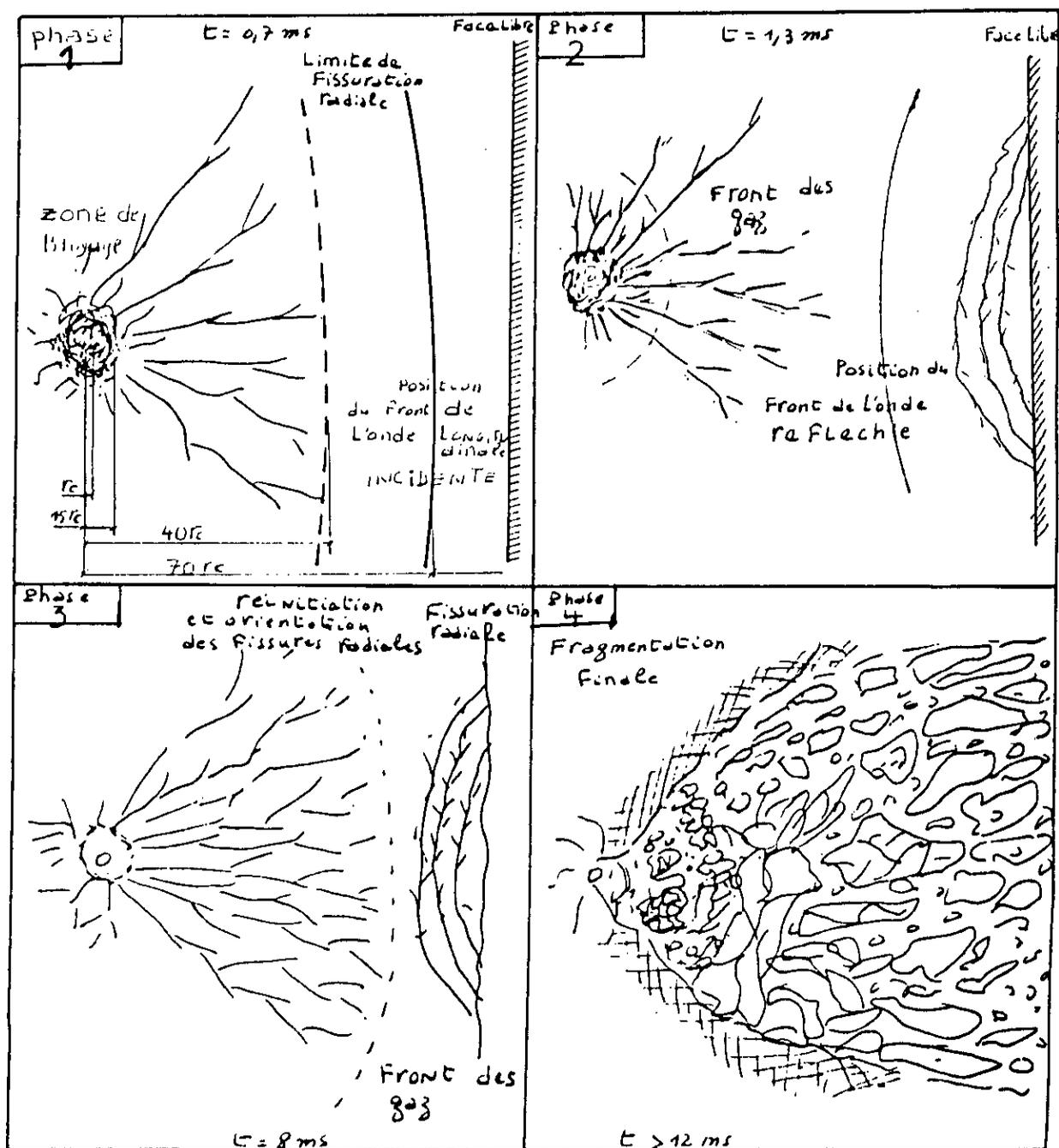


Fig II - 4 - 2 développement de la fissuration et de la fracturation



rc: rayon de cartouche

## II.5 : Paramètres géométriques du schéma de tir

### 5-1 Introduction

la préparation des roches à l'extraction a pour objectif la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles, tant au niveau de chargement qu'au niveau du concassage.

Il est donc nécessaire de porter une attention particulière à l'élaboration d'un plan de tir adéquat, dont les principaux paramètres sont déterminés ci-après :

### 5-2 Diamètre du trou (D):

il dépend de :

- \* la granulométrie projetée;
- \* l'objectif de production et du coût global ( le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration [19] );
- \* l'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge unitaire ;
- \* la structure du massif : qui a un effet fondamental sur la granulométrie et la stabilité des terrains;
- \* l'engin de chargement : qui nécessite un type de fragmentation pour atteindre des rendements importants.

### 5-3 : Hauteur du gradin (H):

il ne faut pas donner une hauteur exagérée aux gradins ( voir fig II 5.1 ), elle dépend:

- \* du volume de production par volée ;
- \* des performances des engins de chargement ;
- \* de l'engin de foration ;
- \* de l'environnement qui limite par-fois la charge du trou (done la hauteur du gradin) pour respecter les valeurs admissibles de vibration .

5-4: Banquette (B):

elle dépend :

- \* des objectifs technico-économiques dans le sens où elle est le facteur clé de la consommation d'explosif et des résultats du tir;
- \* de l'explosif (elle varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif [19,20]);
- \* de la hauteur du gradin ;
- \* de la stabilité des terrains qui va permettre à la sondeuse de travailler dans des bonnes conditions .

5-5 Sous-forage (Is):

sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin , en créant les conditions normales de travail des engins(planéité de la plate forme ,bonne découpe du gradin ).

Il dépend :

- \* de la hauteur du gradin ;
- \* du diamètre du trou ;
- \* de la résistance au pied ( ligne de moindre résistance ) ;
- \* des propriétés physiques et mécaniques des roches .

5-6: Longueur et nature du bourrage (Lb):

son objectif est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet des gaz des explosifs . Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage .Son efficacité dépend de sa nature : les gravillons non compactés sont particulièrement satisfaisants .

5-7 : Rapport de maille (espacement / banquette).

Il dépend essentiellement des objectifs poursuivis :

- \* pour une bonne fragmentation , le rapport de maille doit être aussi élevé que possible , entre 1,2 et 1,5 ;
- \* pour un bon profil de front , il est souvent voisin de 1 ;
- \* pour la production d'enrochement , il est recommandé de le réduire à une valeur inférieure à 1 .

5-8 : Inclinaison du trou de mine : ( voir fig 115-2 )

les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières , vu leurs avantages qui sont notamment

- \* meilleur rupture du pied , avec moins d'effet de cratère
- \* moins de blocs en tête , avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin ;
- \* plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

Fig II - 5 - 1 choix du couple : diamètre - hauteur du gradin [ 8 ]

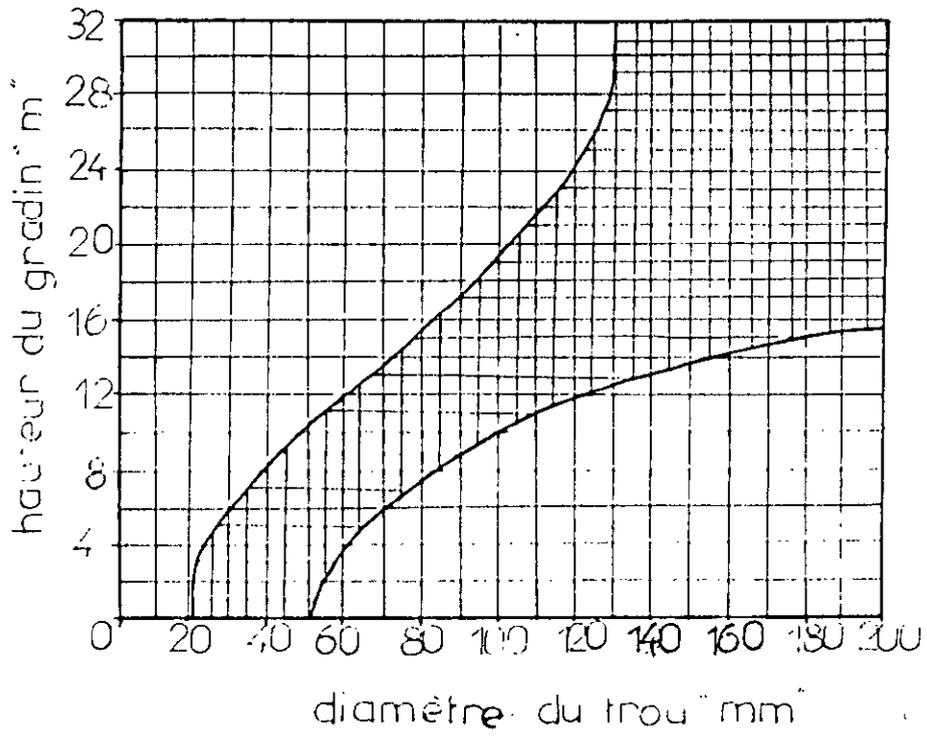
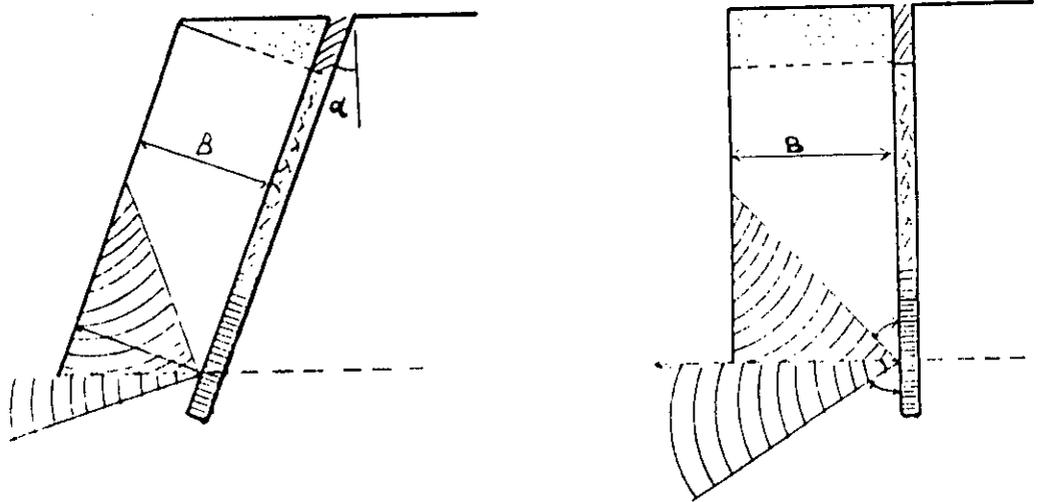


Fig II - 5 - 2 effet de l'inclinaison des trous d'un gradin sur la fragmentation [ 9 ]



-  Bourrage
-  charge de colonne
-  charge de fond
-  zone d'où proviennent les gros blocs
-  ondes réfléchies
-  ondes non réfléchies

## 6 - Influence du pendage des couches sur les résultats du tir : [ 7 - 10 ]

Il est évident que la structure du massif influe fortement sur les résultats du tir, c'est pourquoi nous distinguons le pendage des couches.

### 1 - Tir avec le pendage : (fig I 61 )

Il est généralement accompagné :

- d'une rétrofracturation importante ;
- d'une instabilité de la tête du gradin ;
- d'une bonne sortie du pied ;
- D'un important mouvement de la masse rocheuse , d'où un bon étalement facilitant le chargement.

### 2 - Tir contre le pendage ( fig I 62 ) :

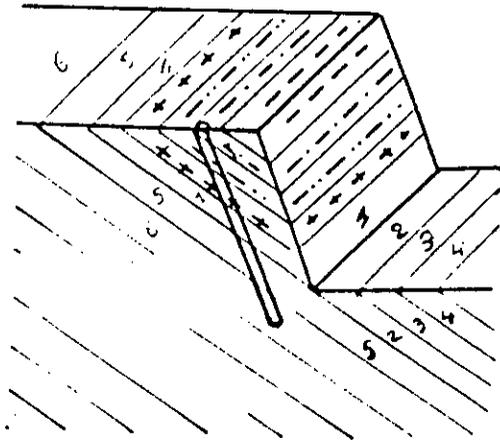
Conduit à :

- Une faible rétrofracturation mais un déchiquetage de la tête du gradin ;
- Une mauvaise sortie du pied ;
- Une irrégularité de la base ;
- Une mauvaise projection, d'où les difficultés de chargement.

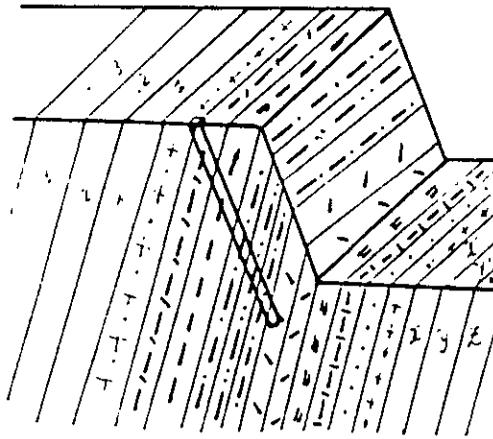
### 3 - Tir en travers - bancs : ( fig I 63 )

Dans ce cas, les ondes générées par la détonation ont tendance à suivre les couches, d'où une anisotropie de leurs effets vibratoires , par contre , le travail des fumées de tir a tendance à s'effectuer en décollant et en "déchaussant" les couches . Ce type de tir , peut nécessiter des reprises de tir , et induit des difficultés au chargement.

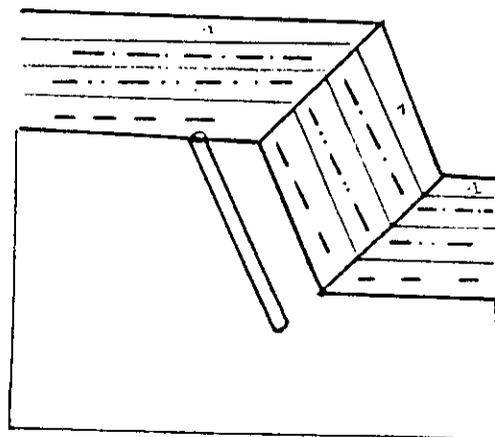
fig:II.6: Types de tirs :



1: tir avec le Pendage



2: tir contre le Pendage



3: tir en travers - bancs

## 7 - Influence des paramètres du plan du tir sur les vibrations produites.

Parmi les nombreux paramètres d'un tir, un certain nombre est manifestement déterminant quant à l'intensité des vibrations transmises au sol : en particulier la quantité d'explosifs mise en oeuvre, la distance au tir, qui représentent les seuls paramètres aisément mesurables. D'autres sont également importants : nature de l'explosif, nature géologique du sol, séquence d'amorçage. Ils sont plus difficiles à quantifier.

### 7-1 Influence de la charge

Le résultat le plus important des études de vibrations a démontré que la vitesse de vibration mesurée en un point donné ne dépend pas de la charge totale d'une volée mais de la charge instantanée (momentanée), c'est à dire de la charge mise à feu à un instant donné par des détonateurs à court retard de même numéro. [ 16 - 18 ]

En effet, même si plusieurs charges successives contribuent à ébranler le sol, cette opération ne va pas au-delà de la durée de l'ébranlement provoquée par une charge isolée. Or cette durée de l'ébranlement est suffisamment courte pour qu'après quelques numéros de micro-retard, on atteigne un niveau de vibration quasi constant.

Des expériences faites aux Etats - Unis ont conduit à retenir la valeur minimum de 8 ms pour définir la notion de charges séparées. [ 18 ]

### 7-2 Influence de la distance

La distance constitue le paramètre le plus facile à étudier, il suffit de placer plusieurs capteurs à différentes distances d'un tir pour avoir l'amplitude de vibration dans chaque point de mesure.

Diverses expériences ont conduit à considérer que la vitesse mesurée est inversement proportionnelle à la distance à une puissance généralement comprise entre 1,5 et 2.

Dans ce cadre, plusieurs formules ont été proposées, combinant à la fois la vitesse d'oscillation, la charge momentanée, et la distance entre le tir et le point de mesure. La plus utilisée

tab 7-1

	Sable Gravier Argile	Moraine Ardoise marbre	Granite Gneiss calcaire	effet sur construction normale	niveaux de vibration $Q / D^{1,5}$
vitesse de propagation des ondes (m/ s)	1000 1500	2000 3000	4500 6000		0,03
vitesse d'oscillation mm/s	18	35	70	formation de fissures non détectables	0,03
	30	55	100	petites fissures	0,06
	40	80	150	formation de fissures	0,12
	60	115	250	formation de fissures considérables	0,25

tab 7 - 2 classification des niveaux de dégats [18]

vitesse d'oscillation (mm/s)	250	dégats importants	dégats	dégats importants
	200	seuil de craquement		
	150			
		seuil de fissuration		dégats moins importants
	100	seuil admissible	seuil admissible	seuil admissible
50	sans nuisance	sans nuisance	sans nuisance	
	LANGEFORS	CANADA	Bureau de Mines(U.S.A)	

est celle proposée par: LANGEFORS et KIHLSSTROM:

$$V = K (Q/R^{1/3})^{0,5}$$

où V : vitesse d'oscillation en (mm/ s)

Q : la charge momentanée en (Kg)

R : distance de mesure en (m)

K: coefficient tenant compte

K = 400 pour les roches dures

K = 200 pour les roches tendres

K = 100 pour les terrains de couvertures

$Q/R^{1/3}$ : le niveau de vibration

Les seuils de vibration, ayant été définis sur chacun des ouvrages, consistent à estimer les charges d'explosifs admissibles en fonction des distances entre les tiges de mines et les ouvrages afin que les seuils de vibration ne soient pas dépassés.

*TROISIEME PARTIE*

### III Methodes de conception.

Plusieurs méthodes ont été utilisées pour déterminer les schémas de tir, parmi lesquelles et la plus récente est celle de LANGEFORS.

Dans ce cadre de la détermination d'un schéma de tir on va présenter cette méthode.

Méthode de LANGEFORS. [20]

LANGEFORS a bâti sa méthode après de nombreuses observations sur le terrain. Ses hypothèses sont:

- 1) Les trous sont surforés sur une longueur de  $0,3 B$   
B étant la banquette
- 2) La charge de pied s'étend sur une longueur de  $1,3 B$
- 3) La hauteur du bourrage est égale à la banquette "B"
- 4) La charge de <sup>La</sup> colonne occupe la place restante dans le trou.

Les notions sont celle du schéma III - 1

LANGEFORS raisonne alors ainsi :

\*\* Chargement linéaire de pied vaut:

$$L_p = \rho (D_t / 36)^2, \text{ en Kg/m}$$

$D_t$  : diamètre du trou en mm

$\rho$  : densité de chargement de l'explosif en tonnes/m

\*\* La charge linéaire minimale pour briser la roche, lorsque la banquette est b, est donnée par la relation empirique suivante:

$$L_p = 0,88. (f / S_p). (E / B). ((0,07 / B) + R + 0,04.B). B^2$$

où

\* f: facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou,

$\alpha$ (°)	0	20	30
F	1	0,9	0,85

à partir de ces données on peut chercher une fonction approximative  $F = f(\alpha)$  pour déterminer " F " en fonction de "  $\alpha$  " autre que 0,20 et 30 .

Par l'interpolation de Lagrange on peut écrire :

$$F = ((\alpha - 20) \cdot (\alpha - 30) / 600) - (0,9 / 200) \cdot (\alpha) \cdot (\alpha - 30) + (0,85 / 300) \cdot (\alpha) \cdot (\alpha - 20).$$

\* E : espacement des trous en m ;

\* B : banquette en m ;

\* Sp : Strength de la charge de pied .

$$Sp = (5 \cdot Q / 6 \cdot Q_0) + (1/6) \cdot (W / W_0)$$

\* Q et W étant l'énergie totale et le volume de gaz dégagé lors de l'explosion .

\*  $Q_0$  et  $W_0$  correspondant à celles d'une dynamite suédoise

$$Q_0 = 1160 \text{ Kcal / Kg} ; W_0 = 850 \text{ l / Kg} .$$

\* R : résistance au tirage ( " rock constant " ) ( en Kg / m<sup>3</sup> )

R varie entre " 0,2 " et " 1 " .

à partir des relations ( 1 ) et ( 2 ) LANGEFOES a déterminé la banquette maximale . Donc

$$B_{\max} = (D_t / 33,8) \cdot ((\rho \cdot Sp / (f \cdot C \cdot E / B))^{1/2}$$

où : \* C = R + 0,04 .

\*  $\rho$  : densité de chargement de l'explosif .

$$* \rho = d \cdot (D_e / D_t)^2 \cdot K$$

\* d : masse volumique de l'explosif

\*  $D_t$  : diamètre du trou

\*  $D_e$  : diamètre de l'explosif

\*  $D_t / D_e$  : coefficient de couplage de la charge .

\* K : coefficient de tassement .

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

\*\* Il a déterminé aussi la charge linéaire de colonne par :

$$Lc = (Lp / 2,7) * (1 / l) * (Sp / Sc)$$

où  $sc$  : strenght de colonne .

donc :

la quantité d'explosifs en pied est égale à :  $Lp.1,3 . b$

la quantité d'explosifs en colonne est égale :  $Lc.( ( H / \cos \alpha ) - 2.B )$

avec :

$\alpha$  : l'inclinaison du trou de mine ;

H : hauteur du gradin ; ( m ) ;

l : longueur du trou de mine ; ( m ) ;

B : banquette pratique ;(m) ;

$$B = B_{\max} - w ; \quad w : \text{déviation de forage.}$$

Le volume de roches abattues par la détonation de la charge d'un trou de mine est :

$$V_0 = H.E.B ; ( m^3 ) ;$$

La consommation spécifique est :  $q = Q_t / V_0 ; ( Kg / m^3 )$

$Q_t$  : la charge d'explosif dans un trou en Kg .

Correction à apporter aux formules :

1 - Les trous n'étant pas rigoureusement parallèles et pouvant être mal positionnés,

LANGEFORS applique une correction à la banquette maximale .

$$B = B_{\max} - 0,05 H \text{ c'est à dire } w = 0,05.H$$

Pour une inclinaison de  $26^\circ$  :  $w = 0,03.H$

2 - Fragmentation :

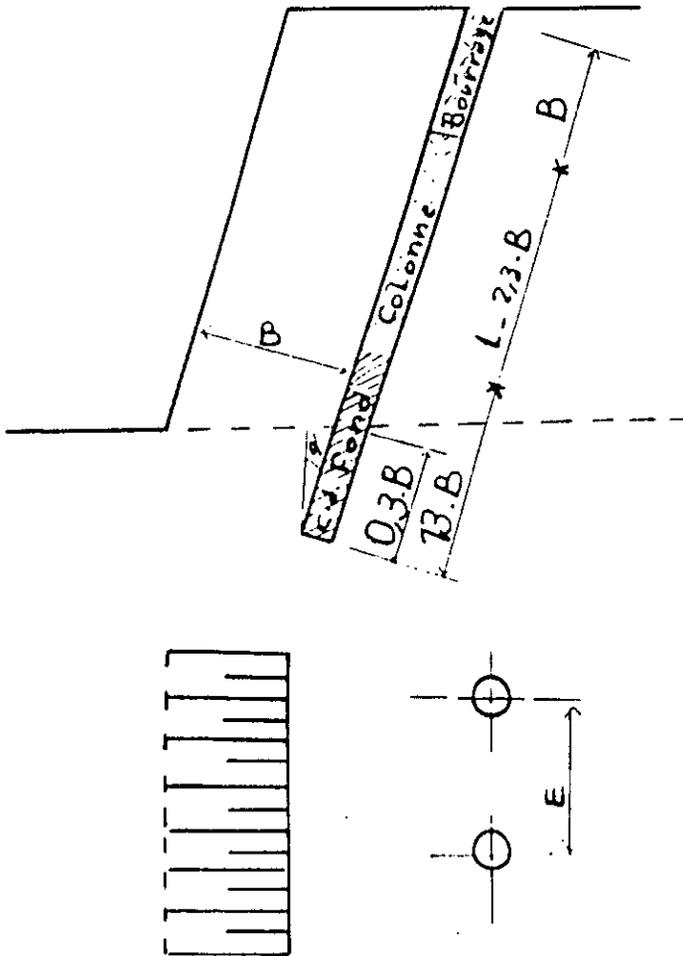
$$\text{Log} ( T ) = 0,29 \cdot \text{Log} ( B^2 \cdot ( 1,25 / ( E / B ) )^{1/2} ) - 1,18 \text{Log} ( q / R ) - 0,82$$

q: consommation spécifique ( Kg / m<sup>3</sup> )

T: Taille des blocs (m) à 90 - 95 % passants.

Les corrections proposées par LANGEFORS visent à augmenter la charge spécifique au m<sup>3</sup> abattu . Cette augmentation est obtenue par une réduction de la maille, sans augmentation de la quantité d'explosif par trou.

Fig III - 1 données géométriques intervenant dans la méthode de LANGEFORS



*QUATRIEME PARTIE*

#### IV - APPLICATION A LA CARRIERE DE SI-MUSTAPHA

Avant d'entamer cette partie , il est important de définir , tout d'abord le champ de contraintes imposées à cette carrière , à savoir :

- Contraintes technologiques : liées à la fois aux matériels disponibles et aux types d'explosifs commercialisés en ALGERIE ;
- contraintes d'environnement : liées au voisinage immédiat de la carrière ( la distance , séparant la carrière et la plus proche construction civile , est de 500 mètres environ ) ;
- contraintes techniques : traduite principalement par l'abrasivité importante , vu son influence directe sur les équipements minières ( foreuse , chargeuse , camions et concasseur ) .

1 : Détermination de la taille maximale admissible des blocs abattus ( $d_{max}$ )

Le chargement est assuré par une chargeuse équipée d'un godet de volume de  $2,5 \text{ m}^3$  (E) , par contre le transport est assuré par des camions de  $18 \text{ m}^3$  de capacité (Vc) , d'autre part l'ouverture du concasseur primaire est de  $1.25 \text{ m}$  (B) .

De ce qui précède , on détermine "  $d_{max}$  " comme suit :

-1 : pour la chargeuse :

$$d_{max} \leq 0,8 \cdot (E)^{3/2} = 0,8 \cdot (2,5)^{3/2} = 1,07 \text{ m} ;$$

-2 : pour les camions :

$$d_{max} \leq 0,5 \cdot (Vc)^{3/2} = 0,5 \cdot (18)^{3/2} = 1,31 \text{ m} ;$$

-3 : pour le concasseur :

$$d_{max} \leq 0,8 \cdot B = 0,8 \cdot 1,25 = 1 \text{ m} .$$

De (1) ,(2) et (3) , on déduit que les roches dont les dimensions dépassent 1 mètre sont considérées comme des hors gabarits .

## 2: Foration :

Actuellement , la foration est effectuée par une foreuse de 105 millimètres de diamètre (foration rotative ) .

Avec ce type de matériel , la foration est difficile , elle est traduite par :

- l'usure des taillants;
- cassure des taillants ;
- temps de foration important .

Etant donné

- l'abrasivité importante de la roche ;
- dureté élevée ;
- l'hétérogénéité du gisement , nous proposons la foration par roto-percution au fond du trou dont les avantages sont cités dans (II.2) .

## 3: Choix de l'explosif :

Comme la roche considérée est dure et la vitesse de propagation des ondes de compression ( $D_0$ ) est élevée , l'explosif choisi doit avoir une vitesse de détonation élevée ( $D$ ) et une forte densité de chargement ( $\rho$ ) afin de vérifier le rapport d'impédance indiqué dans (II-3) .

Donc :

$$0,4 \leq (\rho \cdot D / \rho_0 D_0) \leq 0,7 \quad (1)$$

avec

$$\rho = d \cdot (D_e / D_t)^2 \cdot K_t \quad (2)$$

ou

$$\rho_0 = 2,5 \text{ g / Cm}^3;$$

$$D_t = 105 \text{ Mm} ;$$

$$D_0 = 5000 \text{ m / s} .$$

De (1) et (2) on trouve :

Tab: IV 3.1 choix de l'explosif de fond

	GEGNIT	GELANIT I	GELANIT 2	MARMANIT I	MARMANIT 2	MARMANIT 3	CARRINIT	ANFOM
D m/s	5800	6300	6000	4000	4100	3800	4500	3000
d	1.5	1.4	1.45	0.95	0.98	0.95	1	0.90
De mm	d.D.De <sup>2</sup>							
30	7.84	7.94	7.84	3.42	3.62	3.25	4.05	/
50	21.75	22.05	21.75	9.5	10.05	9.03	11.25	/
65	36.75	37.26	36.75	16.06	16.97	15.25	19.01	/
80	55.68	56.45	55.68	24.32	25.72	23.10	28.8	/

Tab: IV 3-2 détermination de (S)( strength) pour chaque type d'explosif

	densite	energie	volume des gaz	Stength (S)
	g/cm <sup>3</sup>	kJ/kg	l/kg	
GELANIT I	1,4	4807	865	1
GELANIT II	1,45	4661	808	0,96
MARMANIT I	0,95	4983	842	1,03
MARMANIT II	0,98	4684	868	0,98
MARMANIT III	0,95	4163	907	0,87
ANFOMIL	0,90	3804	975	0,84

La valeur de S (strength) est déterminée par rapport à la GELANIT I qui semble beaucoup à celle utilisée comme référence par Mr BOURGINE [20]

$55.13 \leq d \cdot D \cdot De^2 \leq 96.47$  (3), avec  $De$  et  $Dt$  sont exprimés en mètres.

De (3) on détermine la valeur " $d \cdot D \cdot De^2$ " pour chaque type d'explosif commercialisé en ALGERIE ( voir tab : IV-31).

De ce tableau , nous remarquons clairement que les explosifs dont la valeur " $d \cdot D \cdot De^2$ " vérifie la relation (3) sont :

GELANIT I , GELANIT II et la GEONIT , en plus ces valeurs sont très rapprochées ( 55,68 et 56,45 ). Comme le prix de l'explosif du type "GELANIT II " est le plus bas par rapport aux deux autres types, nous préconisons d'utiliser cet explosif , comme explosif de fond ( GELANIT II de diamètre 80 mm ).

#### 4. Système d'amorçage et séquence d'initiation

Afin d'améliorer la fragmentation et de diminuer les vibrations et le bruit produit par l'explosion des charges , nous proposons , pour l'amorçage de la charge de trou , un amorçage au fond du trou (ponctuel) dans lequel le détonateur à micro-retard est placé sur l'axe de la cartouche du fond .

Chaque trou doit être amorcé séparément avec un intervalle de retard , en utilisant les détonateurs à micro retard commercialisées en ALGERIE ( N° 0 , 1 , 2 , ... , 12 avec un intervalle de retard égal à 25 ms )

#### 5. nature du bourrage :

Afin d'améliorer l'effet des gaz des explosifs , diminuer les projections et éviter les effets de canon qu'on pourrait rencontrer, nous préconisons d'utiliser le gravier ( $\frac{3}{20}$ ) comme bourrage , vu les bons résultats déjà obtenus par son utilisation ( [ 8 ] ) d'une part et d'autre part , sa disponibilité dans la carrière elle même .

### 6 : Détermination de la charge instantanée

Afin de déterminer la charge d'explosif admissible en fonction de la distance séparant le point de tir et la plus proche construction civile , pour que les seuils de vibration ne soient pas dépassés , on a dans le cas des roches dures , un niveau de vibration admissible de :

$$Q / D^{1,5} = 0,03 \quad (\text{d'après II - 7})$$

mais la distance ( D ) séparant le point de tir et la plus proche construction civile est de l'ordre de 500 mètres environ (d'après le chef de production de l'unité de SI-MUSTAPHA ).

$$\text{Alors } Q = 0,03 \cdot 500^{1,5} = 335 \text{ Kg .}$$

La valeur aussi obtenue est acceptable , parceque la charge déjà tirée dans la carrière elle même est de l'ordre de 720 Kg ( 8 trous tirés à la fois avec une charge de 90 Kg par trou ).

### 7 : Détermination des paramètres de tir

Dans cette principale et importante partie qui a pour objectif la détermination des paramètres de tir par la méthode de LANGEFORS , nous avons utilisé le progiciel de simulation " MATIR " dont les principales tâches effectuées sont indiquées en fig IV 7 - 1.

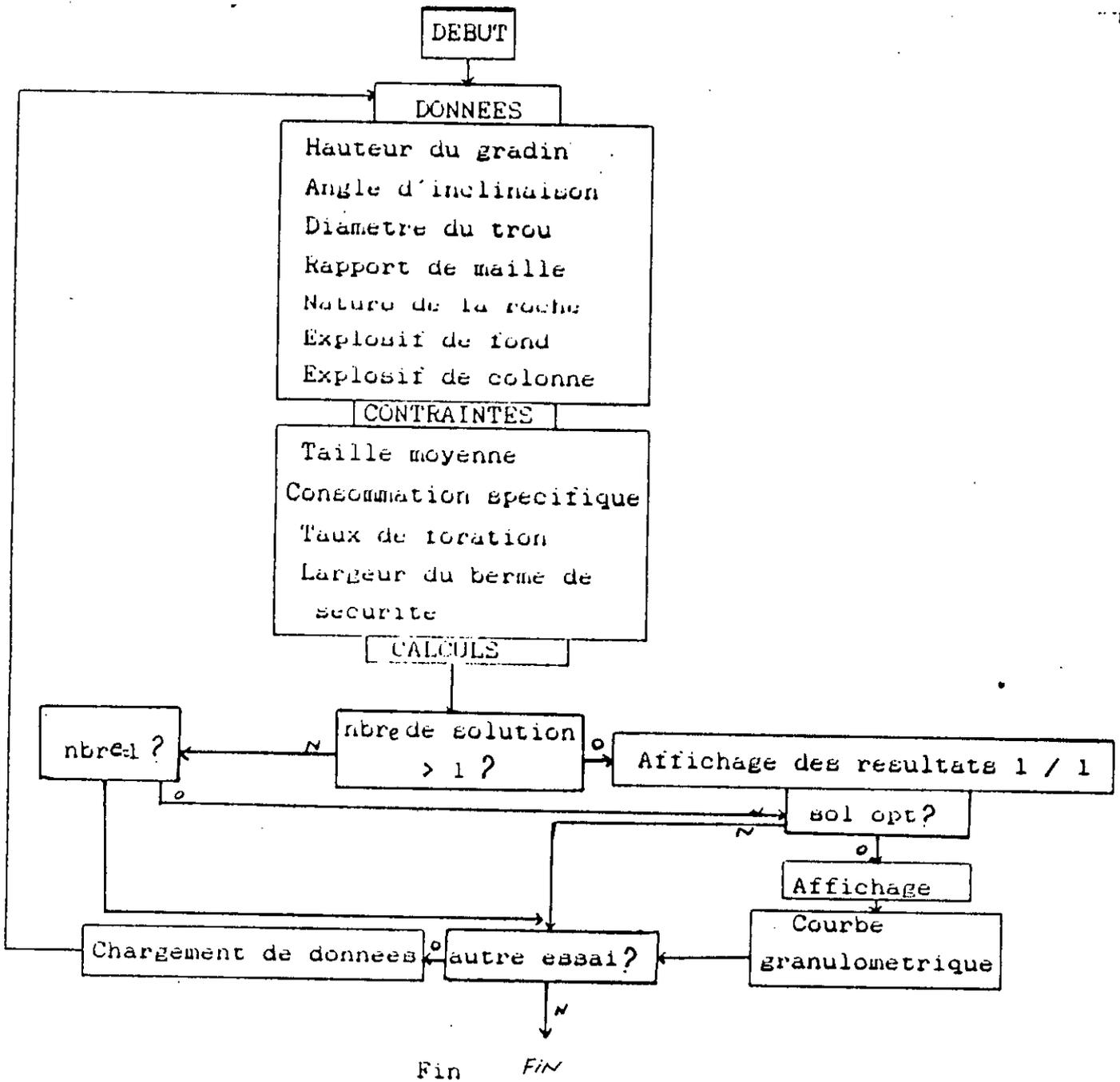
La meilleure solution donnée par "MATIR " est celle qui rend compte de toutes les contraintes imposées à savoir :

- taille moyenne des blocs abattus ;
- taux de foration ;
- consommation spécifique ;
- taux de fines ;
- largeur du prisme d'éboulement .

Le choix de la meilleure solution consiste à trouver les valeurs convenables des paramètres de tir avec les données suivantes :

\* La hauteur du gradin ( H ) : variant de 10 à 15 m avec un pas de 0,5 m;

Fig IV - 7 - 1 principales tâches effectuées par "MATIR"



\* L'angle d'inclinaison du trou de mine par rapport à la verticale ( $\alpha$ ) variant de 0 à 20° avec un pas de 2°;

\* Le rapport de maille (E/B) : variant de 1 à 1.3 avec un pas de 0.05;

\* le diamètre de foration est constant : Dt = 105 mm;

\* la résistance au tirage (r) : r = 0.37 Kg / m<sup>3</sup>;

\* l'explosif de fond est la GELANIT II de diamètre 80 mm;

\* l'explosif de colonne est l'ANPOMIL.

Nombre de solutions existantes : 847;

Nombre de solutions vérifiant les contraintes: 11;

La meilleure solution est indiquée dans le tableau 7 - 1.

Tab IV-7-1: résultats obtenus:

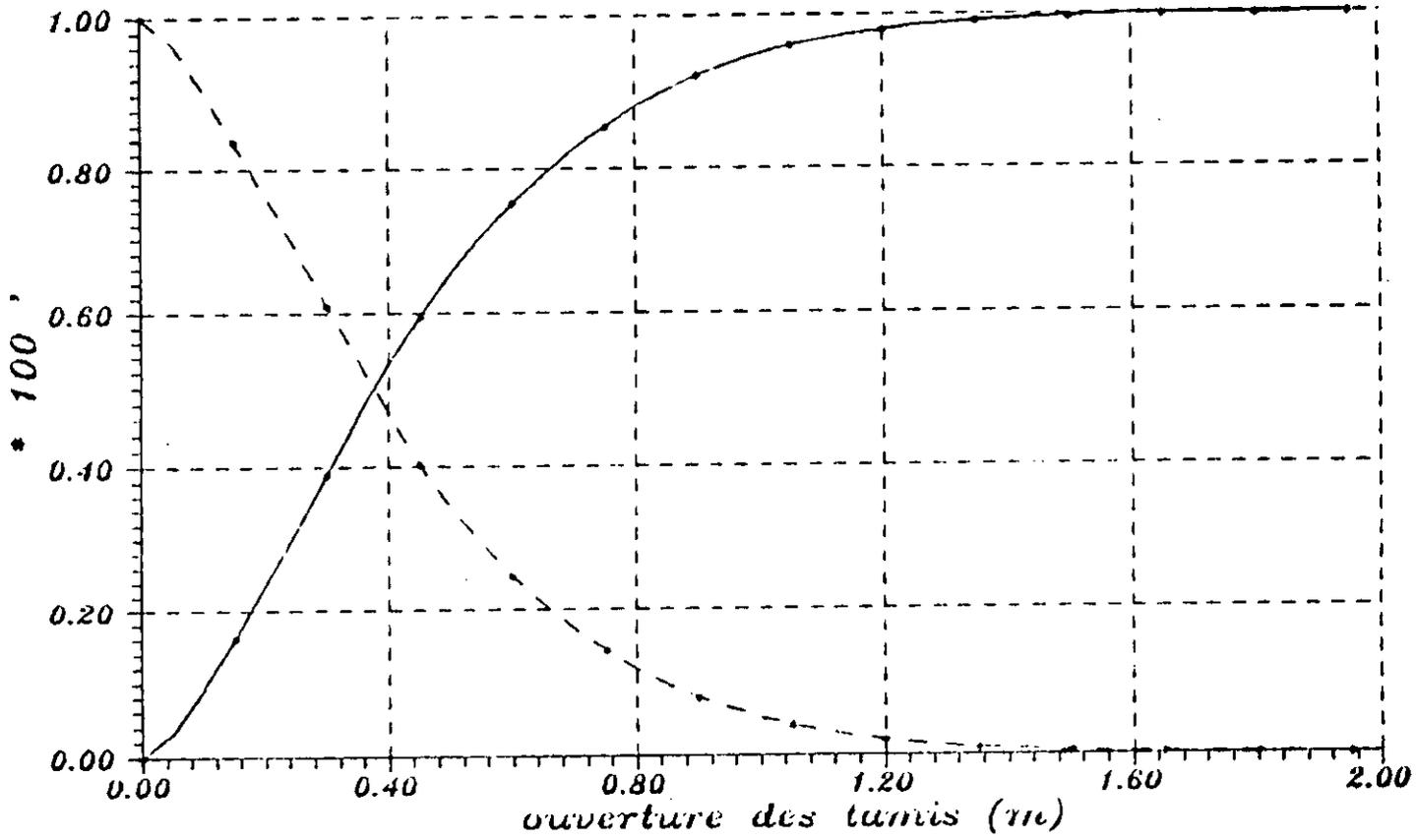
Parametres de tir	unites	P.T.P	P.T.U
dimension maximale admissible	(M)	1.000	1.000
la taille moyenne des blocs	(M)	0.377	0.290
la charge de pied	(Kg)	16.505	18.000
la charge de colonne	(Kg)	67.392	75.000
la charge totale	(Kg)	83.897	93.000
la longueur de la charge de pied	(M)	4.226	4.000
la longueur de la charge de colonne	(M)	8.646	8.230
la consommation spécifique	(Kg/M3)	0.270	0.310
la banquette maximale	(Kg)	4.001	4.000
la banquette pratique	(M)	3.251	3.250
l'espacement des trous de mine	(M)	3.413	3.000
le rapport de maille		1.050	0.920
la hauteur du gradin	(M)	15.000	15.000
la profondeur du trou	(M)	16.123	15.750
la longueur du sous forage	(M)	0.975	0.500
le taux de rotation	(Cm/M3)	7.794	8.750
le diametre du trou	(Mm)	105.000	105.000
l'angle d'inclinaison du trou de mine	(°)	08,000	10.000
le volume des roches abattues	(M3)	20684646	180.000
le prix de l'explosif dans chaque trou(DA)		1642221	1818.00
l'indice de forme		1.497	1.37

Remarque:

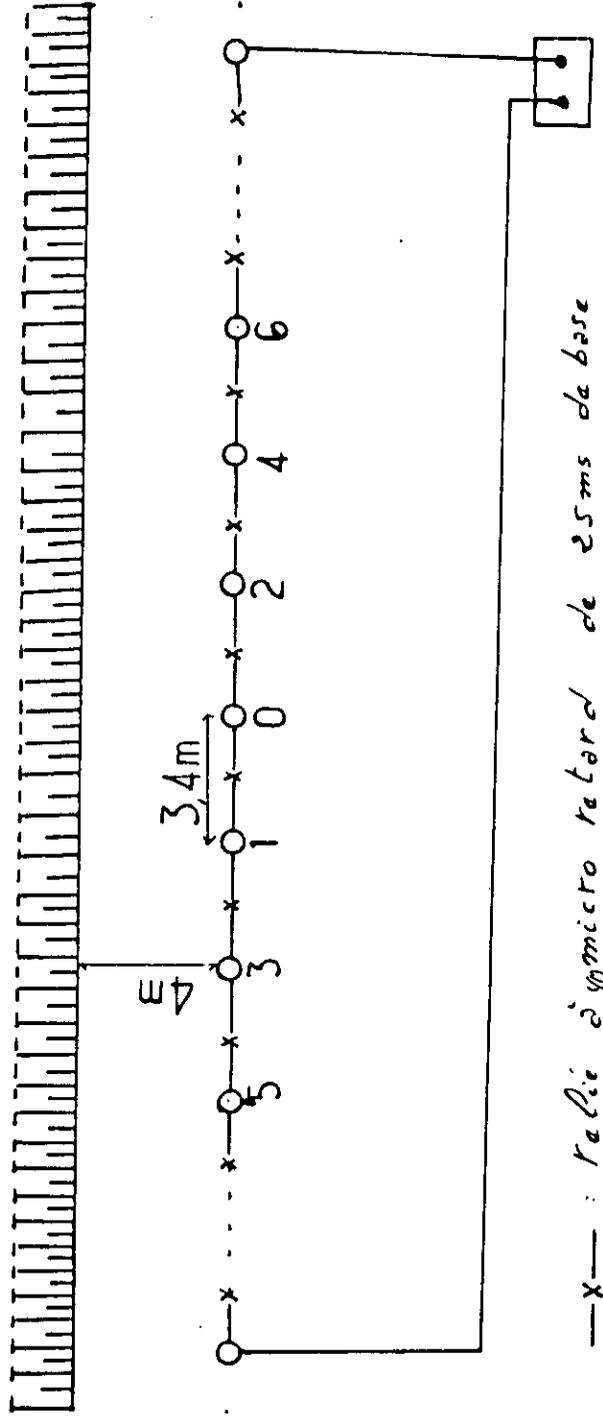
P.T.P plan de tir proposé  
P.T.U plan de tir utilisé.

Fig: n 72: courbe granulométrique

— : passants  
- - - : refus



Plan de tir avec le système d'ammorçage



—x— : Relié à micro retard de 25ms de base

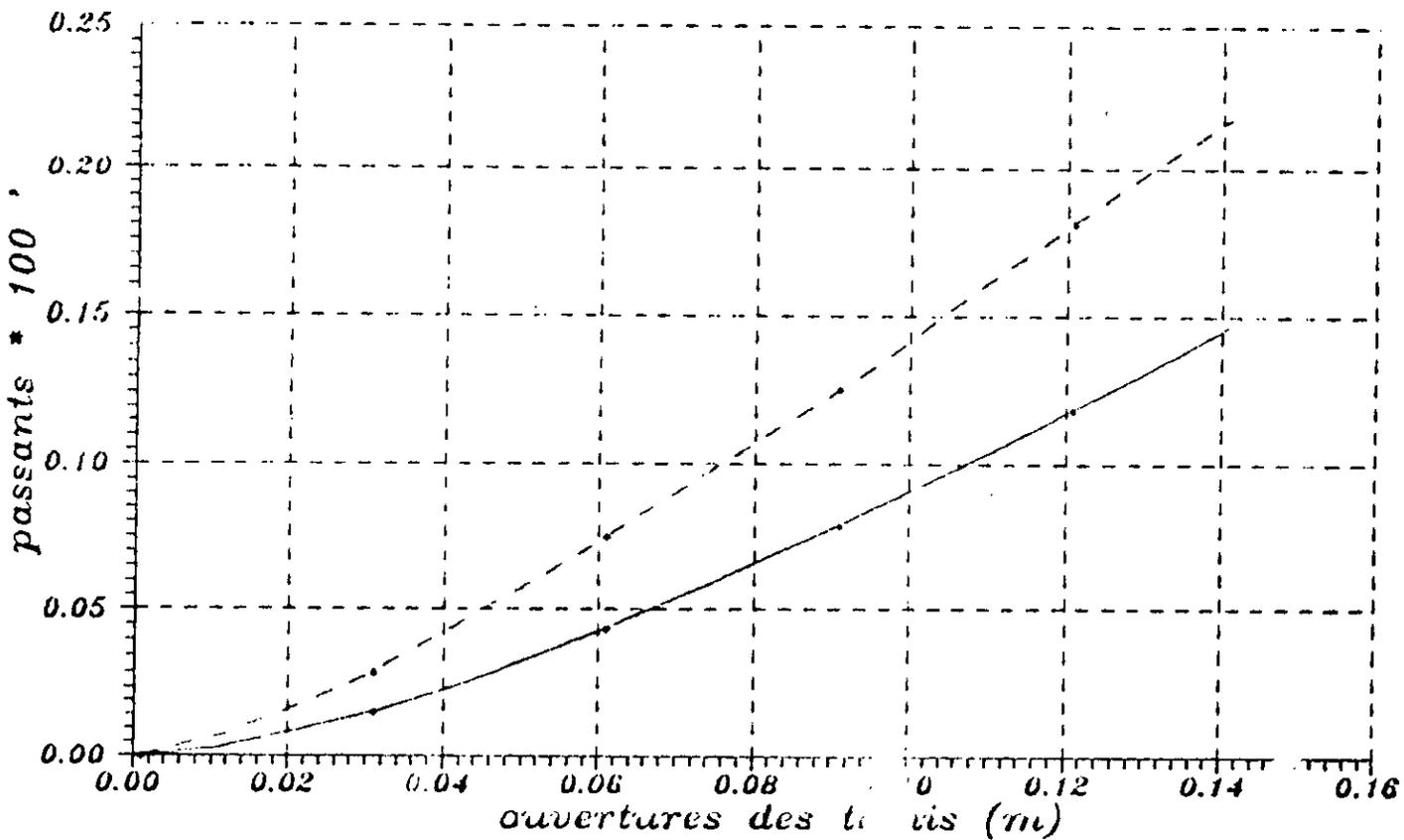
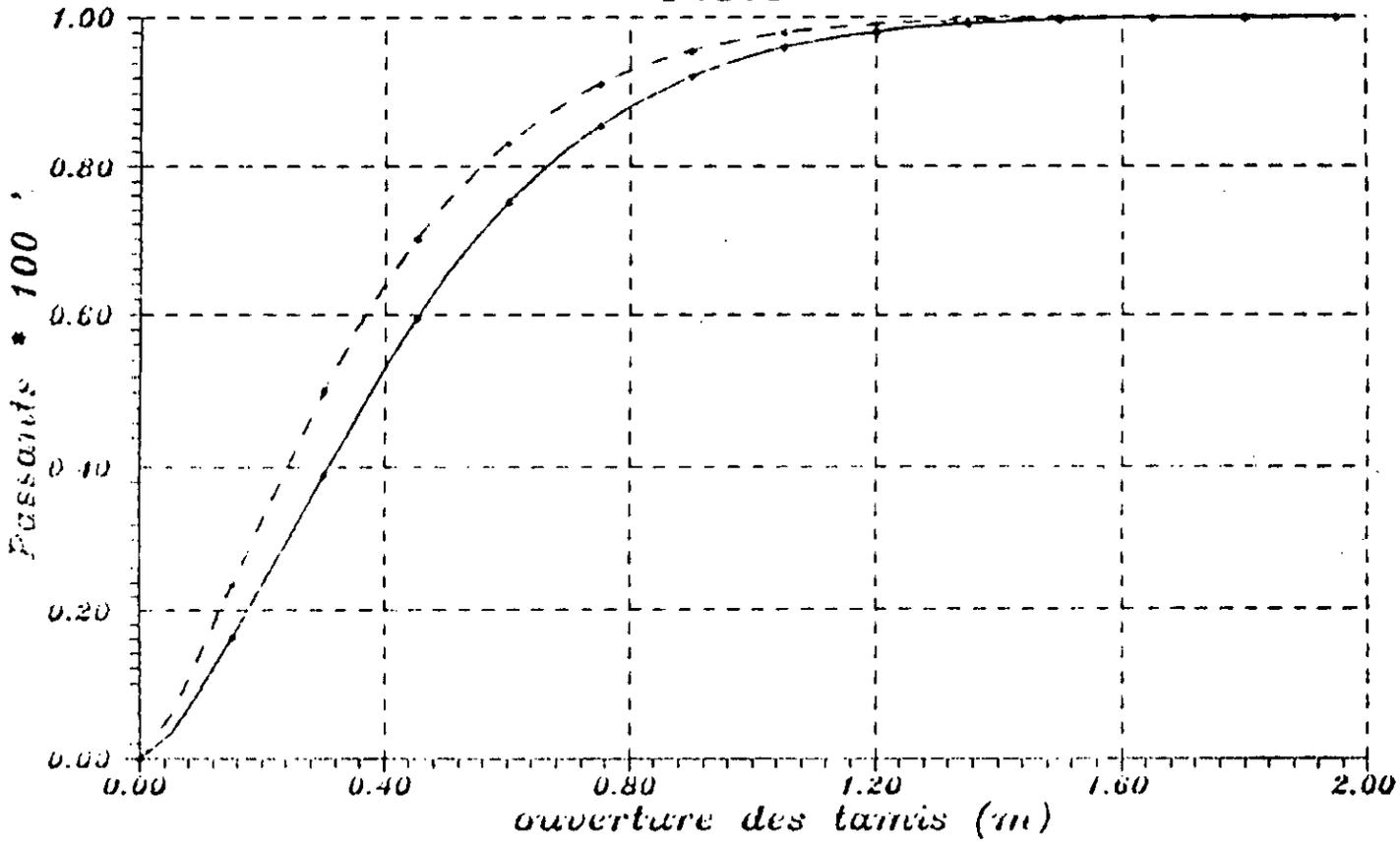
O : Trou de mine (D<sub>e</sub> = 105 mm)

□ : Source d'énergie (explosif)

$$E = \frac{1}{200}$$

Fig: 73 courbe granulometrique

— P.T.P  
- - - P.T.U



Interpretation des résultats obtenus :

Nous rappelons que parmi les principaux objectifs recherchés , dans notre travail , la taille des blocs doit être la plus petite possible , ceci afin de limiter l'usure du matériel , vu l'abrasivité importante du massif considéré . Avec la taille moyenne obtenue (  $X_m = 370$  mm ) , et la valeur de l'indice de forme de la courbe (  $n = 1,497$  ) , le pourcentage des passants à travers la toile perforée en amont du concasseur primaire (toile perforée à 140 mm) est de 16 % ( d'après fig 4 -7 -1 ).

Le pourcentage des blocs hors gabarits représente 5% en plus , pour une ouverture de 5 mm le pourcentage des passants ne dépasse pas 1 % ( taux de fines limite ).

Afin de savoir la rentabilité d'un modèle proposé , nous calculons ci - après le prix de revient pour les deux variantes ( P.T.P ) et ( P.T.U ) . pour ce faire , nous supposons que les phases de travail sont identiques ( même effectif , ( temps de travail ... ect ) pour les deux variantes.

1) Calcul du prix de revient de la variante utilisée :

Rappelons que le prix de revient est le rapport entre la somme des différentes dépenses durant une certaine période ( en général une année ) et le volume du produit obtenu durant la même période .

Dépense : 1990

-Consommations	5071057,58 DA
-services	597240,66 DA
-frais d'emploi	11373499,29 DA
-impôts et taxes	5631662,01 DA
-frais financiers	159534,15 DA
-frais divers	379284,16 DA
-frais d'amortissement	6605234,72 DA

La somme = 29817512,57 DA / an

\*Production : 367495 m<sup>3</sup> / an

Tab :IV -7-2 Comparaison du prix de revient ( P . T .U & P . T .P )

				P.T.U	P.T.P
Foration	Taux de foration	Cm/m <sup>3</sup>		8,75	7.79
	Prix d un taillant	DA	60000,00		
	Durée de vie	m	1300		
	Prix d'un mètre fore	DA/m	46,15		
	prix (gaz-oil,huile, ...etc)	DA/m	800		
	la somme	DA/m	54,15		
	P . R . F	DA/m <sup>3</sup>		4,65	4,14
Explosifs	consommation spécifique	Kg/m <sup>3</sup>		0,31	0,27
	charge de pied	Kg		18	16
	charge de colonne	Kg		75	68
	prix d'explosif de fond	DA/Kg	50,50	909	808
	prix d'explosif de colo	DA/Kg	13,00	975	884
	prix total dans un trou	DA		1884	1692
	P . R . E	DA/m <sup>3</sup>		10,46	8,21
Concasseur primaire (machoires)	Taille moyenne	mm		300	377
	% des passants a 140mm	%		22	16
	prix tot des machoires	DA	500000,00		
	Durée de vie à xm=300m	m <sup>3</sup>	146998		
	prix unitair	DA/m	2,72		
	P . R . M	DA/m		2,72	2,86
Depenses communes		DA		Dc	Dc
Production annuelle		m <sup>3</sup>		367495	418944
Prix de revient total		DA/m <sup>3</sup>		17,83	15,21
				Dc/367495	Dc/418944

alors le prix de revient d'un mètre cube de roches est :

$$PR = \text{dep} / \text{prod} = 81,14 \text{ DA} / \text{m}^3$$

D'après les résultats obtenus ci-dessus, le prix de revient de la variante proposée, quelle qu'elle soit la valeur des dépenses communes (Dc) Pour les deux variantes, est supérieur à celui du P.T.P.

Afin d'estimer la valeur de la différence entre les prix de revient des deux variantes, on calcule les dépenses communes, en se basant sur celles, données pour la variante utilisée. On a (pour la variante utilisée),

$$\text{le prix de revient total : } 81,14 \text{ DA} / \text{m}^3$$

$$\text{le prix de revient partiel : } 17,83 \text{ DA} / \text{m}^3$$

donc  $63,31 \text{ DA} / \text{m} (81,14 - 17,83) \text{ DA} / \text{m}$  exprime le reste des dépenses qui sont :

$$63,31 * 367495 = 23266108,45 \text{ DA}$$

donc le prix de revient partiel pour la variante proposée est :

$$\frac{23266108,45}{418944,3} = 55,53 \text{ DA} / \text{m}^3$$

alors :

$$\text{le prix de revient de la variante utilisée : } 81,14 \text{ DA} / \text{m}^3,$$

$$\text{le prix de revient de la variante proposée : } 55,53 + 15,22 = 70,74 \text{ DA} / \text{m}^3 .$$

### Conclusion

Malgré cette différence positive, la valeur ainsi obtenue reste incomplète, vu le manque de données concernant l'usure du matériel en fonction de la production ...etc. Ce travail reste un sujet économique à part.

## CONCLUSION

Dans ce travail nous avons déterminé les paramètres de tir dans la carrière de SI - MUSTAPHA tout en essayant de satisfaire aux exigences imposées ( techniques , technologique et environnement ) en utilisant la méthode de LANGEFORS et en nous basant sur les résultats des tirs effectués dans la carrière elle même afin de déterminer le coefficient de tirage (  $r$  ) et de fragmentation (  $K$  )

Les résultats obtenus coincident avec ceux du plan de tir utilisé . Malgré cette coïncidence , le modèle ainsi arrêté reste un modèle de départ , en attendant son application sur le terrain et les résultats qu'il pourrait donner , vu la complexité du terrain d'une part et le manque flagrant de données concrètes concernant les explosifs commercialisés en ALGERIE <sup>d'autre part</sup> , et celles concernant les données économiques , afin de connaître la rentabilité de notre modèle proposé. Ce manque permanent de données reste un obstacle pour l'ingénieur.

## BIBLIOGRAPHIE

- [1] L. R. E. G (1980) - Rapport géologique détaillé du gisement de granodiorites de SI-MUSTAPHA
- [2] L. R. E. G (1984) - Projet d'exploitation du gisement de SI-MUSTAPHA
- [3] V.KOVALENKO,  
N.AMBART SOUMIAN &  
K.M. LAMMER (1980) - Exploitation des carrières O.P.U
- [4] J.A TALOBRE (1967) - La mécanique des roches et ses applications  
DUNOD
- [5] YVAN.G (1988) - Principes des schémas de tir à ciel ouvert  
Mai - Juin
- [6] Pierre WEBER (1988) - La fragmentation des roches à l'explosif en carrière  
Octobre
- [7] Pierre WEBER (1988) - Caractérisation des massifs rocheux  
Mai - Juin 1988
- [8] J.LOT (1988) - Tirs en carrières de granulats  
Mai - Juin
- [9] Hurt HERRMANN (1967) - Précis de forage des roches  
DUNOD
- [10] Horace K. CHURCH (1981) - Excavation hand book  
Mc GRAW\_HILL BOOK COMPANY
- [11] YVAN . G (1988) - La foration  
Mai - Juin
- [12] Christian.S.ARROMAN(1977) - Pratique des explosifs  
EYROLLES
- [13] O. IV. E. X - Caractéristiques techniques des explosifs
- [14] A.BLACHIER (1988) - Théorie du travail à l'explosif  
Mai - Juin
- [15] Roger THIARD &  
Rene PUNTOUS (1988) - Amorçage et système d'amorçage  
Mai - Juin
- [16] Philippe WEBER (1988) - Données récentes sur l'abattage à l'explosif  
Octobre
- [17] P.CHAPOT (1988) - Vibrations : critères de nuisance et prédiction  
Mai - Juin
- [18] TAMROCK (1988) - Surface drilling and blasting
- [19] H.HERAUD &  
R.PUNTOUS (1988) - Les différents paramètres de la qualité du tir , de l'étude au résultats  
Octobre
- [20] B. BOURGINE (1986) - Thèse de Mr Bernard BOURGINE présentée à l'école supérieure des mines de PARIS
- [21] Y. LEGRIEB (1989) - Projet d'ingénieur présenté à l'E.N.P par Mr Y.LEGHRIEB contribution à la réalisation d'un plan de tir dans la carrière de SI - MUSTAPHA  
Juin
- [22] M. BENCHOUK (1990) - Projet d'ingénieur à l'E.N.P présenté par Mr M.BENCHOUK modèle mathématique des plans de tir de SI - MUSTAPHA  
JUIN