

MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

THESE DE MAGISTER

*PRESENTEE PAR : LEGHRIEB YUCEF
INGENIEUR D'ETAT DIPLOME DE L'E.N.P*

**REALISATION D'UN PLAN DE TIR
DANS UN MASSIF FISSURE, EN
UTILISANT LE LOGICIEL "OPTIR"
(CAS DE LA CARRIERE DE MEFTA)**

1 PLANCHE

SOUTENU EN MAI 1993 DEVANT LE JURY COMPOSE DE :

Mr A. BALI
Mr A. AIT YAHIA TENE
Mme S. CHABOU
Mr OUABDESLEM
Mr M.A BACHIR
Mr A. ASFIRANE

PROFESSEUR (E.N.P)
MAITRE DE CONFERENCE (E.N.P)
MAITRE ASSISTANTE (E.N.P)
CHARGE DE COURS (E.N.P)
CHARGE DE COURS (E.N.P)
INGENIEUR DES MINES (E.R.C.C)

PRESIDENT
EXAMINATEUR
EXAMINATEUR
EXAMINATEUR
RAPPORTEUR
INVITE

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

THESE DE MAGISTER

*PRESENTEE PAR : LEGHRIEB YUCEF
INGENIEUR D'ETAT DIPLOME DE L'E.N.P*

**REALISATION D'UN PLAN DE TIR
DANS UN MASSIF FISSURE, EN
UTILISANT LE LOGICIEL "OPTIR"
(CAS DE LA CARRIERE DE MEFTA)**

SOUTENU EN MAI 1993 DEVANT LE JURY COMPOSE DE :

Mr A. BALI
Mr A. AIT YAHATENE
Mme S. CHABOU
Mr OUABDESLEM
Mr M.A BACHIR
Mr A. ASFIRANE

PROFESSEUR (E.N.P)
MAITRE DE CONFERENCE (E.N.P)
MAITRE ASSISTANTE (E.N.P)
CHARGE DE COURS (E.N.P)
CHARGE DE COURS (E.N.P)
INGENIEUR DES MINES (E.R.C.C)

PRESIDENT
EXAMINATEUR
EXAMINATEUR
EXAMINATEUR
RAPPORTEUR
INVITE

DEDICACE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Je dédie ce modeste travail a :

- a mes parents;
- a ma famille;
- a mes frères et soeurs;
- a ceux qui me sont chers.

REMERCIEMENTS

Au bout, de ce travail, je tiens à remercier profondément mon promoteur et chef de département, Monsieur A.AIT YAHIA TENE, pour son suivi continu et régulier durant toute la période de préparation du projet.

J'adresse mes remerciements à Messieurs:

- JAN KUDELEKKO Dr.ES.Sc TECH Maître assistant;
- MAGUID BACHIR PHD Maître de conférence;
- ZAPASNIK TOMASZ Dr.d'état en géologie structurale
- M^{me} CHABOU S. Maître assistante;

pour la participation, par leurs capacités pédagogiques et techniques pour que ce travail voit le jour.

J'exprime également ma reconnaissance Monsieur A.BALI, d'avoir bien voulu accepter de présider le jury de ce travail, ainsi que tous les membres de jury.

Je tiens à remercier également l'ensemble du personnel :

- du département de Génie Minier;
- du département de Génie métallurgie;
- de la bibliothèque;
- du centre de calcul;
- de la carrière de MEFTAHA;
- de l'E.R.C.C.; et
- de l'E.N.G.

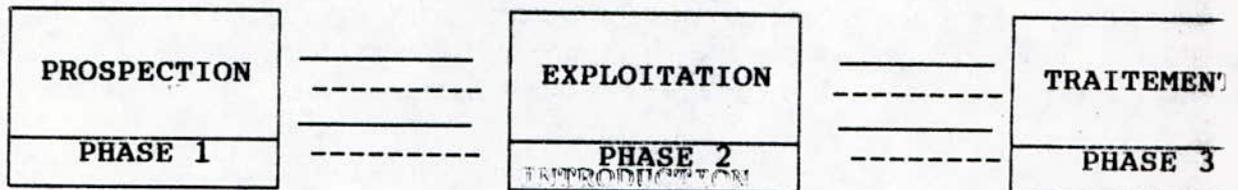
Je remercie enfin, pour leurs aides tous mes collègues graduant et post-graduant au sein de l'école nationale polytechnique.

INTRODUCTION

En Algérie, les problèmes de l'infrastructure et de l'habitats sont d'une grande importance, vu les retards accumulés dans ce domaine. La solution de ces problèmes est étroitement liée au développement de l'industrie des matériaux de construction.

L'industrie des matériaux de construction est une industrie très complexe qui englobe trois grandes phases à savoir:

- prospection;
- exploitation; et
- traitement.



PHASE 1:

La prospection a pour but la mise en évidence des gisements, confirmés après l'évaluation des réserves.

PHASE 2:

D'une manière générale l'exploitation comporte les opérations suivantes:

- préparation et ouverture;
- abattage;
- chargement; et
- transport.

Plusieurs opérations sont nécessaires avant d'arriver à

l'exploitation des matériaux de construction, notamment le forage, le chargement et le tir.

Chacune de ces opérations est caractérisée par un ou plusieurs paramètres qui peuvent avoir une influence sur la phase suivante suivant un objectif fixé. Dans notre cas l'exigence de la phase 3 est l'optimisation des paramètres d'abattage.

On peut distinguer les deux objectifs généraux des tirs :

* Production avec objectifs dimensionnels:

- matériaux fragmentés, cas des carrières de granulats, des cimenteries, etc...;
- Matériaux de grosse taille, cas des roches ornementales et parfois des enrochements.

* Production avec objectifs de forme:

- Travaux publics de finition (talus routiers, fosses,...)
- Galeries d'accès.
- Fonçage en mine souterraines.

PHASE 3:

Dans le complexe ou l'usine de production des matériaux de construction, la chaîne technologique du traitement diffère d'un produit à un autre (ciment, plâtre,...).

La qualité de fragmentation des roches à l'explosif influence considérablement sur les indices technico-économiques d'exploitation.

L'optimisation des travaux de tir et de forage doit être basée sur l'étude des propriétés physiques, mécaniques, techniques et technologiques du massif, il serait plus intéressant d'étudier la fissuration du massif et son influence sur les différentes opérations d'abattage.

Notre tâche sera donc de proposer des plans de tir dans les conditions de la carrière de Meftah, tout en essayant de satisfaire aux exigences imposées.

CHAPITRE I: GEOLOGIE ET APPLICATION:

SECTION "A" GEOLOGIE:.....	1
1-situation géographique.....	1
2-conditions climatiques.....	1
3-hydrogéologie.....	1
4-le gisement de Meftah.....	1
5-description de la "région I".....	1
6-géologie du gisement.....	5
7-facteurs géologiques affectant l'exploitation.....	5
8-sondages.....	6
9-les réserves.....	6
SECTION "B" EXPLOITATION:.....	7
1-exploitation.....	7
2-chargement.....	10
3-transport.....	10
4-concassage.....	10
5-matériel existant.....	10
6-problèmes rencontrés.....	11
SECTION "C" CRITIQUES:.....	12

CHAPITRE II: CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX:

1-introduction.....	14
2-classification pétrographique et minéralogique simplifiés.....	14
3-échantillonnage.....	14
4-préparations des échantillons.....	15
5-essais et calculs.....	15
6-étude de la fissuration.....	26

CHAPITRE III: LES EXPLOSIFS INDUSTRIELS ET LEURS
CARACTERISTIQUES:

SECTION "A" CARACTERISTIQUES GENERALES:.....	49
--	----

1-généralités.....	49
2-caractéristiques générales des explosifs.....	53

SECTION "B" LES PRINCIPAUX EXPLOSIFS:

1-présentation de la gamme d'explosif.....	62
2-gamme d'explosif algérien et leurs caractéristiques.....	63

CHAPITRE IV: PREPARATION DU SCHEMA DE TIR:

1-introduction.....	74
2-SECTION "A" PARAMETRES DE TIR.....	74
3 - méthode de LANGEFORS.....	84
4-SECTION "B" BLOCOMETRIE.....	93
5-SECTION "C" RESULTATS ET SCHEMAS DE TIR.....	95
6-SECTION "D" CALCUL DE LA RESISTANCE THEORIQUE DU CIRCUIT DE TIR.....	115

CHAPITRE V: LES NUISANCES:

1-les projections.....	118
2-les ratés.....	119
3-les hors gabarits.....	121
4-abattage par charge de trou de mine.....	126
5-abattage par charge superficielles.....	126
6-les vibrations.....	131
conclusion générale.....	138
bibliographie.....	140
table des matières.....	147
Annexes.....	153

I SECTION "A" GEOLOGIE:

I.1 SITUATION GEOGRAPHIQUE:(Fig.1.1)

La région de Méftah se situe à une trentaine de Km. au S.E.d'Alger, à la base du djébel ZEROUALA qui appartient à l'atlas téllien.

Au nord de Méftah s'étend la plaine de la MITIDJA à l'ouest de la ville de Blida ,à l'est la ville de Khémis-el khéchna .La carrière est à une altitude de 150 mètres.

I.2 CONDITIONS CLIMATIQUES:

Le climat de la région de Méftah est typiquement méditerranéen,avec une température moyenne de 20°C.La température atteind 35°C au mois de juillet , et 7°C à 10°C en janvier-février.

I.3 HYDROGEOLOGIE:

Les précipitations sont de 600 à 800mm,du mois d'octobre au mois d'avril.

On signale la présence d'eau souterraine au contact argile-calcaire.

I.4 LES GISEMENTS DE MEFTAH:(Fig.1.2)

Des six formations de calcaires situées près de Méftah,trois d'entre elles présentent les caractéristiques nécessaires à la fabrication d'un ciment :

- Région 1: avec une teneur minimum de 48% de CaO,(31millions de tonnes).
- Région 6: avec une teneur minimum de 48% de CaO,(46 millions de tonnes).
- Région 8: avec une teneur minimum de 48% de CaO,(7 millions de tonnes).

I.A. DESCRIPTION DE LA REGION 1:

I.5.1 FORME :(Fig 1.3)

Le dépôt calcaire est sous forme lenticulaire.Sa surface rectangulaire repose sur le flanc ouest d'une formation

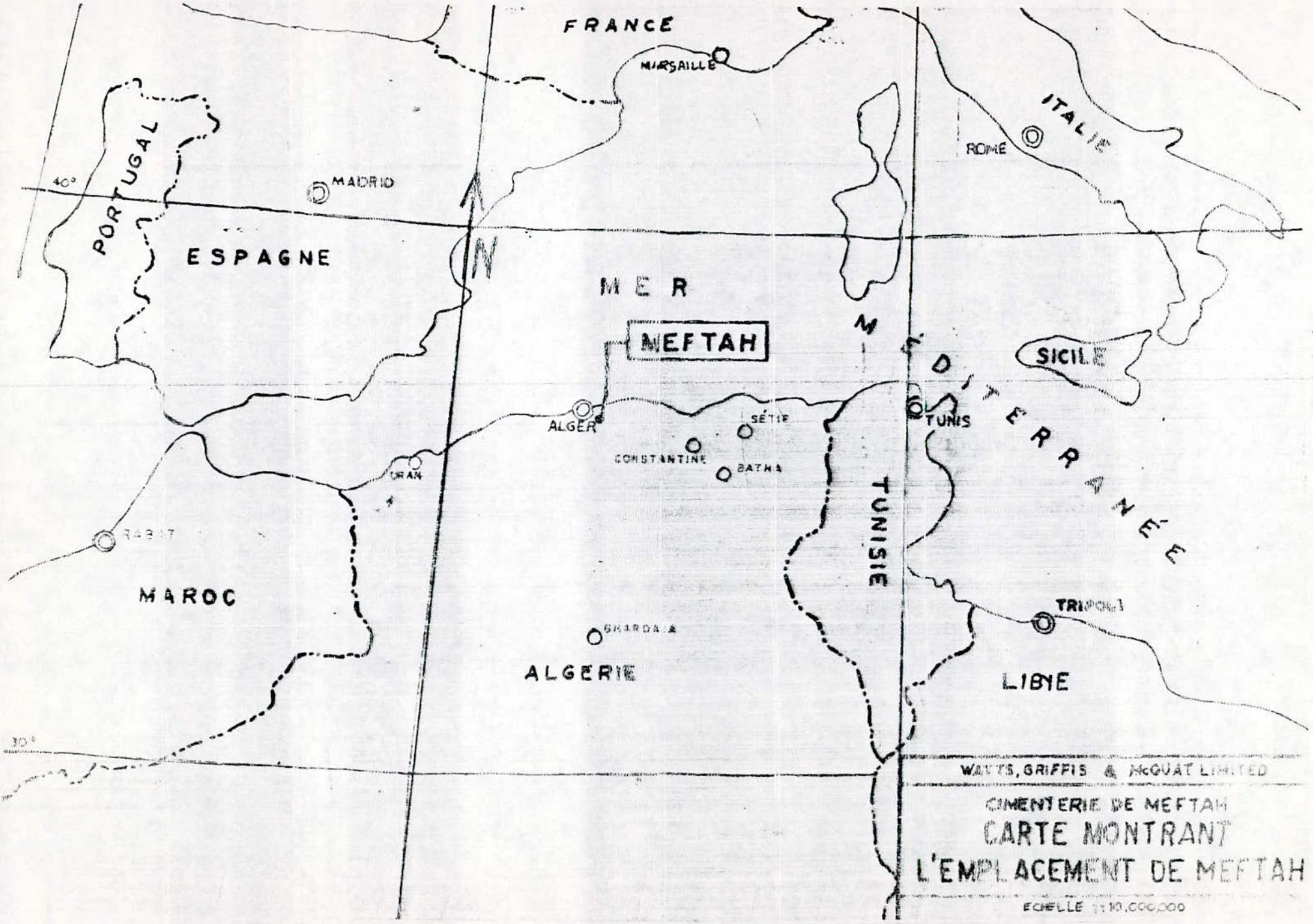


FIG. 1.1

WATTS, GRIFFIS & McQUAT LIMITED
 CIMENTERIE DE MEFTAH
 CARTE MONTRANT
 L'EMPLACEMENT DE MEFTAH
 ECHELLE 1:10,000,000

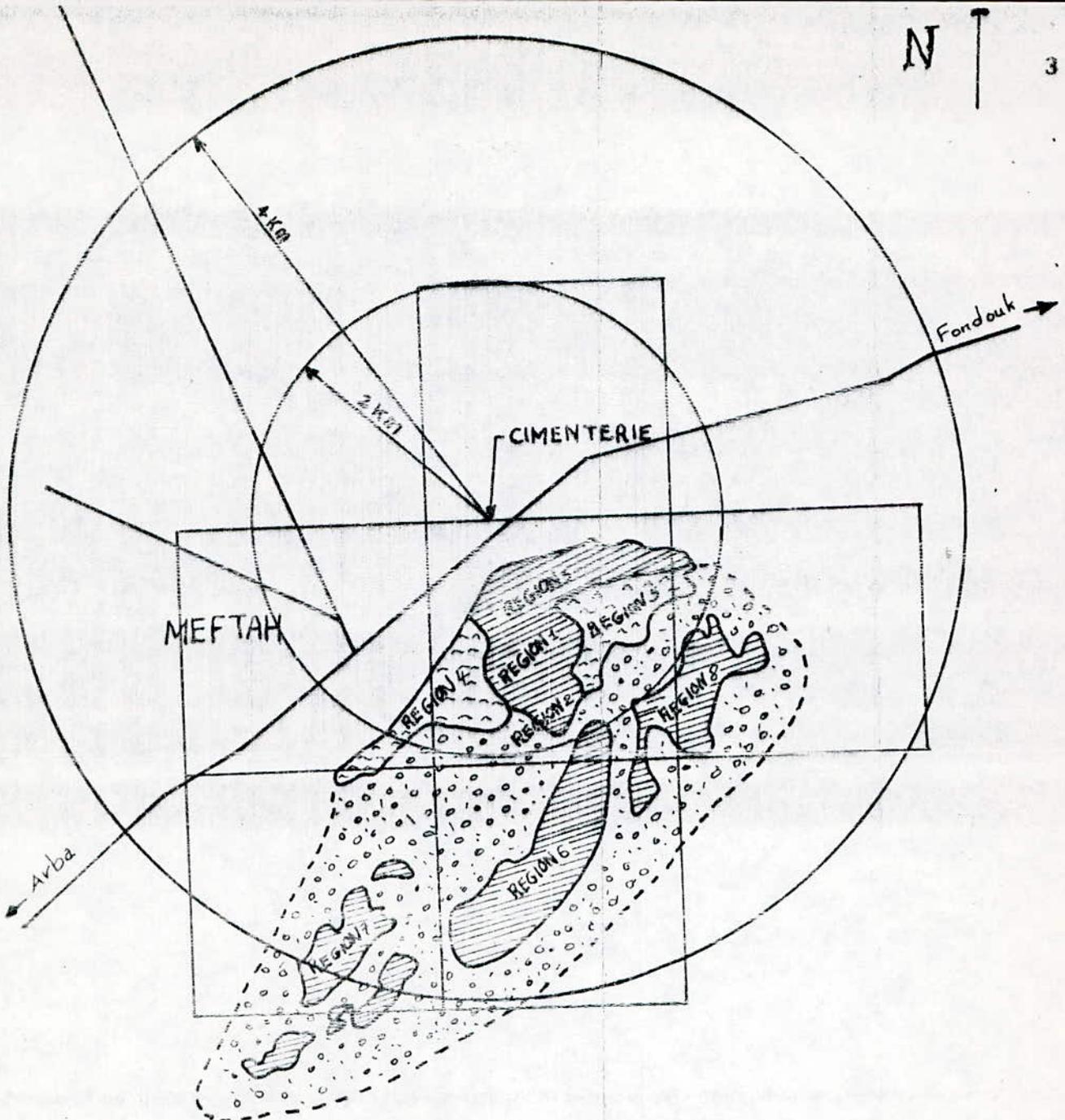


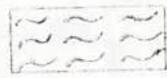
FIG. 1. 2: CARTE GEOLOGIQUE

ECHELLE: 1/50 000

LEGENDE :



calcaire



argile



grès et conglomérat

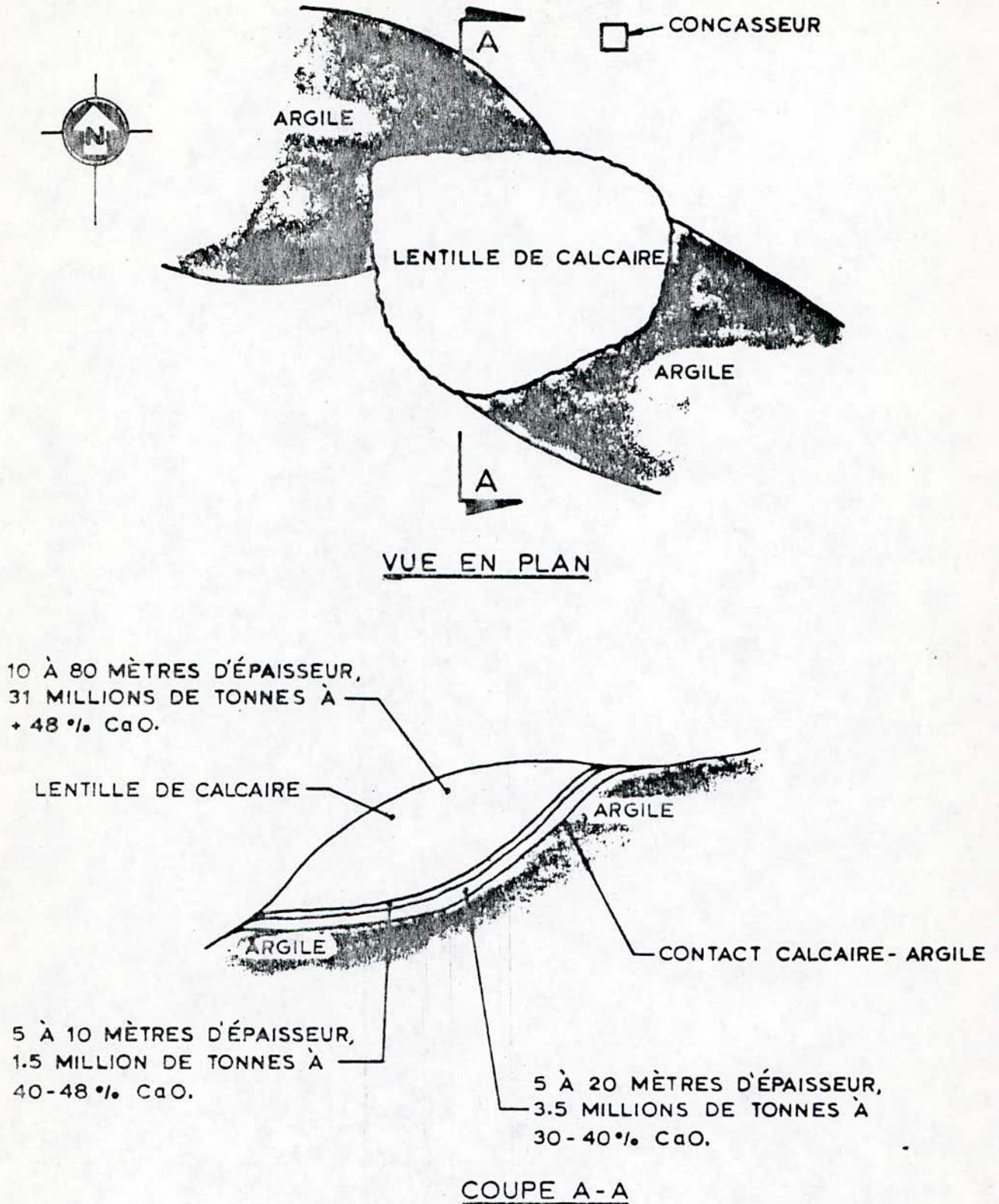


FIG.1.3: Schéma Plan et Coupe- de la lentille de calcaire.

d'argile à faible pente .La lentille a une surface plane de $775 \times 425 \text{ m}^2$ et une épaisseur de l'ordre de 80 mètres.

1.5.2 TENEUR:

Le dépôt est divisé minéralogiquement en trois couches épaisses à haute teneur en CaO , et de deux couches minces à teneur décroissante l'ensemble présentant les réserves suivantes :

couche 3C: avec une teneur minimum de 49% CaO , (31 millions de tonnes).

couche 3B: " " " " " 40% < % CaO < 48%,
(1.5 millions de tonnes).

couche 3A: avec une teneur minimum de 40% de CaO ,
(3.5 millions de tonnes).

1.6 GEOLOGIE DU GISEMENT:

La région possède une structure géologique complexe telle⁵ que la montrent les nombreuses discordances et les structures de plissement.

Le gisement est constitué d'un calcaire d'âge helvétique (Miocène inférieur) qui repose sur des grès et des conglomérats.

Le pendage régional du calcaire est incliné vers le N., mais il est localement interrompu par un ensemble de plis et de failles.

La déformation structurale a affecté toute la région de Meftah et a généralement produit des plis d'orientation N.E. - S.W. et des failles le long de deux principales directions: NNE-SSW et WNW-ESE.

La topographie de surface s'élève vers le sud; le calcaire de haute qualité est généralement cristallin ou granuleux.

1.7 FACTEURS GEOLOGIQUES AFFECTANT L'EXPLOITATION :

1.7.1 PERMEABILITE ET FISSURATION :

Pendant l'opération de forage , on a remarqué des pertes d'eau dues à la présence de cavités .

Dans la plupart des cas , les trous de sondage mouillés semblent se trouver dans l'argile ou à proximité de l'argile.

La fissuration et les cavités par elles-mêmes vont

probablement causer quelques pertes de forage mais non en quantité suffisante pour nuire à la production .

I.7.2 CONFIGURATION DU DEPOT:

La lentille de calcaire qui constitue les flancs de la colline contient les limites de la carrière proposée. Pour ce type de morphologie l'extraction pourrait être envisagée par le sommet en couches horizontales.

I.7.3 MORT TERRAIN ET VEGETATION :

La couche de mort terrain est très mince et peut être considérée comme négligeable. Les travaux d'enlèvement de débris, de nettoyage et de lavage seront minimes.

I.7.4 PROPRIETES PHYSIQUES DU CALCAIRE :

Les forages et les travaux de reconnaissance indiquent que le calcaire de la carrière est massif et homogène. Ce type de roches se fracture facilement au sautage à fort volume.

La masse volumique moyenne du calcaire de Meftah est de 2.5 t/m³, sa dureté est de 4 à 5 d'après la classification de Protodiakonov.

I.8 SONDAGES :

Le sondage, étant le premier pas vers l'exploitation d'un gisement, est d'une extrême importance, vu les informations précieuses (réelles) qu'on peut recueillir à l'étude des carottes obtenues par sondage.

La firme canadienne WATTS GRIFFIS and MCOUAT Ltd a effectué environ trente sondages dans la région 1 qui est en exploitation à l'heure actuelle, comme elle a aussi fait d'autres sondages dans les autres régions aussi bien celles de calcaire (régions 2, 3, 6, 7 et 8) et d'argile (4 et 5).

Remarque: le sondage est indiqué par le chiffre 100 ajouté au numéro du sondage.

I.9 LES RESERVES :

Les réserves sont estimées à 26 millions de tonnes ; soit une durée de vie de 26 ans à raison de 1 million de tonnes de production annuelle.

Remarque : la nature des réserves n'est pas précisée.

II SECTION "B" EXPLOITATION :

II.1. EXPLOITATION :

II.1.1 ORGANISATION :

L'homogénéité du calcaire est primordiale pour la qualité du ciment produit, de ce fait un planning d'exploitation récent, tenant compte de la structure géologique du gisement, de la topographie du terrain et de l'état actuel de la carrière a été élaboré.

Ce planning prévoit l'exploitation simultanée de 3 à 4 gradins pour les 3 premières années, avec une direction d'avancement des fronts de taille, variable (du Nord au Sud généralement et de l'Est à l'Ouest partiellement) qui atteindra une direction générale de l'Est à l'Ouest au cours de la 4^{ème} année d'exploitation (voir carte topographique en annexe).

II.1.2 FORATION :

D'après les propriétés physico-mécaniques de la roche, le mode de foration convenable serait la foration rotative. La carrière dispose d'une sondeuse hydraulique Ingersoll Rand (DM4), ayant un diamètre de 160 mm pour les gradins de 19 et 20 m, et de 4 chariots de foration à percussion à air comprimé de 89 mm de diamètre pour les gradins de 15 m.

Le schéma de tir comporte une série de 20 trous verticaux par rangée.

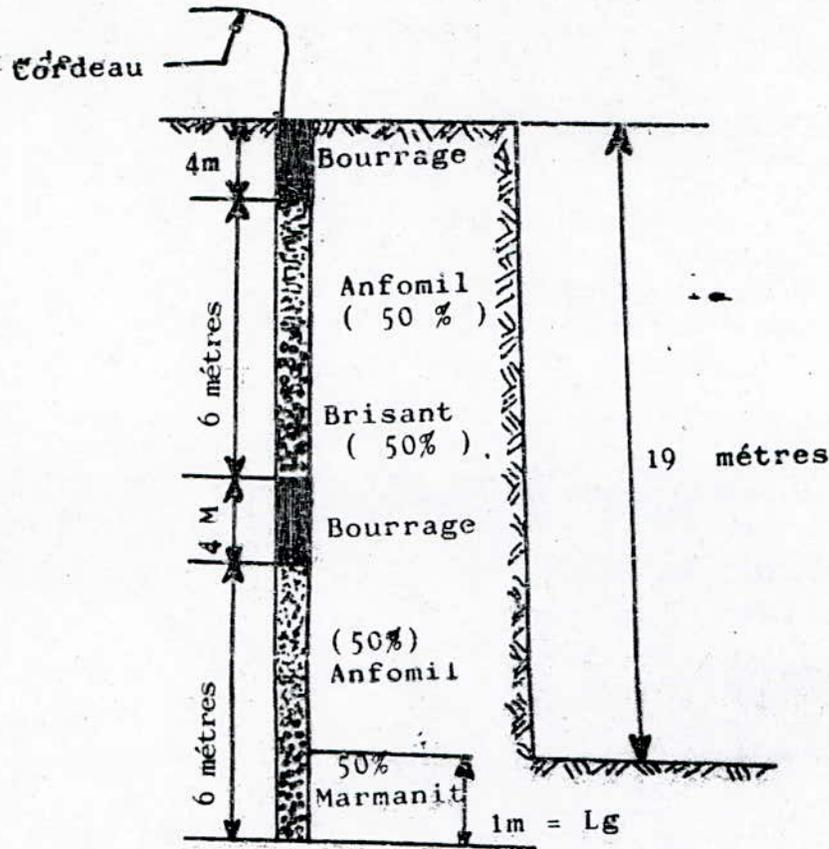
La maille est de 5.5 * 5.5 m² pour le diamètre de 160 mm, elle est de 3 * 3 m² pour le diamètre de 89 mm.

II.1.3 MINAGE : (Fig.1.4: a), b), et c).)

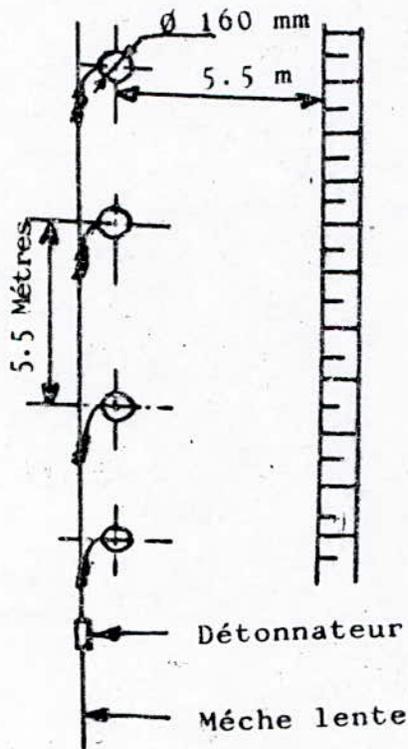
La charge utilisée est discontinue; la charge totale du trou est divisée en deux parties égales qui seront séparées par un bourrage intermédiaire.

Pour le chargement dans le trou on procède de la manière suivante:

- l'extrémité du cordeau détonant est nouée autour de la cartouche d'amorçage ;
- celle-ci est placée au fond du trou de mine ;
- d'autres cartouches sont placées au dessus ;
- de l'explosif en vrac est versé dans le trou ; ensuite on



Charge par trou: 220KG
 Longueur de la charge 12m
 Longueur de bourrage 8 m
 Distance entre les trous 5.5 m
 Brisant Marmanit 1
 Ø Trou 160 mm



bourre avec les débris de forage .

Ceci constitue la première charge ,on fait de même pour la deuxième charge .On procède de la même façon pour les autres trous ,on relie tous les cordeaux ainsi disposés au cordeau principal à l'extrémité duquel sera placé le détonateur .

La charge totale du trou est constituée d'environ 50% de brisant et de 50% d'anfomil .

Le diamètre des cartouches utilisées est de 65 mm .

II.2 CHARGEMENT :(Fig.1.4: d).)

Le chargement se fait par chargeurs sur pneus .Il se fait de la manière suivante :

- le camion se place perpendiculairement au front de taille;
- la chargeuse s'éloigne du front de taille en marche arrière,et se rapproche du camion en formant un angle de 90°.

II.3 TRANSPORT :

La production annuelle dans les conditions de la carrière de Meftah (variation des pentes ,longueurs),doit assurer la continuité de l'alimentation du concasseur durant tout le poste et en parallèle alimenter le stock qui est situé à proximité du concasseur.

Depuis la réception des nouveaux Dumpers (avril 89) l'alimentation du concasseur ,ainsi que le stock se fait à l'aide de 4 Dumpers (CATERPILLAR 769 C),assurant une cadence de 4 cycles par heure, soit 560 tonnes par heure.

II.4 CONCASSAGE :

Le calcaire est déversé dans une trémie ,puis il est repris par un alimentateur ATM équipé d'un moteur de 30 kW ,d'un débit de 450 t/h ,ayant une vitesse de 3.5 à 14 cm/s qui déverse à son tour dans un concasseur à marteaux à double rotor de type "DUO GBS DRAGON".

Le concassage se fait en cycle ouvert ,l'ouverture du concasseur est constituée par des éléments de grilles interchangeables .Le degré de concassage (i) est de 18. L'énergie consommée est de 2 kWh/t .

II.5 MATERIEL EXISTANT :

(voir TABLEAU 1.1).

II.5 MATERIEL EXISTANT :(voir TABLEAU 1.1).

II.5 MATERIEL EXISTANT :(voir TABLEAU 1.1).

II.6 PROBLEMES RENCONTRES :

- * Le gradin de niveau 200 a atteint 20 m de hauteur dans la partie Est du gisement et son avancement dans la même direction risque d'augmenter d'avantage et pourrait atteindre 30 m;

- * Les plates formes de travail n'ont pas une largeur conforme à la réglementation en vigueur;

- * Effets des tirs :

La carrière de Meftah est située près d'une zone urbaine, dans un carreau où se trouvent des habitations ,pour cela les problèmes liés à la projection des débris de roche et aux poussières d'une part et des vibrations du sol d'autre part se posent.

- * Le grand pourcentage des hors gabarits;

- * La grande consommation des substances explosives et leurs accessoires;

III SECTION "C" CRITIQUES DU PLAN DE TIR:

1. LE PLAN DE TIR ACTUELLEMENT UTILISÉ:

La carrière de Méftah est exploitée par des gradins de 10, 15 et 19m, dont les schémas de tir des deux derniers sont présentés sur les figures 1.4.A et 1.4.B. Les caractéristiques du plan de tir de chaque schéma sont présentés sur le TABLEAU 1.2.

2. DESCRIPTION ACTUELLE DES TRAVAUX DE TIR DANS LA CARRIÈRE:

- Dans toute la carrière, les trous de mine sont forés verticalement, quelque soit le diamètre et la hauteur du gradin;
- La fréquence de tir (tir/semaine) n'est pas constante (1 à 3 volés/semaine), d'où la variation de la productibilité de la carrière;
- Pas de moyen de prévention avant et après le tir (alarme de son, ...);
- Les travaux de la carrière ne s'arrêtent pas complètement pendant la période de tir;
- Pendant le tir la surveillance des frontières de la carrière n'est pas stricte.

TABLEAU 1.2:

CARACTERISTIQUES		Gradin 19m	Gradin 15m	Verifi- cation; H=19m	FORMULES
01	Ø du trou [mm]	160	89	!	!
	maille de foration: (K*B)	5.5*5.5	3*3	5.5*5.5	$B=K=W= 0.9 * \text{SQRT}(P/q)$ $P \approx 18 \text{Kg/m}$
	Nbre.de trous [deg]	20	20	?	$n = L/K$; L varie
	Nbre.de rangés	01	01	!	!
	inclinaison des trous en [deg]	00	00	00	imposée par la sondeuse
02	long.de charge [m]	12	9.5	6.6	$L_{ch} = 1.2 * W$
	long de bourrage [m]	08	6.5	4.4	$L_{bs} = 0.8 * W$
	long.de sous-forage [m]	01	01	2.75	$L_s = 0.5 * W$
	Explosif brisant	50%	50%	!	!
	Explosif Amfomil	50%	50%	!	!
	Qté.d'expl./trou [Kg]	220	54	279	$Q = q * a * W * H$
	Cons.spécifique [g/m^3]	485	485	!	!
	long.bourrage interm. en [m]	04	3.25	10.75	$L_{bi} = L_t - (L_{ch} + L_{bs})$
03	type	latéral	latéral	!	!
	cordeau détonant [g/m]	12	12	!	!

- 01 - paramètres géométriques;
 02 - Chargement et nature d'explosif;
 03 - Amorçage.

! - valeurs non calculées ni normalisées;
 ? - valeurs variables.

CHAPITRE II

CARACTERISTIQUES DU MASSIF ROCHEUX

CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX

1. INTRODUCTION:

La roche à abattre est généralement constituée de blocs monolithiques résultant de l'histoire géologico-structurale du massif : joints de stratifications, fractures (failles et décrochements), diaclases...etc.

Ces discontinuités constituent généralement des plans de faiblesse du massif, propices aux:

- * glissements;
- * circulations d'eau;
- * pertes de pression des gaz de détonation lors du tir...etc.

Le massif peut également être non homogène, c'est à dire constitué de zone possédant des propriétés mécaniques différentes:

- * alternance de bancs durs et tendres;
- * altération locale.

Enfin la pression d'eau peut influencer sur les conditions d'abattage et les résultats de tir.

2. CLASSIFICATIONS PETROGRAPHIQUE ET MINERALOGIQUE SIMPLIFIEES:

Les calcaires sont des roches sédimentaires, minéralogiquement formés de carbonate de calcium qui, à froid et en contact d'un acide font effervescence, le calcaire est rayé par la lame d'un canif.

3. ECHANTILLONNAGE:

3.1. PRELEVEMENT DES ECHANTILLONS:

Actuellement la carrière de Méftah est composée de six gradins notés de bas en haut: A, B, C, D, E et F. En regardant les fronts de taille, l'échantillonnage a été fait de la droite vers la gauche, trois échantillons par gradins, à l'exception du quatrième gradin où on a prélevé quatre, vu la présence de la zone d'éboulement.

Pour les caractéristiques des échantillons présentés dans le (TAB.2.1), on a utilisé le matériel suivant:

- * Matériel utilisé:

- 1 burin;
- 1 marqueur;
- 1 marteau;
- des sachets en plastiques, étiquettes.

4 -PREPARATION DES ECHANTILLONS:

On a préparé des éprouvettes cylindriques à l'aide de la carotteuse du laboratoire de l'E.R.E.M (Boumédès). Le reste des essais à été fait au niveau des laboratoires de Génie minier et Génie civil de l'E.N.P d'Alger.

On a sélectionné les carottes obtenues, suivants leurs hauteurs, avant l'opération de scillage:

- Grandes éprouvettes (G.E.): $H \geq 8.4$ cm.
- Petites éprouvettes (P.E.): 4 cm. $< H < 8.3$ cm.

5 - ESSAIS ET CALCULS:

* Matériels utilisés:

- pied à coulisse;
- marqueurs;
- scie diamantée;
- bassine d'eau;
- étuve;
- balance électronique;
- anneau métallique;
- 4 comparateurs;
- presse hydraulique.

5.1 - PROPRIETES PHYSICO-MECANQUES: (TAB.2.2).

5.1.1 - LA MASSE VOLUMIQUE: [5].

La masse volumique (densité apparente) est la masse d'un dm^3 taillé dans la roche en place (pores et vides compris). Notée par " ρ ". Elle est beaucoup plus importante en pratique.

- échantillons saturés: (G.E et P.E.).

$\rho_{moy.} = 2320$ Kg/m³.

- échantillons secs: (G.E. et P.E.)

$\rho_{moy.} = 2230$ Kg/m³.

5.1.2 - L'ABRASIVITE: [29].

L'abrasivité est la propriété qui caractérise la capacité de la roche de provoquer une usure des outils, elle dépend à la fois de:

- sa teneur en minéraux durs au sens minéralogique (ex. quartz...etc.);

- la résistance de l'assemblage des grains (cohésion de la roche).

TABEAU 2.3

ABR (g/t)	0	500	1 000	1 500	2 000		
Abrasivité	Très faible		Faible		Moyenne	Forte	Très forte
Exemples: Principales familles de roches	← calcaires →		← basaltes →		← grès →		← quartzites →
		← roches granitiques →					

Le "tableau 2.3" précise l'ordre de grandeur de l'abrasivité de quelques types de roches courantes, classées d'après l'abrasimètre type "LCPC", elle est exprimée en (g/t.), (voir tableau 2.3).

5.1.3 - PROPRIETES DE RESISTANCE: [29].

5.1.3.1 - RESISTANCE A LA COMPRESSION (Rc): (TAB.2.4).

L'essai de compression simple est l'essai le plus fréquent. L'échantillon est une carotte d'élançement ($i \geq 2$) avec deux faces parallèles obtenues par rectification soignée (polissage). La résistance à la compression est le rapport de la charge de répture sur la section.

$$R_c = \frac{F}{S}; \quad [\text{MPa}] \quad (2.1)$$

5.1.3.2 - RESISTANCE A LA TRACTION (Rt): [29] et [57].

(voir Tableau 2.5)

L'essai Brésilien est un essai de traction indirect. On utilise pour cet essai les petites éprouvettes, en respectant les normes de cet essai. L'échantillon est chargé suivant deux génératrices, et la contrainte horizontale perpendiculaire au diamètre chargé, est une contrainte de traction.

$$R_t = \frac{2 F}{\pi d h}; \quad [\text{MPa}] \quad (2.2)$$

d-diamètre de l'éprouvette, en [m];

h-hauteur " " , en [m];

F-force appliquée à l'échantillon, en [MPa].

5.1.3.3 - RESISTANCE AU CISAILLEMENT ($R_{\text{cis.}}$): [15],
(voir TAB.2.6)

On a calculé la résistance au cisaillement d'après la formule (2.11), qui a été déduite de la loi de COULOMB :
[$\tau = \sigma \cdot \text{tg}(\phi) + C$], à la base du schéma expérimentale présenté par: Mme.HOMAND, (voir schéma ci-dessus).

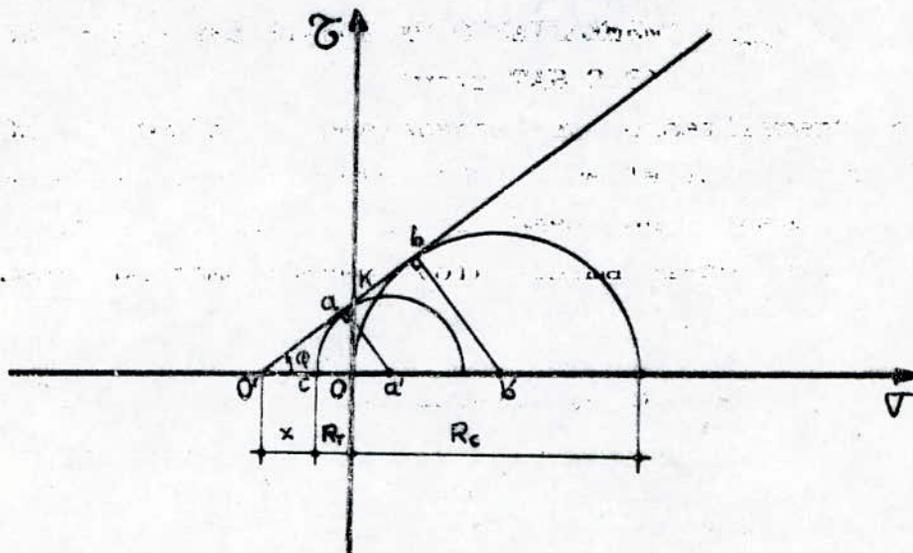
$\sigma = 0$, car l'essai était uniaxial, d'où :

$$\tau = R_{\text{cis.}} = C, (\text{cohésion}).$$

$ok = C$, (d'après la figure 2.1); $o'c = x$; $a'a = 2.Rt$;
 $b'b = Rc/2$.

FIG.2.1.

17



$$\sin \phi = \frac{a'a}{o'a'} = \frac{2 Rt}{x + 2 Rt} ; \quad (2.3)$$

$$\sin \phi = \frac{b'b}{o'b'} = \frac{Rc / 2}{x + Rt + Rc/2} ; \quad (2.4)$$

$$(2.3) = (2.4) \Leftrightarrow \frac{2 Rt}{x + 2 Rt} = \frac{Rc / 2}{x + Rt + Rc/2}$$

$$\Leftrightarrow 2 R_t(2x + 2R_t + R_c) = R_c(x + 2R_t).$$

$$\Leftrightarrow x(4R_t - R_c) = 2R_cR_t - 4R_t^2 - 2R_cR_t.$$

$$\Leftrightarrow x = \frac{4 R_t^2}{R_c - 4R_t}; \quad (2.5)$$

Remplaçons x par sa valeur dans (2.3).

$$\sin \phi = \frac{2 R_t(R_c - 4 R_t)}{4R_t^2 + 2R_t(R_c - 4R_t)} = \frac{R_c - 4 R_t}{R_c - 2 R_t};$$

$$\sin \phi = \frac{R_c - 4 R_t}{R_c - 2 R_t}; \quad (2.6)$$

$$\text{de la formule (2.6)} \rightarrow \phi = \arcsin \left\{ \frac{R_c - 4 R_t}{R_c - 2 R_t} \right\}; \quad (2.7)$$

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{\sin \phi}{\cos \phi} = \frac{\sin \phi}{\sqrt{1 - \sin^2 \phi}}; \quad (2.8)$$

18

Remplaçons ($\sin \phi$) par sa valeur (2.6) dans (2.8), d'où:

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{R_c - 4 R_t}{\sqrt{(R_c - 2 R_t)^2 - (R_c - 4 R_t)^2}}$$

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{R_c - 4 R_t}{2 \sqrt{R_c R_t - 3R_t^2}}, \quad (2.9)$$

$$\text{d'après la Fig 2.1, } \operatorname{tg} \phi = \frac{ok}{x + R_t} = \frac{C}{x + R_t}; \quad (2.10)$$

d'après la formule (2.10), $C = (x + R_t) \operatorname{tg} \phi$.

$$C = \frac{(x + R_t)(R_c - 4R_t)}{2 \sqrt{R_c R_t - 3R_t^2}}$$

$$\text{Remplaçons x par (2.5)} \rightarrow C = \frac{R_c \cdot R_t}{2 \sqrt{R_c \cdot R_t - 3R_t^2}}; \quad (2.11)$$

5.1 4-LES PROPRIETES DE DEFORMABILITE: [57].

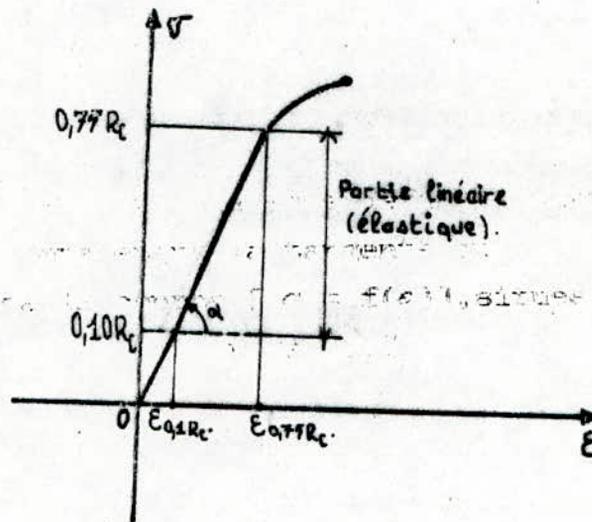
5.1.4.1-MODULE D'ELASTICITE STATIQUE (E_s):

Le module d'élasticité statique défini à partir de l'essai de compression, comme étant la tangente ou la pente de la partie linéaire de la courbe [$\sigma = f(\epsilon)$], située généralement entre $0.1 R_c$ et $0.75 R_c$, (voir TAB.2.7).

$$E_s = \frac{\Delta \sigma}{\Delta \epsilon} = \frac{0.75 R_c - 0.10 R_c}{\epsilon_{0.75 R_c} - \epsilon_{0.1 R_c}} = \frac{0.65 R_c}{\epsilon_{0.75 R_c} - \epsilon_{0.1 R_c}}; \quad (2.12)$$

$$E_s = \text{tg}(\alpha)$$

FIG.2.2



Exemples:

* courbe A .3.C3:(FIG.2.3).

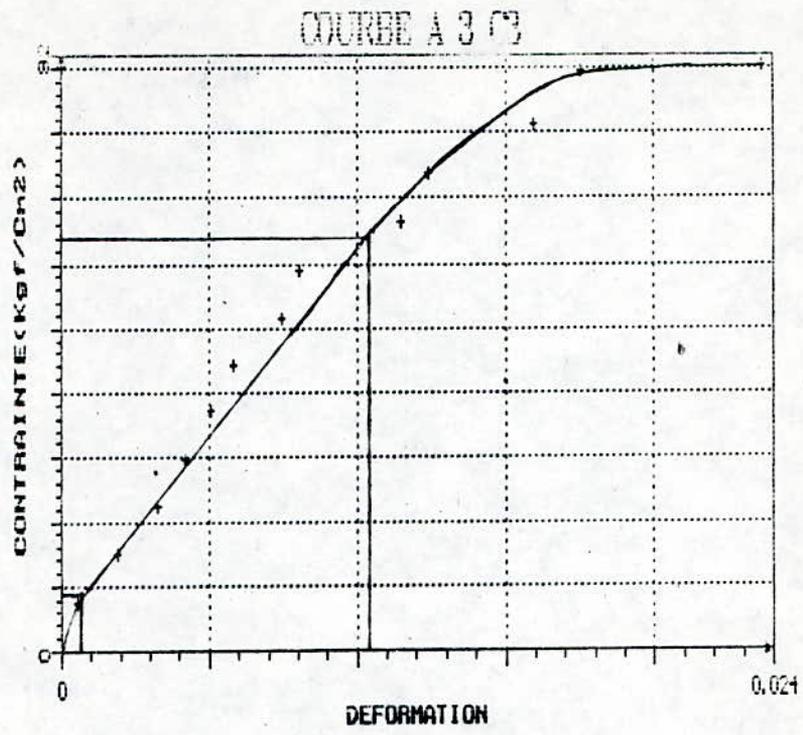
$$E_{s_1} = \frac{58.61}{0.01103} = 5310 \text{ Kgf/cm}^2 = 531 \text{ MPa.}$$

(DpL)

* courbe B.3.C1:(FIG.2.4).

$$E_{s_2} = \frac{51.88}{0.00604} = 8600 \text{ Kgf/cm}^2 = 860 \text{ MPa.}$$

FIG. 2.3 :



20

FIG. 2.4 :

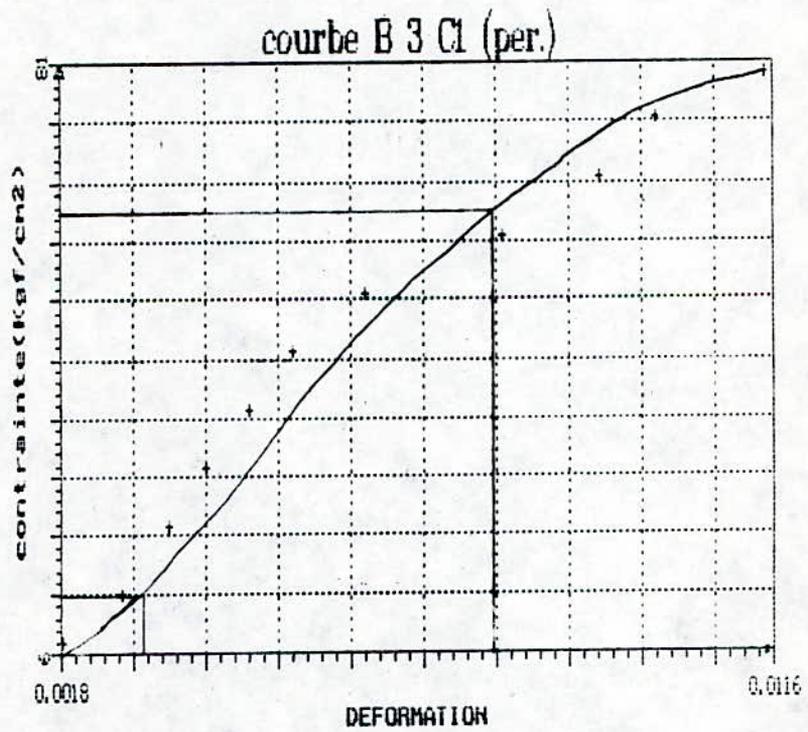
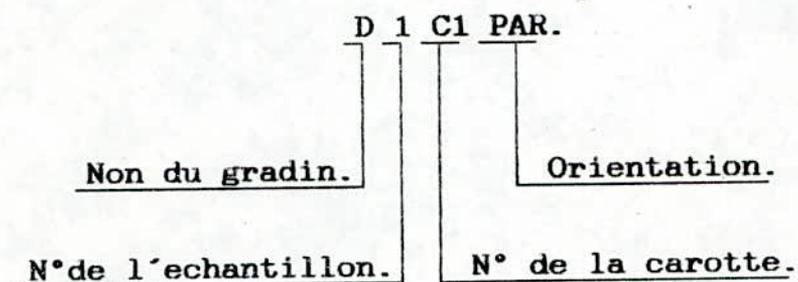


TABLEAU 2.7: Module d'élasticité statique:

N° des courbe	Modules statiques	N° des courbe	Modules statiques
A.3 C3	5.31	D.3 C1 PER.	35.50
B.3 C1 PER.	8.60	B.3 C3 PER.	30.10
B.1 C3	48.41	E.2 C4 PAR.	80.74
F.1 C2 PER.	16.10	E.2 C5 PAR.	13.70
B.1 C5	19.48	A.2 C1 PAR.	32.10
F.2 C3	13.64	D.4 C1 PER.	58.00
D.1 C1 PAR.	11.61	D.2 C2 PAR.	83.10
C.3 C3 PAR.	19.17	B.3 C5 PER.	26.70
C.2 C1 PAR.	7.33	A.3 C5	12.76

21

Désignation des éprouvettes



5.1.4.2 - MODULE D'ELASTICITE DYNAMIQUE: [1] et (13).

On a calculé le module d'élasticité dynamique "Ed" d'après la formule suivante:

$$E_d = \rho \cdot (VP)^2 \quad (2.13)$$

* Echantillons saturés:

- grandes éprouvettes (TAB .2.8);
- petites éprouvettes (TAB .2.9);

* Echantillons secs :

- grandes éprouvettes (TAB.2.10.);
- petites éprouvettes (TAB.2.11.).

5.2 - PROPRIETES GEOMECHANIQUES : [54] et [56].

L'appréciation de l'état du massif rocheux est donnée par:

- le degré de fissuration ;
- les paramètres de stabilité .

5.2.1 - LE DEGRE DE FISSURATION :

Les massifs rocheux sont classés selon le degré de fissuration par :

- la dimension moyenne des blocs structuraux "dm" ; 22
- le coefficient d'affaiblissement structural "K1";
- l'indice acoustique "A" .

5.2.1.1 - DIMENSION MOYENNE DES BLOCS STRUCTURAUX DE LA CARRIERE:(dm):

Pour mesurer la dimension moyenne des blocs structuraux, on a effectué 19 mesures dans la carrière de Mèftah(voir TAB 2.12.), et on a calculé la dimension moyenne des blocs structuraux de la carrière par la formule 2.14.

$$dm = \frac{\sum_{i=1}^{19} dm_i}{19} ; \text{ en [m]} \quad (2.14)$$

$$dm = \frac{6.36}{19} = 0.33 \text{ m.}$$

5.2.1.2 - COEFFICIENT D'AFFAIBLISSEMENT STRUCTURAL (K1) :

En général, la fissuration provoque la diminution de la résistance à la compression du massif (Rcm). Un coefficient (K1) appelé coefficient d'affaiblissement structural, tient compte de cette diminution plus, d'autres coefficients K2 et K3 qui dépendent respectivement du temps de chargement de l'éprouvette et de l'humidité de l'échantillon, influent sur

la résistance à la compression du massif. Ceci est exprimé par la formule suivante:

$$R_{cm} = R_{ce} * K1 * K2 * K3 , \quad (2.15)$$

R_{cm} - Résistance à la compression du massif rocheux, en [MPa];
 R_{ce} - Résistance à la compression de l'échantillon, en [MPa];
 $K1$ - coefficient d'affaiblissement structurale;
 $K2$ - coefficient qui dépend du temps de chargement de l'éprouvette, (vitesse de chargement constante pour chaque échantillon);
 $K3$ - coefficient qui dépend de l'humidité de l'échantillon.
 Cependant le coefficient d'affaiblissement structurale ($K1$) dépend:

- des propriétés physiques des surfaces des fissures;
- de l'orientation des fissures par rapport à l'action de la charge;
- de l'intensité de fissuration.

23

5.2.1.3 - L'INDICE ACOUSTIQUE (A): (TAB.2.7).

$$A = \frac{(V_o)^2}{(V_m)^2} ; \quad (2.16)$$

V_o -vitesse longitudinale de l'onde acoustique dans l'échantillon, en [m/s];

V_m -vitesse longitudinale de l'onde acoustique dans le massif, en [m/s].

Le tableau ci-dessous donne les valeurs de l'indice acoustique en fonction de la catégorie de fissuration:

"CF"	I	II	III	IV	V
"A"	< 0.1	0.1 à 0.25	0.25 à 0.4	0.4 à 0.6	0.6 à 1

CF-catégorie des roches suivant la fissuration.

5.2.2 - LES PARAMETRES DE STABILITE:

** La valeur de l'ongle de frottement interne " ϕ " est donnée

par la formule (2.7):

$$\phi = 44.72^\circ, \text{d'après (2.7);}$$

** Coefficient de frottement interne " f_f "

$$f_f = \text{tg}(\phi) = 0.99;$$

** La valeur de cohésion de la roche "C" est donnée par la formule (2.11):

$$C = 4.73 \text{ MPa, d'après (2.11).}$$

5.3- PROPRIETES TECHNOLOGIQUES: [51],[52] et [54];(TAB.2.14)

Les propriétés technologiques permettent de caractériser les degrés de difficulté d'exploitation d'un gisement. Ces propriétés sont exprimées par les formules empiriques suivantes:

5.3.1 - COEFFICIENT DE DURETE DES ROCHES SELON "PROTODIAKONOV" (f), (TAB.2.14).

$$f = \frac{R_c}{10}; \quad \text{en [MPa]} \quad (2.17) \quad 24$$

5.3.2 - INDICE DE RESISTANCE AU CONTACT (I_c): (TAB.2.14).

Il caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche.

$$I_c = 1.9 * R_c^{1.5}; \quad (2.18)$$

où: R_c : Résistance à la compression en [MPa].

5.3.3 - COEFFICIENT DE DURETE DE L'AGREGAT ($f_{ag.}$): (TAB.2.14).

Il caractérise la pression relative fournie par l'outil de foration sur la roche, pendant la destruction de celle-ci.

$$f_{ag.} = \frac{I_c}{0.62}; \quad (2.19)$$

5.3.4 - INDICE DE DIFFICULTE DE FORATION (I_f): (TAB.2.14).

$$I_f = 0.007 * (R_c + R_{cls.}) + 0.7 * \gamma; \quad (2.20)$$

où: γ : densité de la roche en [t/m^3], R_c et $R_{cls.}$ en [MPa]

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont classées en cinq catégories:

I-	Forabilité très facile :	$I_f = 1.0$ à 5.0 ;
II-	" facile :	$I_f = 5.1$ à 10 ;
III-	" moyenne :	$I_f = 10.1$ à 15 ;
IV-	" difficile :	$I_f = 15.1$ à 20 ;
V-	" très difficile :	$I_f = 20.1$ à 25 ;

Le calcaire de méftah se caractérise par une forabilité très facile (première classe, avec $I_f = 1.76$).

5.3.5 - INDICE DE DIFFICULTE DE LA DESTRUCTION DE LA ROCHE ($D_{des.}$): (TAB. 2.14).

$$D_{des.} = 0.005Kt * (Rc + Rt + R_{cis.}) + 0.5*\gamma ; \quad (2.21)$$

$$Kt = 1.2 * dm + 0.2;$$

$$dm = 0.33m \rightarrow Kt = 0.60.$$

Kt -coefficient tenant compte de la fissuration du massif rocheux.

Rc, Rt et $R_{cis.}$, en $[Kgf/cm^2]$ et γ $[Kg/dm^3]$

D'après l'académicien RJEVESKI V., les roches peuvent être divisées selon leurs résistances à la destruction (destructibilité) en cinq classes:

I- Roches mi-dures, denses, meubles :

$$D_{des} = 1.0 \text{ à } 5.0;$$

II- Roches dures, facilement destructibles :

$$D_{des} = 5.1 \text{ à } 10;$$

III- Roches dures, moyennement destructibles :

$$D_{des} = 10.1 \text{ à } 15;$$

IV- Roches dures difficilement destructibles :

$$D_{des} = 15.1 \text{ à } 20.$$

V- Roches dures, très difficilement destructibles :

$$D_{des} = 20.1 \text{ à } 25.$$

5.3.6 - INDICE DE DIFFICULTE D'EXCAVATION POUR LES ROCHES
NON ABATTUE: (TAB.2.14).

$$I_{exc.} = 0.3 * K_1 * (0.2 * R_c + R_t + R_{cls}) + 0.3 * \gamma, \quad (2.22)$$

$K_1 = 0.4$, d'après (TAB.2.13), R_c, R_t et R_{cls} en [MPa].

5.3.7 - CONSOMMATION SPECIFIQUE ETALON, THEORIQUE DE
L'EXPLOSIF (q_o): (TAB.2.14).

$$q_o = 0.001 * [0.1 * K_t * (R_c + R_t + R_{cls}) + 40 * \gamma], \quad (2.23)$$

q_o - en [Kg/m^3]

R_c, R_t et R_{cls} en [Kgf/cm^2] et γ en [Kg/dm^3].

5.3.8 - INDICE DE DIFFICULTE D'EXPLOITATION (D_{exp}):
(TAB.2.14)

$$D_{exp.} = 0.2 * (K_f * I_f + K_q * q_o + K_{exc.} * I_{exc.}); \quad (2.24)$$

Les valeurs de K_f, K_q et $K_{exc.}$ sont données d'après les valeurs
de I_f, q_o et $I_{exc.}$ (TAB.2.15).

L'indice de difficulté d'exploitation caractérise la roche
dans son état naturel et tout en tenant compte :

- de l'excauation;
- de la foration;
- du chargement;
- de la résistance au tir.

6 - ETUDE DE LA FISSURATION: [18]

La détermination des divers types de discontinuités
est une opération très importante. Car elle fournit des
éléments très précieux sur:

- l'élaboration du plan de tir;
- les conditions de stabilité des parois;...etc.

6.1 - DENSITES DES FISSURES:(voir TAB. 2.12).

Le comptage du nombre de fissure par une distance donnée conduit à la définition de la distance moyenne (intervalle moyen) séparant les plans de discontinuités.

$$ID = \frac{L}{N} \quad (2.25)$$

ID-Densité de fissures, en (m);

L-Longueur de la portion mesurés, en (m);
dans notre cas L = 10m;

N-Nombre de fissures sur "L".

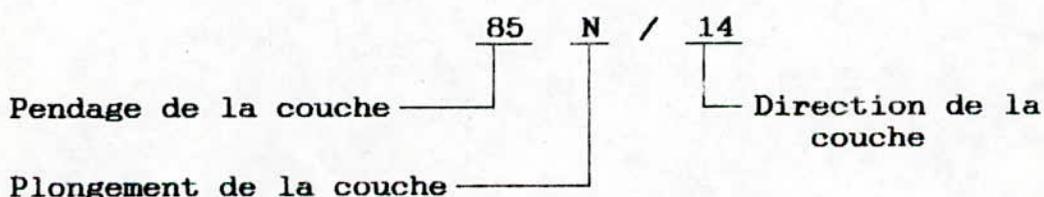
Nous avons effectué 19 mesures sur l'ensemble de la carrière. La fissuration varie entre 17 et 71 cm. La valeur moyenne de "ID" varie de la classe ID 3 à ID 4, (voir tableau 2.16).

6.2 - ORIENTATION DES FISSURES:

La connaissance de l'orientation des fissures pour l'élaboration d'un plan de tir est nécessaire, dans le but de choisir la bonne orientation des travaux d'exploitation et de mieux exploiter les énergies fournies par l'explosif. Chaque discontinuité identifiée sur un affleurement, est assimilée à un plan dont on note la position par la mesure de la normale et du vecteur pendage.

On a effectué 190 mesures (voir tableau de fissuration) en utilisant une boussole géologique. Ces mesures ont été reportées sur un canevas de SCHMIDT (Fig.2.3) et un diagramme équiarréal (Fig.2.4 et Fig.2.5). Les données des mesures de la fissuration de la carrière de MEFTAH sont reprises dans le "TABLEAU DE FISSURATION "

Exemple d'une mesure:



Pour la carrière de Méftah on a deux systèmes de fissurations orthogonales dont les directions et les pendages varient du nord vers le sud :

-Système I: 60S - 80N / 23

-Système II: 80S - 70N / 110 - 120.

L'orientation optimale pour les fronts de tailles d'exploitation sera donc entre les deux systèmes, du Nord vers le Sud.

Pour ce-la nous recommandons de garder le sens actuel d'exploitation qui se fait du Nord vers le Sud et de ne pas procéder au changement prévu par le nouveau plan d'exploitation (1988) mais plutôt de conserver celui qui été jusqu'au là en vigueur: c'est à dir du Nord vers le Sud.

z

Les directions et les pendages des fissures orthogonales varient du nord vers le sud :

-Système I: 60S - 80N / 23

-Système II: 80S - 70N / 110 - 120.

TABLEAU DES MESURES DE LA FISSURATION:

GRADIN 1 (G → D)	GRADIN 2 (G → D)	GRADIN 3 (D → G)	GRADIN 4 (G → D)	GRADIN 5 (D → G)	GRADIN 6 (G → D)
85N / 14	36N / 4	55S / 110	85S / 42	69N / 106	42N / 63
88S / 43	30N / 0	60S / 121	89S / 16	90W / 110	65W / 92
77S / 12	20N / 118	15N / 114	66S / 150	85E / 1	52S / 124
88S / 32	55N / 11	66W / 96	85S / 134	89E / 67	60N / 107
85S / 41	90 / 98	60W / 92	60N / 21	70S / 114	89S / 36
83S / 02	25N / 0	60N / 116	70N / 31	75N / 9	79W / 10
55N / 04	80S / 48	70S / 78	85N / 165	75E / 94	50E / 100
70N / 28	55E / 88	48N / 82	85S / 11	85N / 110	52E / 90
90 / 26	85S / 58	70N / 51	60N / 68	85S / 145	55E / 132
85N / 36	65S / 64	71S / 178	73S / 4	75S / 131	88N / 64
55S / 112	82S / 124	71S / 120	85N / 18	80W / 102	65N / 85
63S / 114	85S / 68	75N / 102	60N / 120	85N / 73	70N / 112
70N / 114	75N / 114	74N / 26	38N / 120	80S / 43	60S / 112
80N / 112	85S / 48	65W / 91	70S / 52	90 / 130	82W / 114
75S / 118	76N / 118	75N / 70	78N / 29	90 / 153	50S / 52
65S / 132	78S / 116	90 / 28	88N / 175	85N / 124	64S / 138
58S / 72	35S / 128	87S / 66	78N / 50	86N / 114	90 / 100
56N / 77	75W / 96	30N / 108	75N / 80	67S / 151	80S / 39
57N / 103	60N / 104	80N / 108	88N / 60	38N / 48	65N / 109
50N / 117	65N / 120	85N / 116	80S / 82	90 / 88	80S / 131
87S / 48	80N / 170	45N / 42	85S / 12		45N / 74
77E / 90	80N / 108	75N / 108	75N / 177		90 / 53
35N / 47	50S / 10	90 / 100	25S / 128		85S / 112
89N / 110	90 / 10	72S / 142	63S / 4		
69N / 2	25S / 18	82S / 142			
32W / 84	80S / 72	32E / 92			
	70N / 42	85N / 122			
	90 / 25	76W / 97			
	62S / 98	83E / 95			
	88E / 94	75N / 114			
		70N / 78			
		90 / 123			
		80S / 107			
		45N / 10			
		55S / 23			
		63N / 38			
		90 / 28			
		68N / 51			
		85N / 38			
		85N / 106			
		55N / 7			
		54W / 89			
		90 / 73			
		83S / 104			
		65N / 51			
		83S / 136			
		30N / 53			
		88N / 116			
		22N / 142			
		85W / 99			
		79W / 90			
		40W / 2			
		63N / 77			

TAB. 2.1: Echantillonnage.

gradins	Dénominations- d'échantillons	Orinta- tions	Dimensions
A	I	+	29x25x10.5
	II	+	34x21x12
	III	-	36x24x18
B	I	-	-
	II	0	-
	III	+	37x28x23
C	I	-	28x28x24
	II	+	39x27x22
	III	+	-
D	I	+	29x24x13.5
	II	+	24x23x18
	III	+	38x28x27
	IV	+	43x29x22
E	I	0	12x11x10
	II	+	-
	III	+	36x33x28
F	I	+	-
	II	-	17x16x15
	III	-	18x18x10

TAB.2.2: Les valeurs moyennes.

E S S A I S	Nbre. d'éch.	E C H A N T I L L O N S		
		de	à	moyenne arithmétique
M. volumique sèche " ρ " moy. [Kg/m ³]	48	1980	2500	2230
M. volumique humide " ρ " moy. [Kg/m ³]	48	2080	2530	2320
M. dyn. sèche "Ed" [MPa]	48	11424.7	69517.2	35098.5
M. dyn. humide "Ed" [MPa]	48	14398.7	69519.2	36523.3
V. longitudinale sèche [MPa]	48	232143	5660	3874
V. longitudinale humide [MPa]	48	257000	5316	4559
M. statique "Es" [MPa]	18	5.31	33.1	29.02
R. compression "Rc" [MPa]	18	6.43	29.40	24.85
Durée "f" [MPa]	18	1.0	3.0	2.5
R. traction "Rt" [MPa]	26	1.25	5.10	2.84
R. cisaillement "R _{cis.} " [MPa]	5	3.00	5.36	4.37

TAB.2.4 : Résistance à la compression:

Echantillons		Résistance à la compression (Rc) [Kgf/cm ²]	Résistance à la compression (Rc) [MPa]
Dénominations-	Orientat-ion		
A 2 C1	PAR.	153.00	15.30
A 3 C3	NUL.	90.2	9.02
A 3 C5	NUL.	121.95	13.00
B 1 C3	NUL.	193.64	19.40
B 1 C5*	NUL.	252.03	25.20
B 3 C1	PER.	79.82	8.00
B 3 C3	PER.	203.25	20.40
B 3 C5	PER.	262.10	26.20
C 2 C1	PAR.	117.52	11.75
C 3 C3	PAR.	236.51	23.65
D 1 C1*	PAR.	107.17	10.72
D 2 C2*	PAR.	273.47	27.35
D 3 C1*	PER.	293.80	29.40
D 4 C1	PER.	241.68	24.17
E 2 C4	PAR.	237.28	23.72
E 2 C5	PAR.	182.56	18.25
F 1 C2	PER.	64.30	6.43
F 2 C3*	NUL.	86.47	8.65

N.B: NUL. - Echantillon non orienté.

TAB.2.5 : Résistances à la tractions.

ECHANTILLONS		Diamètre [m] .10 ⁻²	Hauteur [m] .10 ⁻²	Rés. à la trac. (Rt.)	
Dénominations	Orientations			[Kgf/cm ²].10 ⁵	[MPa]
A. 1. C2	PER.	4.15	4.20	35.28	3.53
"	PAR.	"	"	33.23	3.32
A. 1. C2	PER.	"	4.22	35.28	3.53
A. 2. C1	PER.	"	4.05	-	-
A. 2. C3	PER.	"	3.90	29.50	2.95
A. 3. C2	NUL.	"	4.30	12.48	1.25
A. 3. C3*	NUL.	"	4.20	13.15	1.31
A. 3. C4	NUL.	"	"	"	"
B. 1. C2	NUL.	"	4.40	35.21	3.52
B. 1. C4	NUL.	"	4.14	32.23	3.22
B. 1. C5*	NUL.	"	4.33	29.58	2.96
B. 1. C6	NUL.	"	4.30	25.32	2.53
B. 3. C3*	PAR.	"	4.60	30.17	3.10
B. 3. C3	PER.	"	4.70	-	-
B. 3. C2	PAR.	"	4.08	26.31	2.63
B. 3. C4	PER.	"	3.90	35.00	3.50
B. 3. C4	PER.	"	4.10	-	-
C. 1. C2	NUL.	"	"	28.62	2.86
C. 3. C1	PER.	"	4.00	40.07	4.01
D. 1. C1*	PAR.	"	4.30	21.33	2.13
D. 1. C1	PER.	"	4.10	52.36	5.24
D. 1. C2	PER.	"	4.20	21.73	2.17
D. 3. C1*	PER.	"	3.90	-	-
D. 3. C2	PER.	"	4.50	26.41	2.64
D. 4. C1	PAR.	"	4.25	23.46	2.35
E. 2. C2	PER.	"	4.15	51.00	5.10
E. 2. C3	PAR.	"	4.00	41.60	4.16
E. 2. C6	PAR.	"	4.25	21.65	2.16
F. 3. C2	NUL.	"	4.35	23.45	2.34
F. 2. C3*	NUL.	"	4.15	23.65	2.36

* -Ce sont les valeurs utilisées pour calculer la résistance au cisaillement.

N.B: NUL. - Echantillon non orienté.

TAB 2.6: Résistance au cisaillement.

ECHANTILLONS		Rc [Kgf/cm ²]	Rt [Kgf/cm ²]	R _{cis} d'après(2.11)	
Dénomina- tions	Orien- tations			[Kgf/cm ²]	[MPa]
A. 3. C3	NUL.	90.17	13.15	22.96	3.00
B. 1. C5	NUL.	252.03	29.58	53.63	5.36
D. 1. C1	PAR.	107.17	21.33	37.66	3.77
D. 3. C1	PER.	293.80	-	-	-
F. 2. C3	NUL.	86.47	23.65	53.37	5.34

N.B: NUL. - Echantillon non orienté.

TAB.2.8: Echantillons saturés (grands échantillons).

ECHANTILLONS		M'	H	V	ρ'	t'	VP	Ed'
Dénomina- tions	Orien- tations	[kg] ·10 ⁻⁹	[m] ·10 ⁻²	[m ³] ·10 ⁻⁶	[Kg/m ³] ·10 ³	[s] ·10 ⁻⁶	[m/s] ·10 ²	[MPa]
A. 2. C1	PAR.	248.04	8.00	108.24	2.29	21.7	36.87	31130.2
A. 3. C3	NUL.	243.11	8.25	111.62	2.18	32.1	25.70	14398.7
A. 3. C5	NUL.	243.33	8.00	108.24	2.25	30.0	26.67	16004.0
B. 1. C3	NUL.	266.61	8.20	110.95	2.40	18.1	45.30	49250.2
B. 1. C5	NUL.	269.80	8.11	109.73	2.43	16.7	48.56	57301.2
B. 3. C1	PER.	251.92	8.10	109.59	2.30	24.8	32.66	24535.5
B. 3. C3	PER.	258.81	8.25	111.62	2.32	20.7	39.85	36842.1
B. 3. C5	PER.	253.97	8.10	109.59	2.32	20.6	39.32	35868.6
C. 2. C1	PAR.	245.83	8.05	108.92	2.26	30.1	26.74	16159.6
C. 3. C3	PAR.	260.51	8.15	110.27	2.36	20.3	40.15	38043.7
D. 1. C1	PAR.	270.09	8.10	109.59	2.46	16.9	39.90	39163.4
D. 2. C2	PAR.	262.18	8.41	113.79	2.30	20.8	40.43	37595.4
D. 3. C1	PER.	269.70	8.25	111.62	2.42	18.3	45.10	49223.0
D. 4. C1	PER.	256.15	8.22	111.22	2.30	22.7	36.21	30156.8
E. 2. C4	PAR.	280.18	8.40	113.85	2.46	15.8	53.16	69519.2
E. 2. C5	PAR.	262.95	8.11	109.73	2.40	18.5	43.84	46126.7
F. 1. C2	PER.	235.21	8.05	108.92	2.16	28.1	28.65	17729.8
F. 2. C3	NUL.	254.31	8.32	112.57	2.26	19.1	43.56	42882.9

N.B: NUL. - Echantillon non orienté.

TAB. 2.9: Echantillons saturés. (petits echantillons).

ECHANTILLONS		M [kg] .10 ⁻³	H [m] .10 ⁻²	V [m ³] .10 ⁻⁶	ρ' [Kg/m ³] .10 ³	t' [s] .10 ⁻⁶	VP [m/s] .10 ²	Ed' [MPa]
Dénomi- nations	Orien- tations							
A. 1. C2	PER.	133.86	4.20	56.83	2.36	9.60	42.86	43169.0
A. 1. C2	PAR.	130.76	"	"	2.30	9.50	44.21	44954.0
A. 1. C2	PER.	129.58	4.22	57.10	2.27	11.20	37.69	32246.2
A. 2. C1	PER.	126.81	4.05	54.78	2.31	12.80	31.64	23125.2
A. 2. C3	PER.	121.95	3.90	52.77	2.31	11.30	34.51	27511.0
A. 3. C2	NUL.	131.00	4.30	58.13	2.25	12.60	34.13	26209.3
A. 3. C3*	NUL.	125.58	4.20	56.83	2.21	14.60	28.38	17797.8
A. 3. C4	NUL.	123.86	4.20	56.83	2.18	15.80	26.58	15404.3
B. 1. C2	NUL.	146.23	4.40	59.53	2.46	8.90	49.44	60130.1
B. 1. C4	NUL.	133.14	4.14	56.01	2.38	9.70	42.68	43353.7
B. 1. C5*	NUL.	144.28	4.33	58.58	2.46	8.60	50.35	62364.0
B. 1. C6	NUL.	244.71	7.60	102.8	2.38	-	-	-
B. 2. C2	PAR.	123.26	4.08	55.20	2.23	-	-	-
B. 3. C3*	PER.	143.53	4.60	62.24	2.31	12.30	37.40	32311.3
B. 3. C3	PAR.	145.57	4.70	63.60	2.29	13.10	35.90	29513.7
B. 3. C4	PER.	129.93	3.90	52.77	2.46	11.40	34.21	28789.9
B. 3. C4	PER.	125.10	4.10	55.47	2.25	12.80	32.03	23083.2
C. 1. C2	NUL.	133.74	4.10	55.47	2.41	9.90	46.50	52312.1
C. 3. C1	PER.	126.00	4.00	54.12	2.33	11.40	35.10	28706.0
D. 1. C1*	PAR.	139.54	4.30	58.18	2.40	8.70	49.42	58616.1
D. 1. C1	PER.	140.47	4.10	55.47	2.53	9.90	41.41	43384.1
D. 1. C2	PER.	134.51	4.20	56.83	2.37	8.70	48.27	55221.0
D. 3. C1	PER.	119.97	3.90	52.77	2.27	14.70	26.53	15977.2
D. 3. C2	PER.	126.85	4.50	60.88	2.08	11.20	40.18	33580.2
D. 4. C1	PAR.	133.97	4.25	57.50	2.33	11.30	37.61	32958.1
E. 2. C2	PER.	137.67	4.18	56.15	2.48	8.90	47.16	54489.6
E. 2. C3	PAR.	133.31	4.00	54.12	2.46	7.80	51.28	64689.1
E. 2. C6	PAR.	136.55	4.25	57.50	2.37	9.40	45.21	48441.5
F. 3. C2	NUL.	134.11	4.35	58.85	2.28	12.20	35.65	28977.0
F. 3. C3*	NUL.	129.58	4.18	56.15	2.20	14.20	29.22	18791.0

N.B: NUL. - Echantillon non orienté.

TAB. 2.10: Echantillons secs. (grands échantillons).

ECHANTILLONS		M	H	V _s	ρ _s	t	VP	Ed
Dénomi- nations	Orien- tations	[kg] _s .10	[m] ₂ .10	[m] ₆ .10	[Kg/m _s] .10	[s] ₆ .10	[m/s] ₂ .10	[MPa]
A. 2. C1	PAR.	235.40	8.00	108.24	2.17	22.0	36.36	28688.5
A. 3. C3	NUL.	222.90	8.25	111.62	2.00	28.0	29.46	17362.9
A. 3. C5	NUL.	225.70	8.00	108.24	2.10	27.5	29.10	17772.0
B. 1. C3	NUL.	257.26	8.20	110.95	2.32	17.0	48.23	53980.0
B. 1. C5	NUL.	262.28	8.11	109.73	2.39	16.1	50.37	60644.0
B. 3. C1	PER.	236.78	8.10	119.59	2.16	24.1	33.61	24400.0
B. 3. C3	PER.	247.60	8.25	111.62	2.22	20.2	40.84	37030.4
B. 3. C5	PER.	241.34	8.10	109.59	2.20	21.7	37.33	30653.0
C. 2. C1	PAR.	230.00	8.05	108.92	2.11	26.8	30.04	19037.3
C. 3. C3	PAR.	248.99	8.15	110.27	2.26	17.7	46.04	47915.6
D. 1. C1	PAR.	266.90	8.10	109.59	2.43	19.0	42.63	44164.1
D. 2. C2	PAR.	249.90	8.41	113.79	2.20	22.1	38.05	31858.8
D. 3. C1	PER.	269.70	8.25	111.62	2.42	20.1	41.04	40769.1
D. 4. C1	PER.	243.09	8.22	111.22	2.19	24.1	34.14	12695.8
E. 2. C4	PAR.	276.90	8.40	113.65	2.44	17.4	48.27	56865.6
E. 2. C5	PAR.	256.79	8.15	110.27	2.33	21.3	38.23	34053.7
F. 1. C2	PER.	216.25	8.05	108.92	1.98	21.8	26.92	14348.8
F. 2. C3	NUL.	241.76	8.32	112.57	2.15	25.3	32.94	23328.4

N. B: NUL. - Echantillon non orienté

TAB. 2.11: Echantillons secs. (petits échantillons).

ECHANTILLONS		M	H	V	ρ	t	VP	Ed
Dénomi- nations	Orien- tations	[kg] $\cdot 10^{-3}$	[m] $\cdot 10^{-2}$	[m ³] $\cdot 10^{-6}$	[Kg/m ³] $\cdot 10^3$	[s] $\cdot 10^{-6}$	[m/s] $\cdot 10^2$	[MPa]
A. 1. C2	PER.	123.19	4.20	56.83	2.17	7.42	56.60	69517.2
A. 1. C2	PAR.	125.87	"	"	2.21	8.30	50.60	56583.9
A. 1. C2	PER.	129.15	4.22	57.10	2.26	9.14	46.17	48175.7
A. 2. C1	PER.	120.48	4.05	54.78	2.20	10.15	33.33	24439.5
A. 2. C3	PER.	115.90	3.90	52.77	"	12.20	31.97	22485.8
A. 3. C2	NUL.	122.31	4.30	58.18	2.10	-	-	-
A. 3. C3*	NUL.	116.24	4.20	56.83	2.04	10.60	39.62	32022.8
A. 3. C4	NUL.	113.49	"	"	2.00	13.70	30.66	18800.7
B. 1. C2	NUL.	143.38	4.40	59.53	2.41	9.60	45.83	50619.4
B. 1. C4	NUL.	128.10	4.14	56.01	2.29	8.60	48.14	53069.8
B. 1. C5*	NUL.	141.72	4.33	58.58	2.42	7.58	57.12	78957.2
B. 1. C6	NUL.	136.54	4.30	58.18	2.35	15.38	27.96	18369.3
B. 3. C2	PAR.	115.95	4.08	55.20	2.10	13.83	29.50	18276.6
B. 3. C2*	PER.	136.06	4.60	62.24	2.19	10.35	44.44	43259.2
B. 3. C3	PAR.	138.43	4.70	63.60	2.18	12.48	37.66	30918.8
B. 3. C4	PER.	112.13	3.90	52.77	2.12	16.80	23.21	11424.7
B. 3. C4	PER.	124.91	4.10	55.47	2.25	15.30	26.79	16157.2
C. 1. C2	NUL.	130.29	4.10	"	2.35	10.20	40.19	37969.5
C. 3. C1	PER.	120.48	4.00	54.12	2.22	10.50	37.91	31913.0
D. 1. C1*	PAR.	136.21	4.30	58.18	2.34	10.20	42.15	41586.5
D. 1. C1	PER.	138.81	4.10	55.47	2.50	10.10	40.59	41197.0
D. 1. C2	PER.	130.72	4.20	56.83	2.30	10.00	42.00	40572.0
D. 3. C1	PER.	111.93	3.90	52.77	2.12	-	-	-
D. 3. C2	PER.	121.71	4.50	60.88	2.00	11.40	39.47	31163.4
D. 4. C1	PAR.	127.84	4.25	57.50	2.22	11.30	37.31	31403.2
E. 2. C2	PER.	136.11	4.15	56.15	2.42	11.50	36.08	31515.0
E. 2. C3	PAR.	131.90	4.00	54.12	2.44	8.50	47.05	54034.6
E. 2. C6	PAR.	134.13	4.25	57.50	2.33	10.80	39.55	36081.6
F. 3. C2	NUL.	127.55	4.35	58.85	2.17	11.60	37.50	30515.6
F. 2. C3*	NUL.	117.72	4.15	56.15	2.10	14.20	29.22	17936.5

N. B: NUL. - Echantillon non orienté.

TAB.2.12: Mesure de la densité des fissures.

GRADINS	N° de la Zone	Nbre. de fissures	"L" [M]	"dm" [M]
A	1	10	5	0.50
	2	17	5	1.29
	3	30	10	0.33
B	1	26	5	0.19
	2	13	5	0.38
	3	7	5	0.71
C	1	14	5	0.36
	2	16	10	0.60
	3	20	5	0.25
D	1	32	10	0.31
	2	16	5	0.31
	3	16	5	0.31
	4	17	5	0.29
E	1	13	5	0.38
	2	15	5	0.33
	3	14	5	0.36
F	1	21	5	0.24
	2	29	5	0.17
	3	30	5	0.17

TAB. 2.13: Catégorie de la fissuration.

Catégorie de la fissuration		dm [m]	A1	K1
I	R. extrêmement fissurées	< 0.10	0.01 à 0.1	0.20
II	R. très fissurées	0.1 à 0.5	0.1 à 0.25	0.40
III	R. moyennement fissurées	0.5 à 0.1	0.25 à 0.4	0.60
IV	R. peu fissurées	1.0 à 1.5	0.4 à 0.60	0.80
V	R. monolithiques	> 1.50	0.60 à 1.0	0.98

TAB. 2.14: Propriétés technologiques.

Valeurs moyennes			Propriétés technologiques							
R _c [MPa]	R _t [MPa]	R _{clé.} [MPa]	f	I _c	f _{ag}	I _f	D _{des}	I _{exc}	q _o [Kg/m ³]	D _{exp.}
24.85	2.84	4.37	3	235.4	380.3	1.76	2.10	0.30	0.108	0.98

TAB. 2.15:

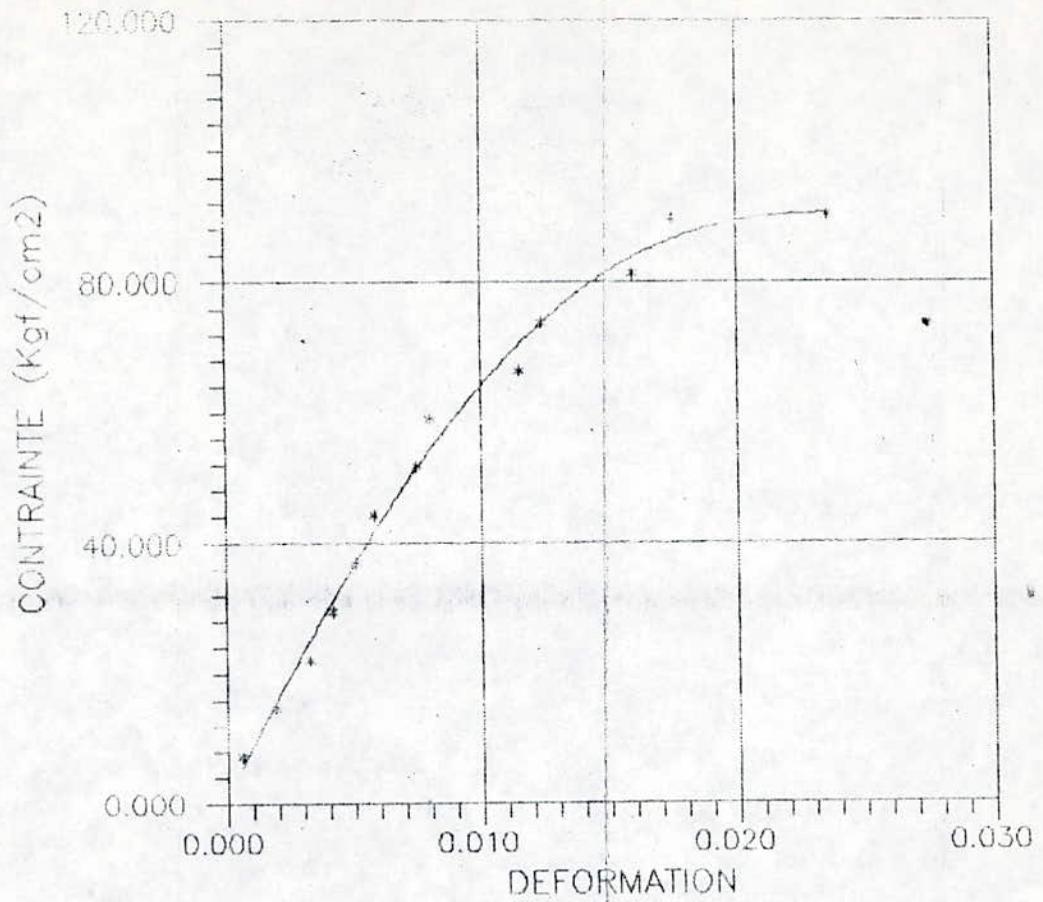
FORATION		EXPLOSION		EXCAVATION	
I _f	K _f	q_0 [Kg/m ³]	K _q	I _{exc.}	K _{exc.}
5	0.8	0.2	30	3	0.8
6 à 10	0.9	0.2 à 0.4	35	3 à 5	0.9
11 à 14	1.0	0.4 à 0.6	40	6 à 9	1.0
15 à 17	1.1	0.6 à 0.8	45	9 à 12	1.1
> 17	1.2	0.8 à 1.0	50	12 à 15	1.2

TAB. 2.16: Intervalle moyen entre discontinuités.

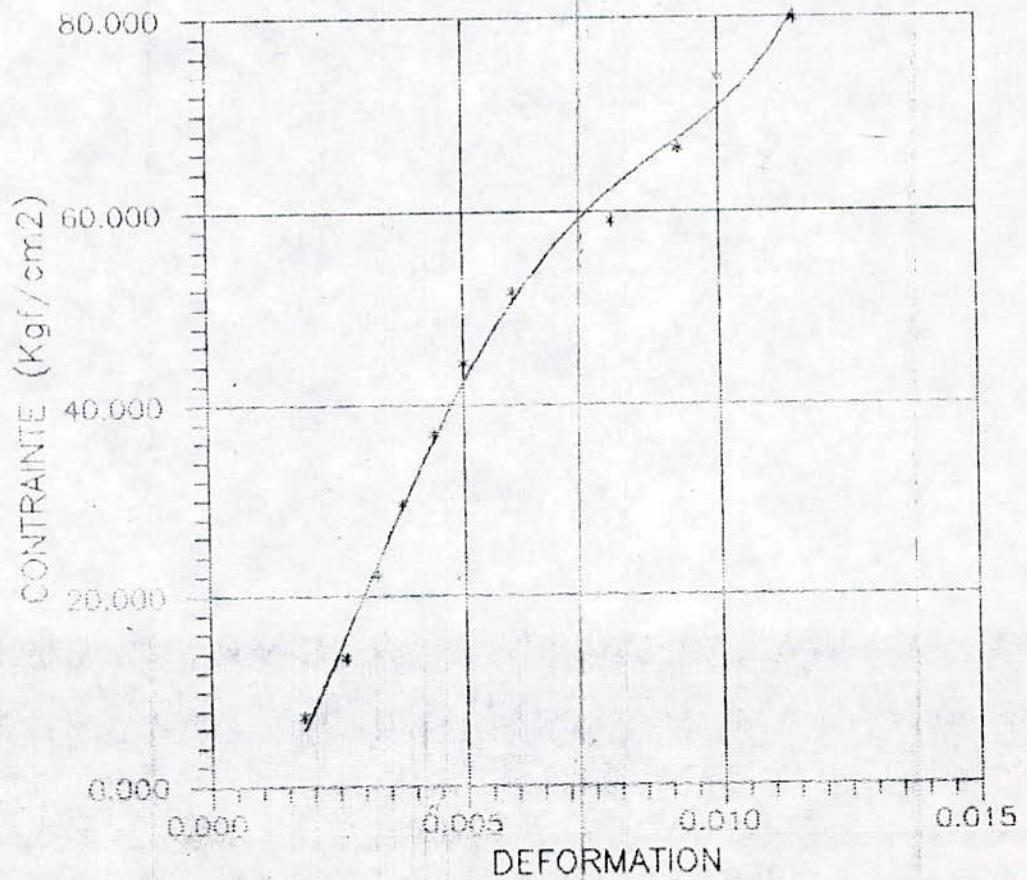
Classes	intervalle moyen entre discontinuités ID [cm]	Densité de discontinuités
ID 1	>200	Très faibles
ID 2	50 à 200	Faible
ID 3	20 à 50	Moyenne
ID 4	6 à 20	Forte
ID 5	<6	Très forte

COURBE : contrainte - dformation
(essais de compression uniaxial)

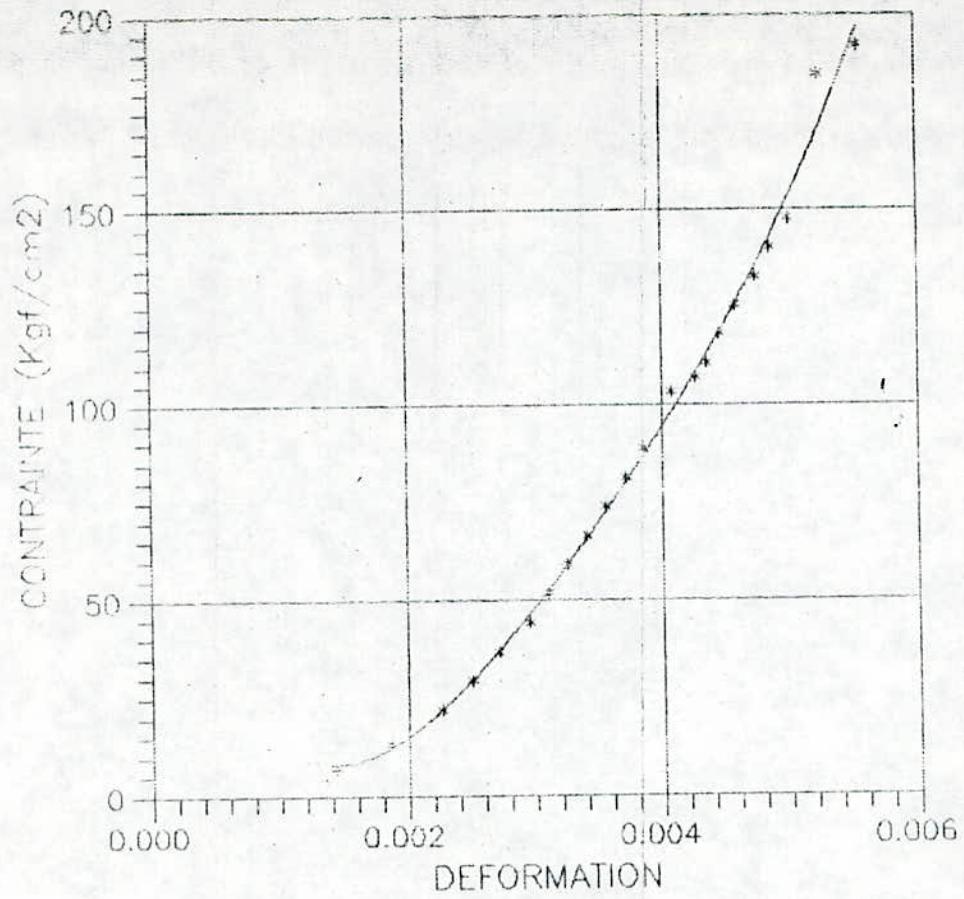
COURBE A3 C3



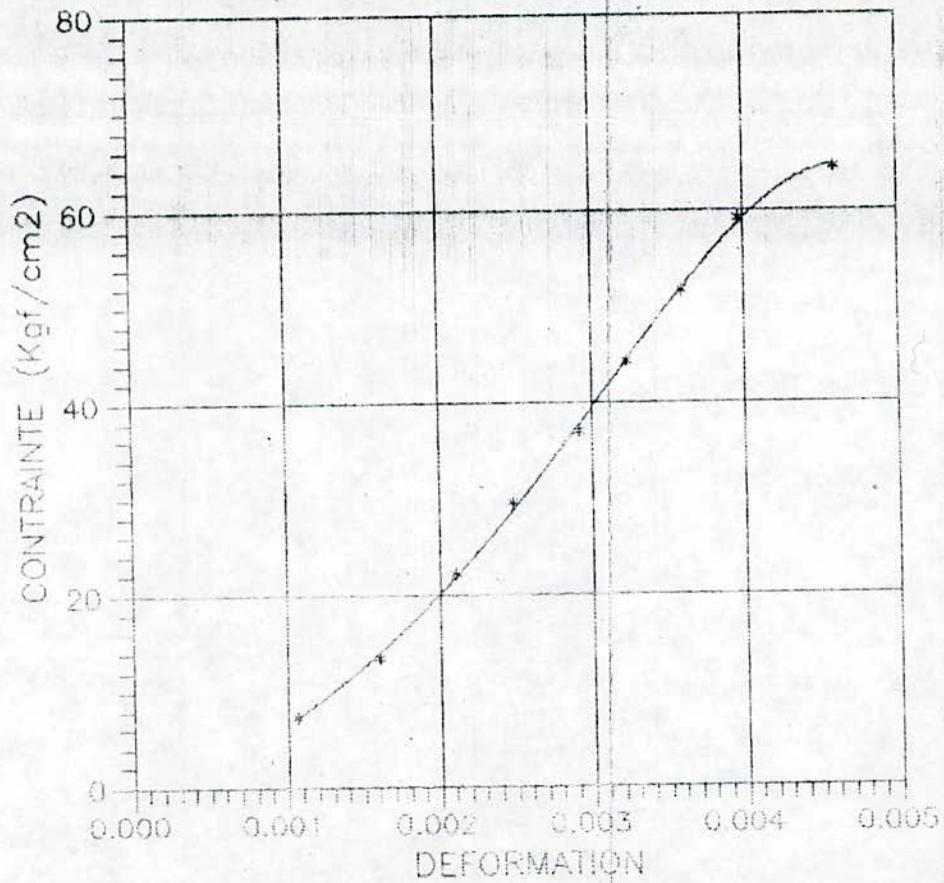
COURBE B3 C1 (per.)



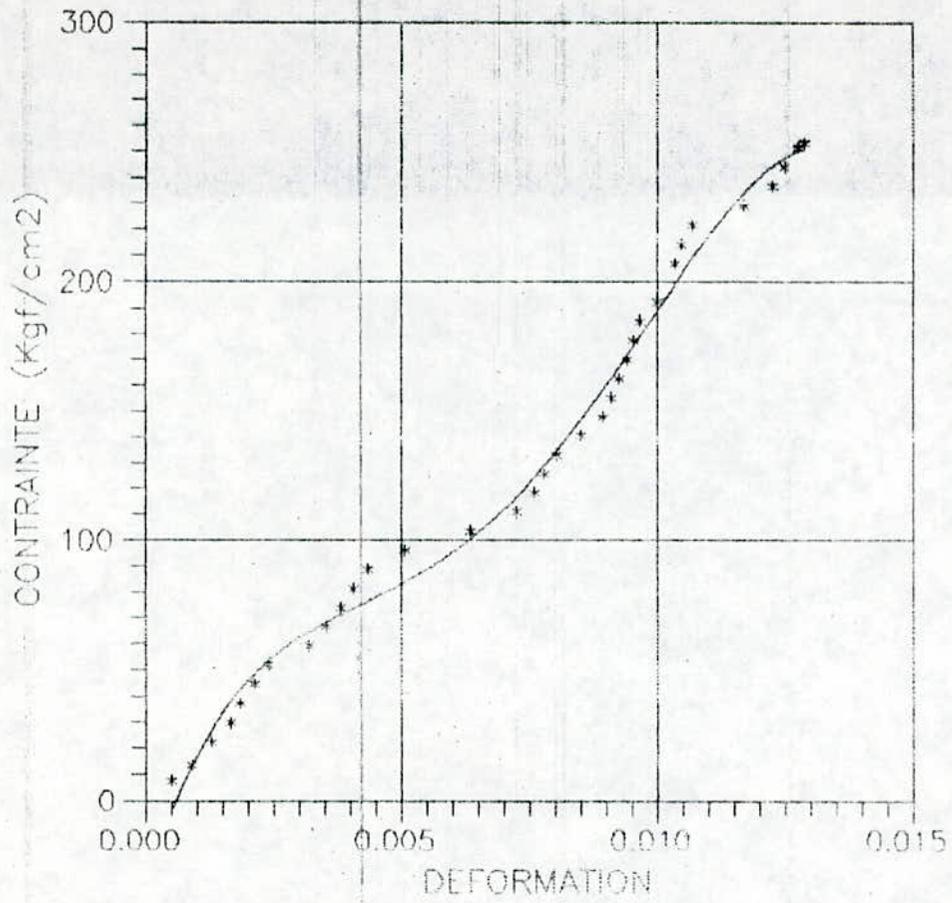
COURBE B1 C3



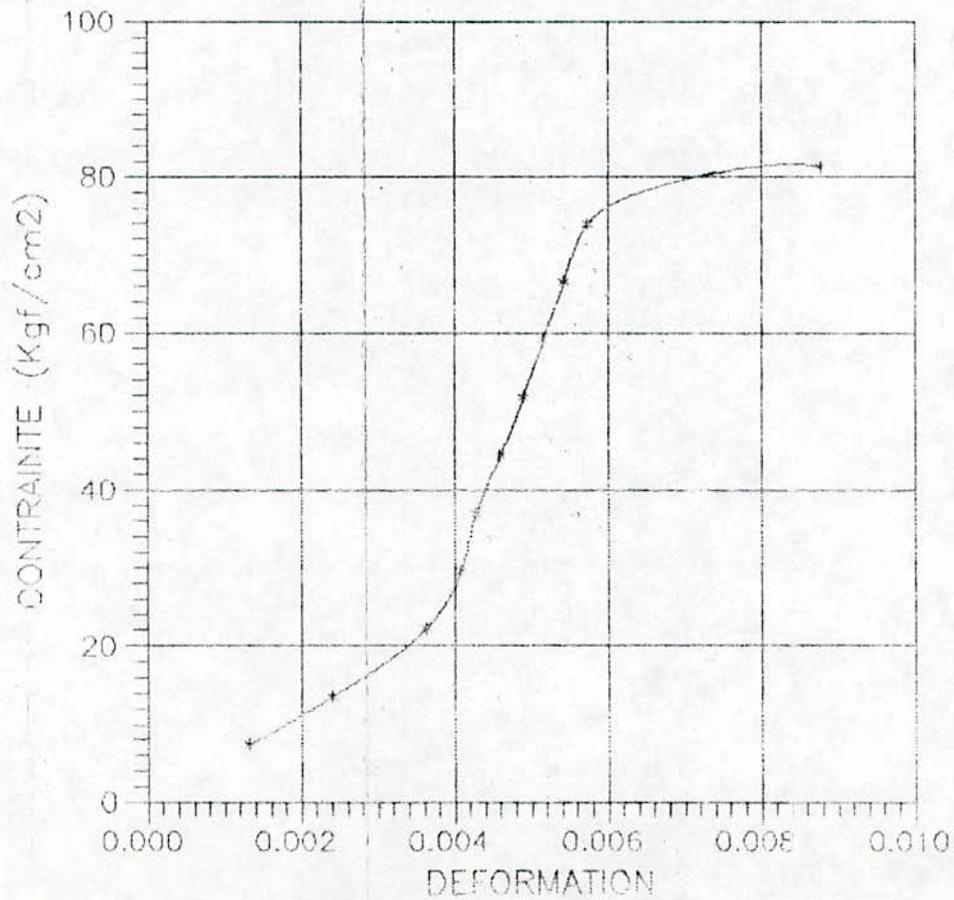
COURBE F1 C2 (per.)



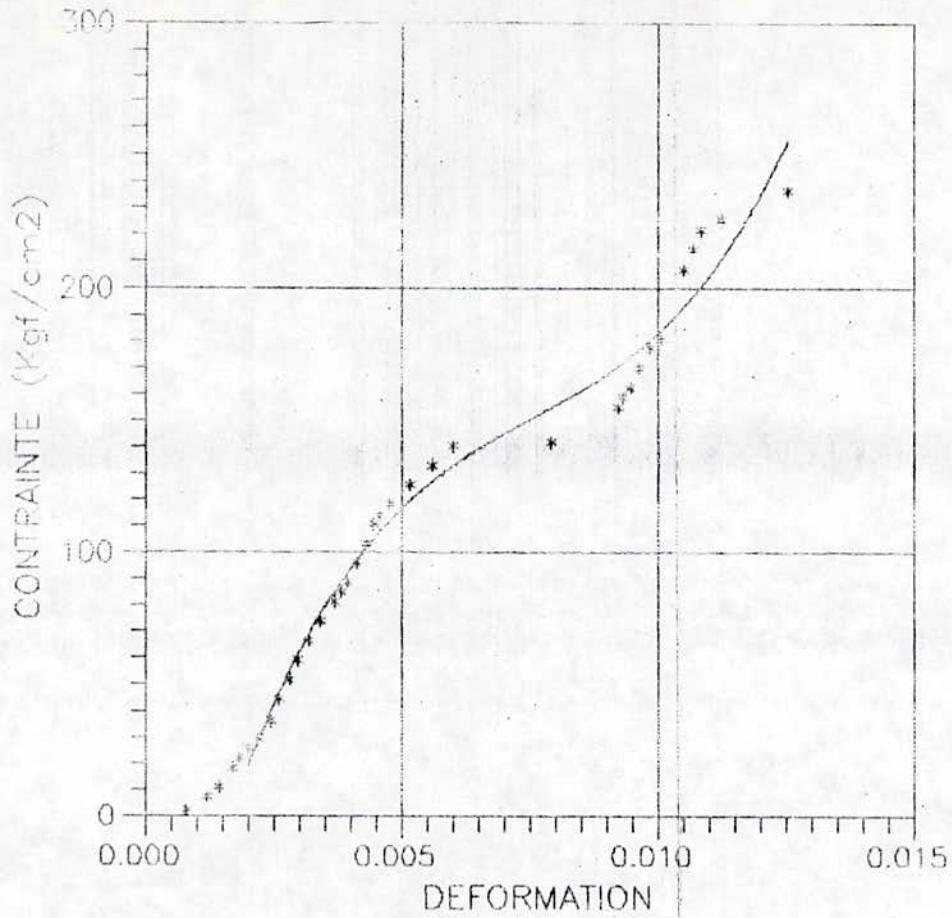
COURBE B1 C5



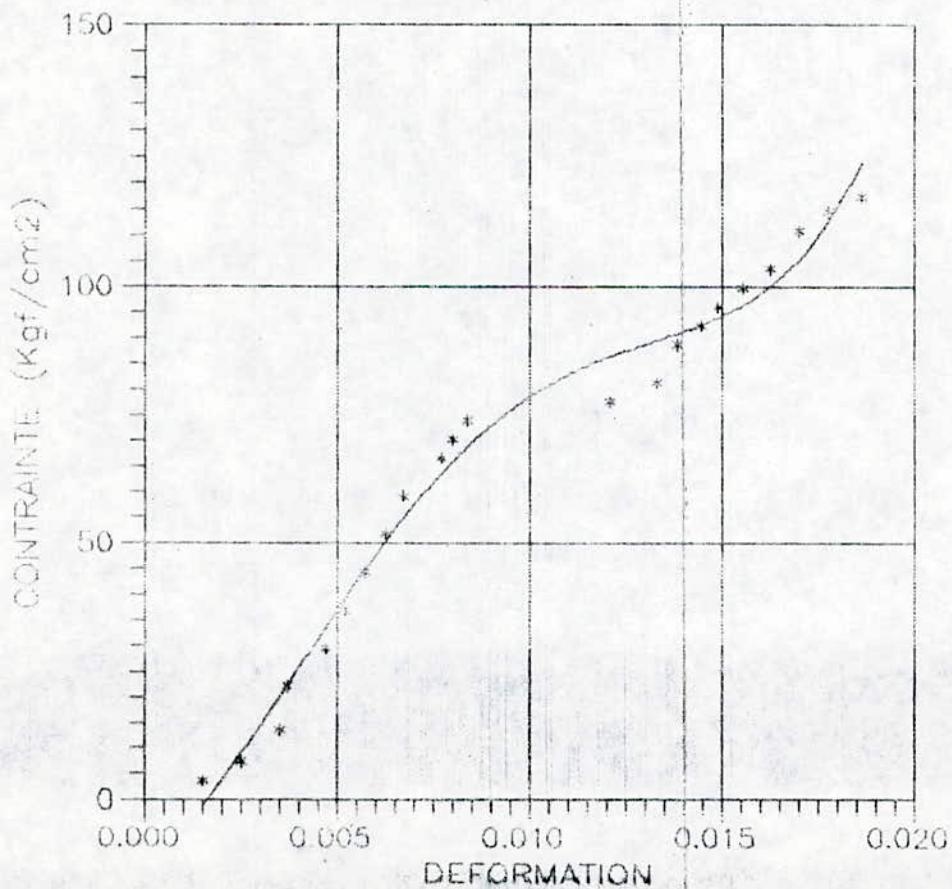
COURBE F2 C3



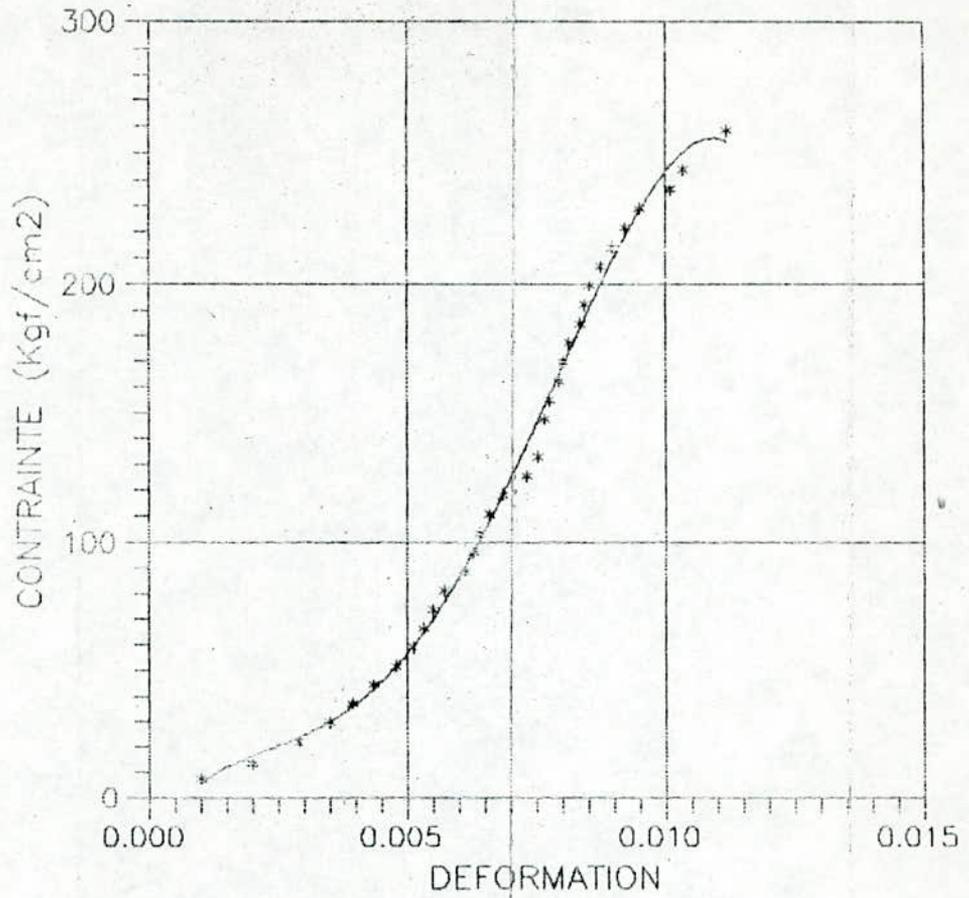
COURBE C3 C3 (par.)



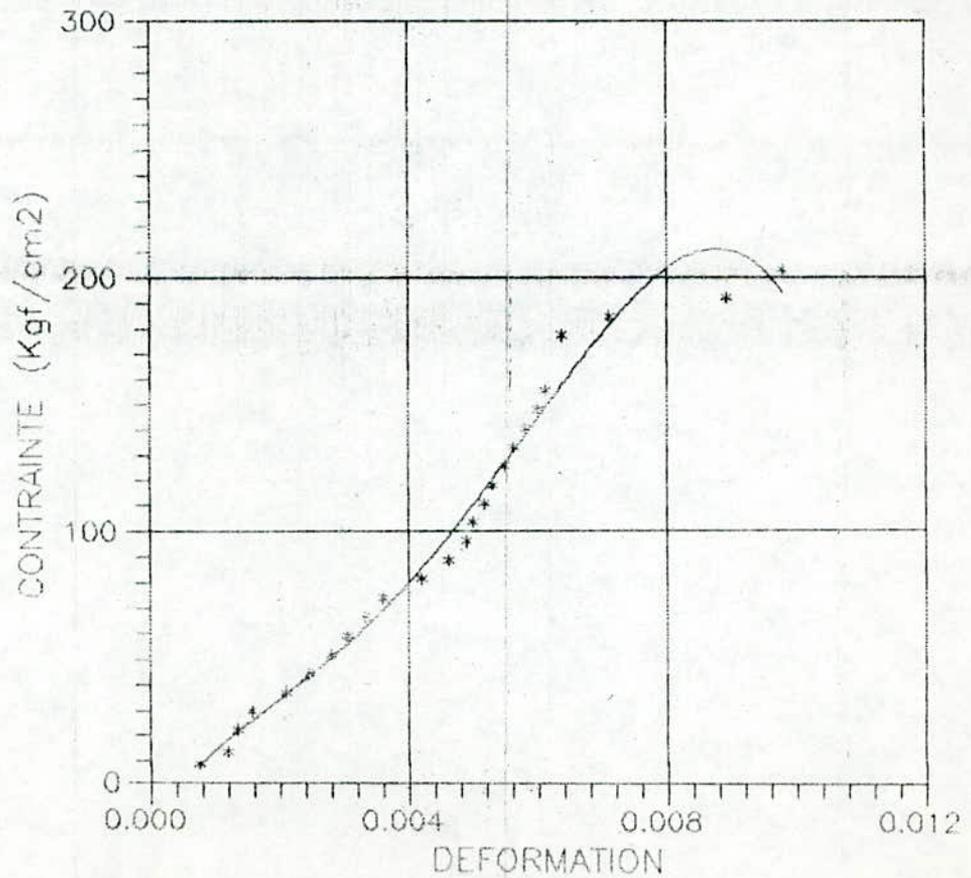
COURBE C2 C1 (par.)



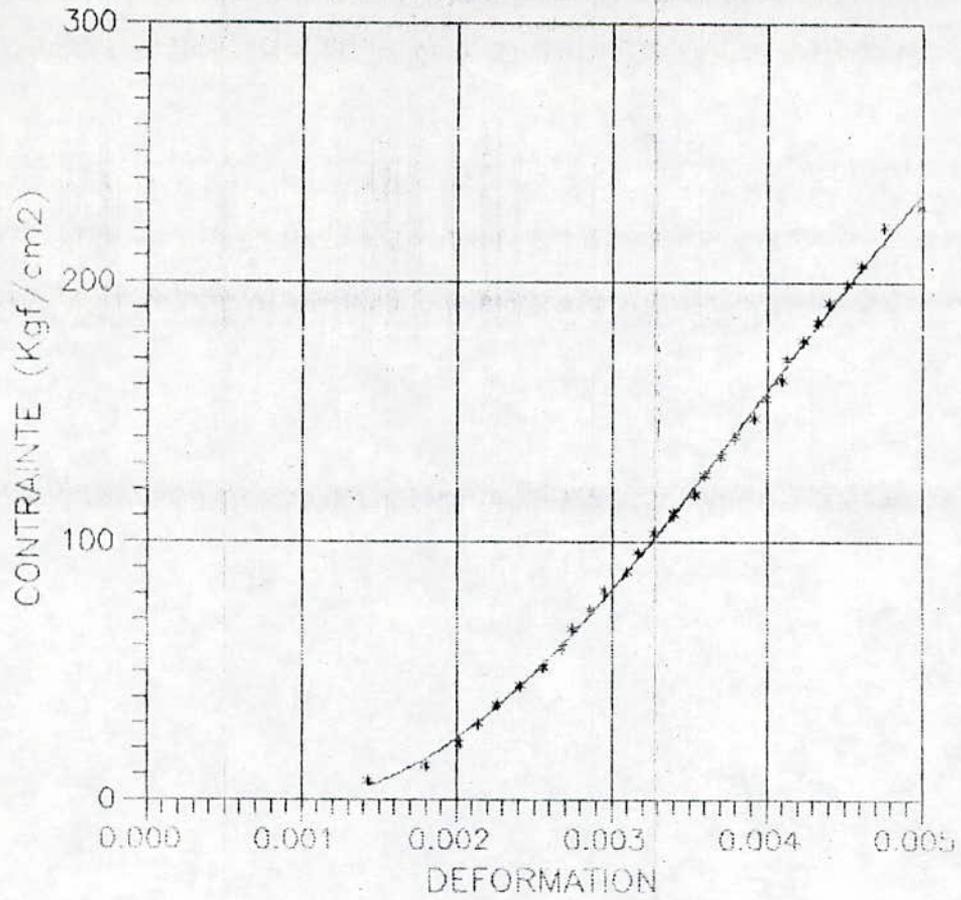
COURBE D3 C1 (per.)



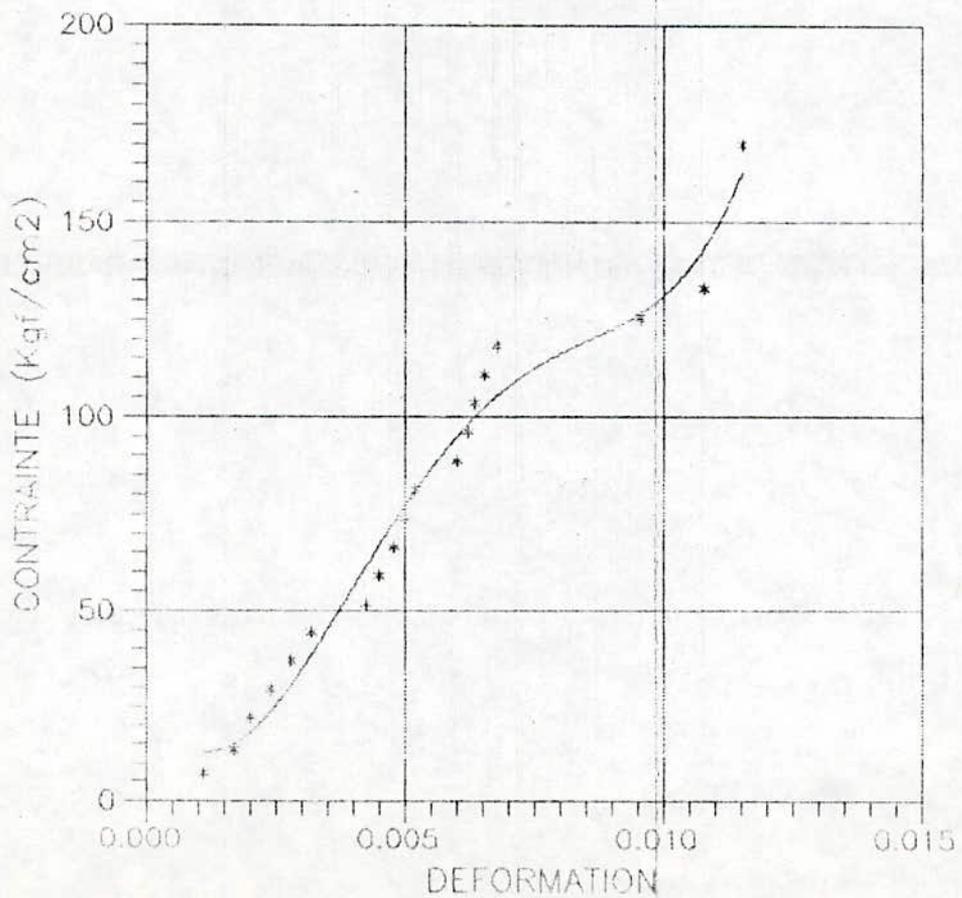
COURBE B3 C3 (per.)



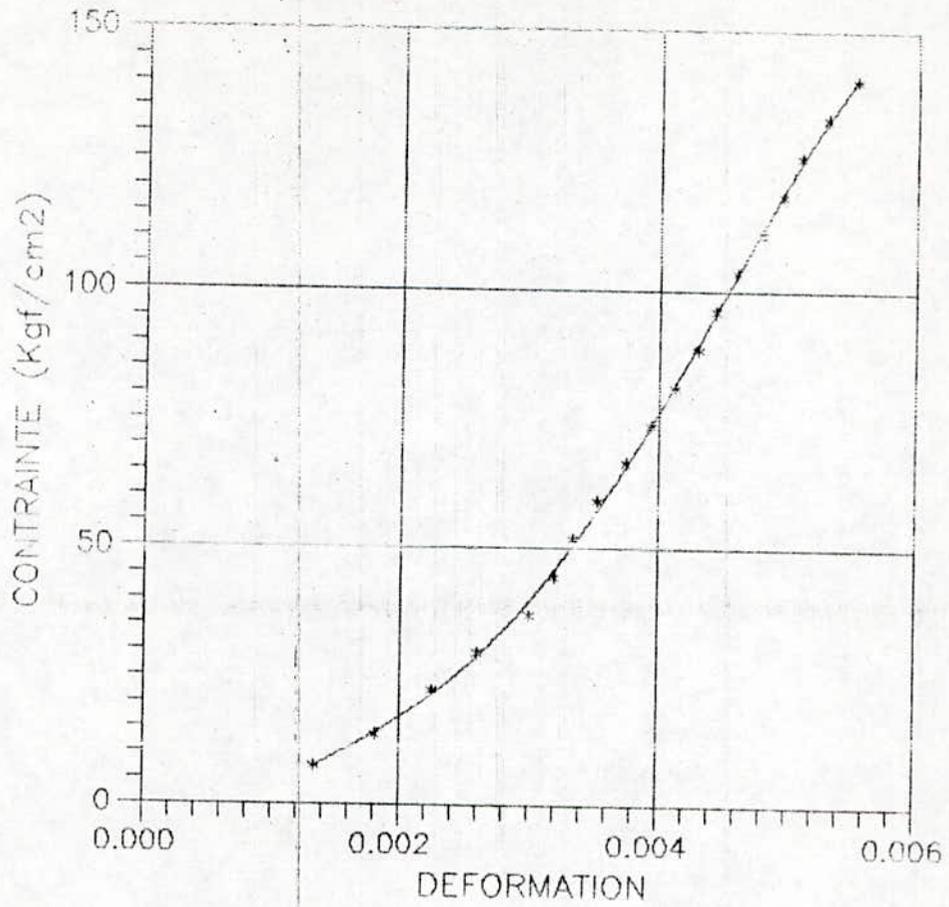
COURBE E2 C4 (par.)



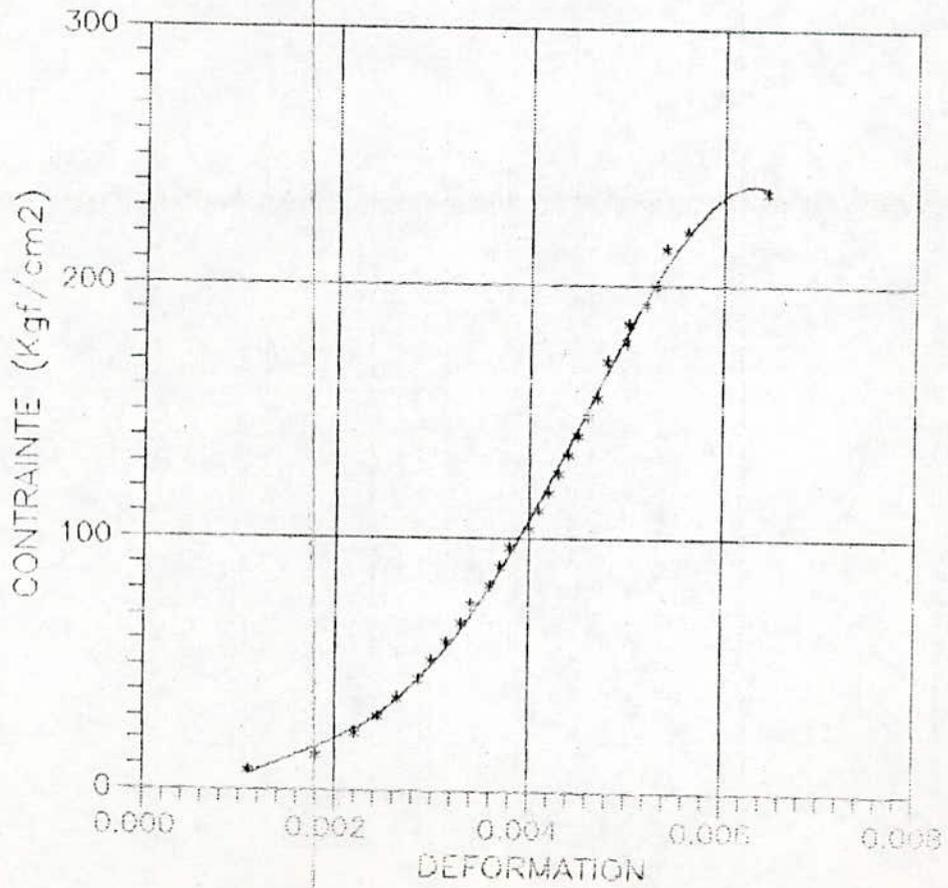
COURBE E2 C5 (par.)



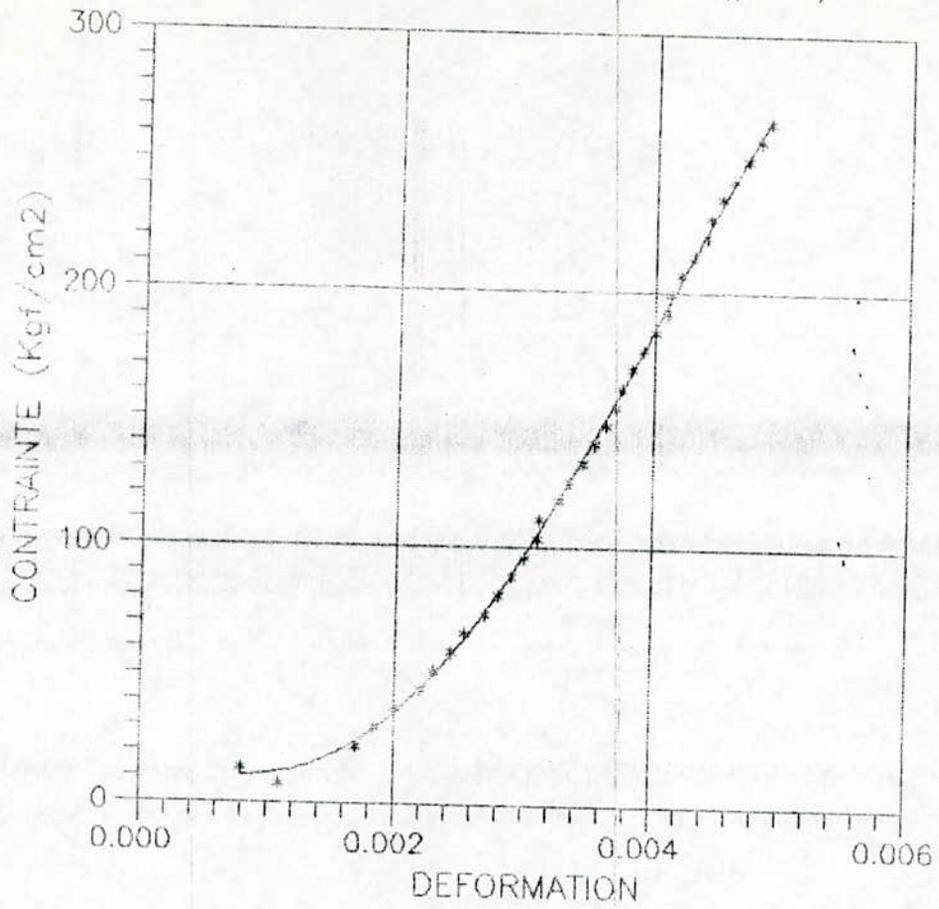
COURBE A2 C1 (par.)



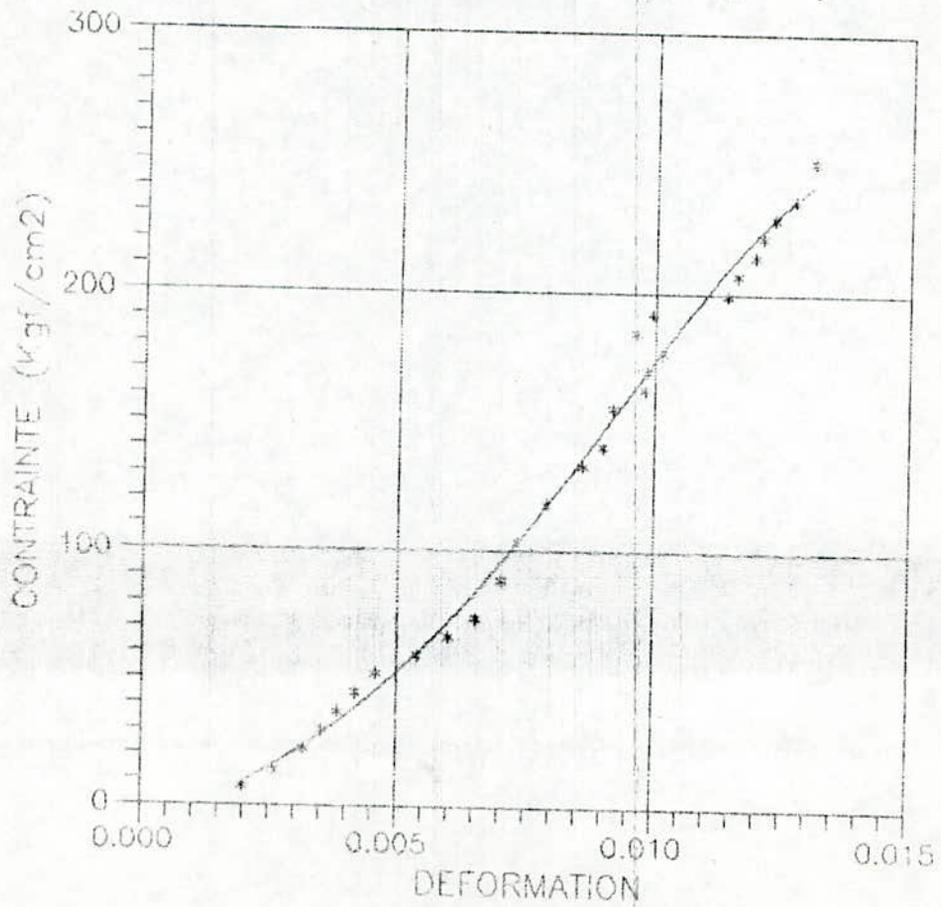
COURBE D4 C1 (per.)



COURBE D2 C2 (par.)



COURBE B3 C5 (per.)



CHAPITRE III

LES EXPLOSIFS INDUSTRIELS ET LEURS NUISANCES

LES EXPLOSIFS INDUSTRIELS ET LEURS CARACTERISTIQUES

SECTION "A":Caractéristiques générales:

1 - GENERALITES:

1.1 - DEFINITIONS: [7]

Une explosion est un phénomène au cours duquel des gaz sous pression, sont libérés en un temps extrêmement court.

1.1.1 - TYPES D'EXPLOSIONS:

Il existe divers types d'explosions parmi lesquels on distingue:

* les explosions pneumatiques produites par l'éclatement d'un récipient dont la pression intérieure est devenue trop grande. C'est le cas du ballon de baudruche.

* les explosions électriques proviennent de l'éclatement d'un arc électrique entre deux points. Cet éclatement provoque la dispersion d'un fil métallique parcouru par un courant d'intensité suffisamment élevée.

* les explosions nucléaires sont dues soit à:

- la division d'un noyau atomique (phénomène de fission, bombe A.).

- l'agglomération de plusieurs noyaux entre eux (phénomène de fusion, bombe H).

* les explosions chimiques ont leur origine dans une réaction chimique brève. Nous les répartirons en deux catégories:

- Les explosions causées par la décomposition chimique d'une substance qui est appelée alors "substance explosive".

- Les explosions dues à une réaction entre plusieurs substances dont aucune d'entre elles, prise isolément, ne peut exploser. C'est le cas bien connu des mélanges hydrogène-oxygène.

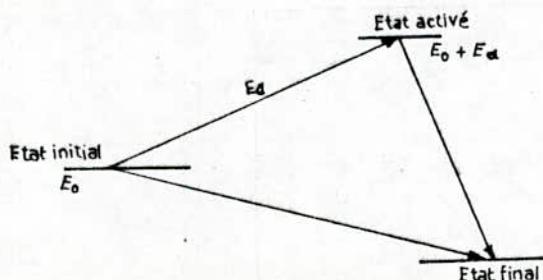


FIG.3.1: SCHEMA GENERAL D'UNE EXPLOSION

où:

- E_0 - Le niveau d'énergie moyen des molécules de la substance.
 E_a - Energie d'activation (énergie nécessaire pour la décomposition d'une molécule)

1.1.2 - SUBSTANCES EXPLOSIVES:(voir FIG.3.2) [7]

On désigne sous le nom de substances explosives les composés définis ou des mélanges de corps capables par des décompositions chimique de libérer en un temps très court leur énergie potentielle. Cette libération s'accompagnant le plus souvent de dégagement d'un important volume de gaz, qui porté à une température élevée exerce sur les éléments ambiants une pression extrêmement forte.

On distingue:

- Les substances explosives endothermiques;
- Les substances explosives exothermiques.

1.1.3-COMPOSITION: [7] [17]

En général les explosifs industriels sont des mélanges.

Les constituants de ces mélanges peuvent être:

- des corps chimiques explosifs;
- des comburants;
- des combustibles;
- des matières inertes et des additifs.

1.2 - TYPES D'EXPLOSIONS CHIMIQUES:

* Combustion:

- L'oxygène nécessaire à la combustion d'une matière explosive est fourni par des molécules entrant dans leurs composition (réaction d'oxydo-réduction interne, particulièrement rapide).

- La transmission d'énergie se fait par conductibilité thermique et rayonnement.

- Les gaz de combustion se déplacent en sens opposé à celui de la réaction.

- La vitesse linéaire de la combustion augmente avec la pression engendrée par les gaz de combustion.

* Déflagration:(voir FIG.3.3)

- La déflagration est une combustion particulièrement rapide de la matière explosive, qui se traduit par une onde de choc dans l'atmosphère environnante.

Fig.3.2

DEFINITION D'UN EXPLOSIF

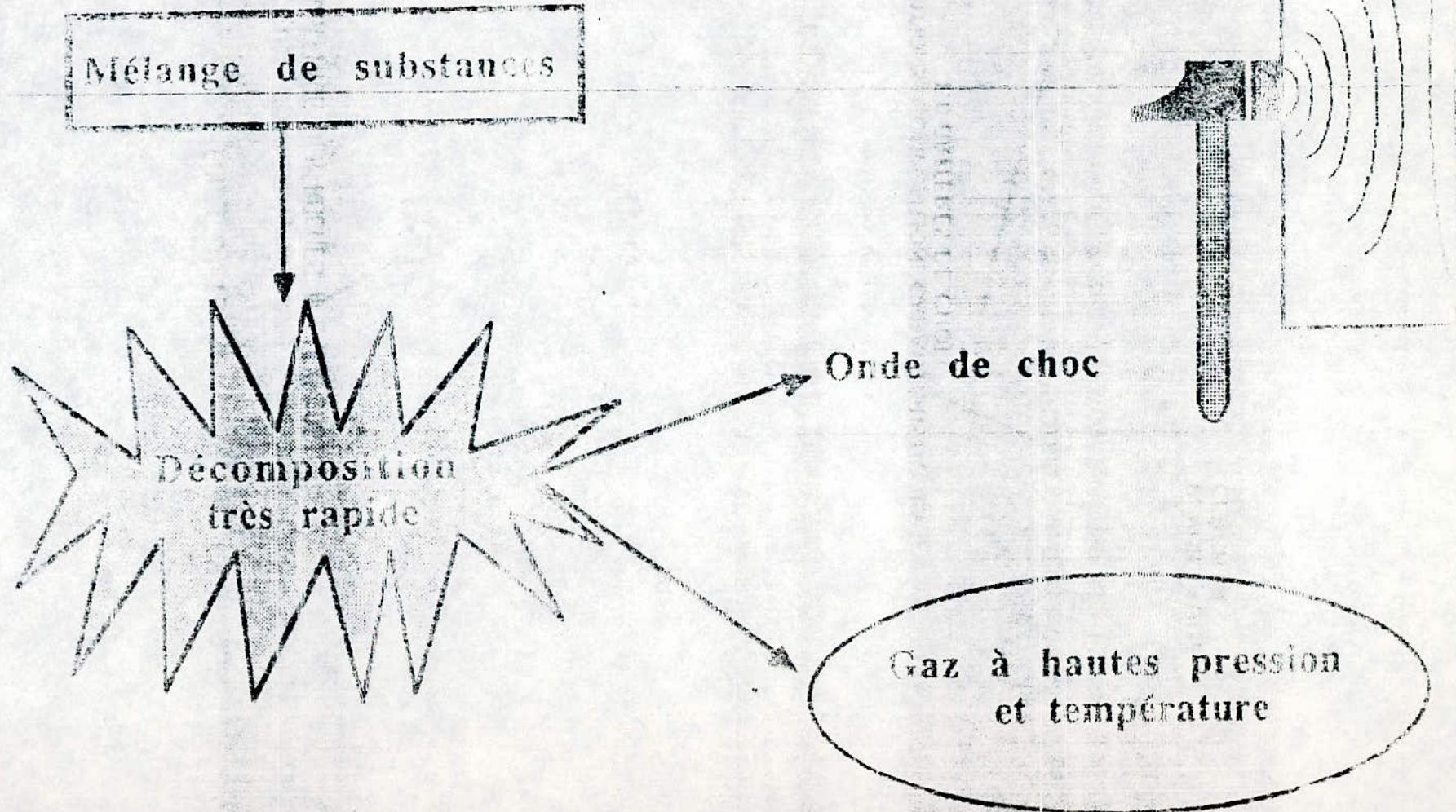
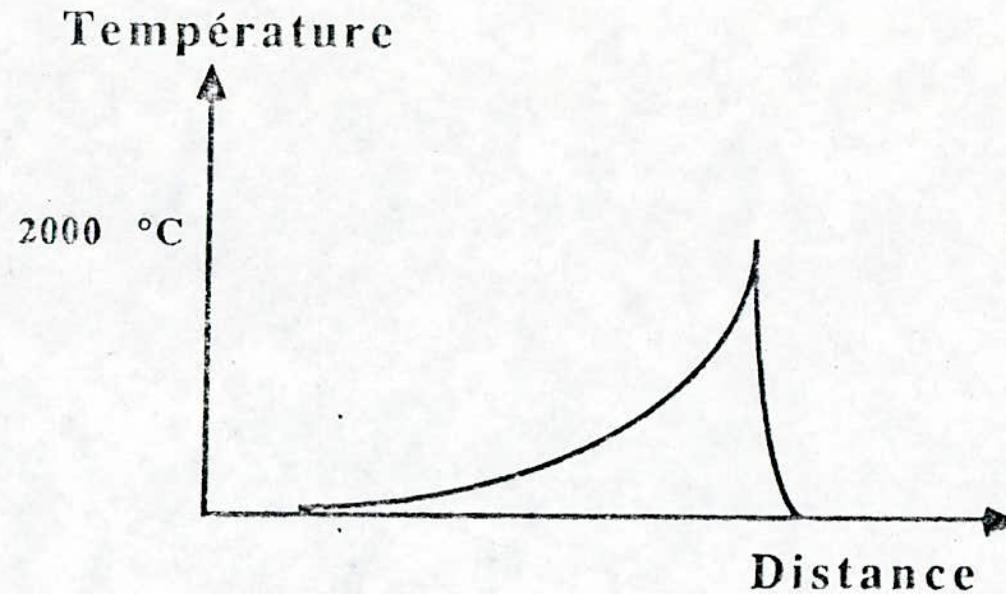


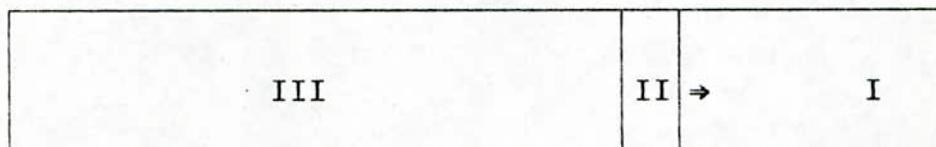
Fig.3.3

DEFLAGRATION



Déflagration = propagation de la décomposition
par rayonnement thermique

- La vitesse (elle est de l'ordre de quelques cm/s) de la déflagration n'est constante



- I-Etat physique initial;
 II-Zone de réaction;
 III-Produit finaux.

SCHEMA EXPLICATIF DU PHENOMENE REACTION.

* Détonation: (voir FIG.3.4) [25] [21]

- La détonation est une réaction particulière de décomposition d'un explosif dans laquelle cette réaction extrêmement rapide engendre une onde de choc dans la matière elle même (onde explosive).

- Les gaz de la détonation se déplacent dans le même sens que cette réaction.

- La vitesse de propagation de l'onde de choc dans un matériau explosif est alors constante (1000-10000 m/s).

- La pression de détonation sur le front de l'onde de choc, est proportionnelle à la masse volumique.

2 - CARACTERISTIQUES GENERALES DES EXPLOSIFS:

2.1- CARACTERISTIQUES PHYSIQUES:[17] [22] [23]

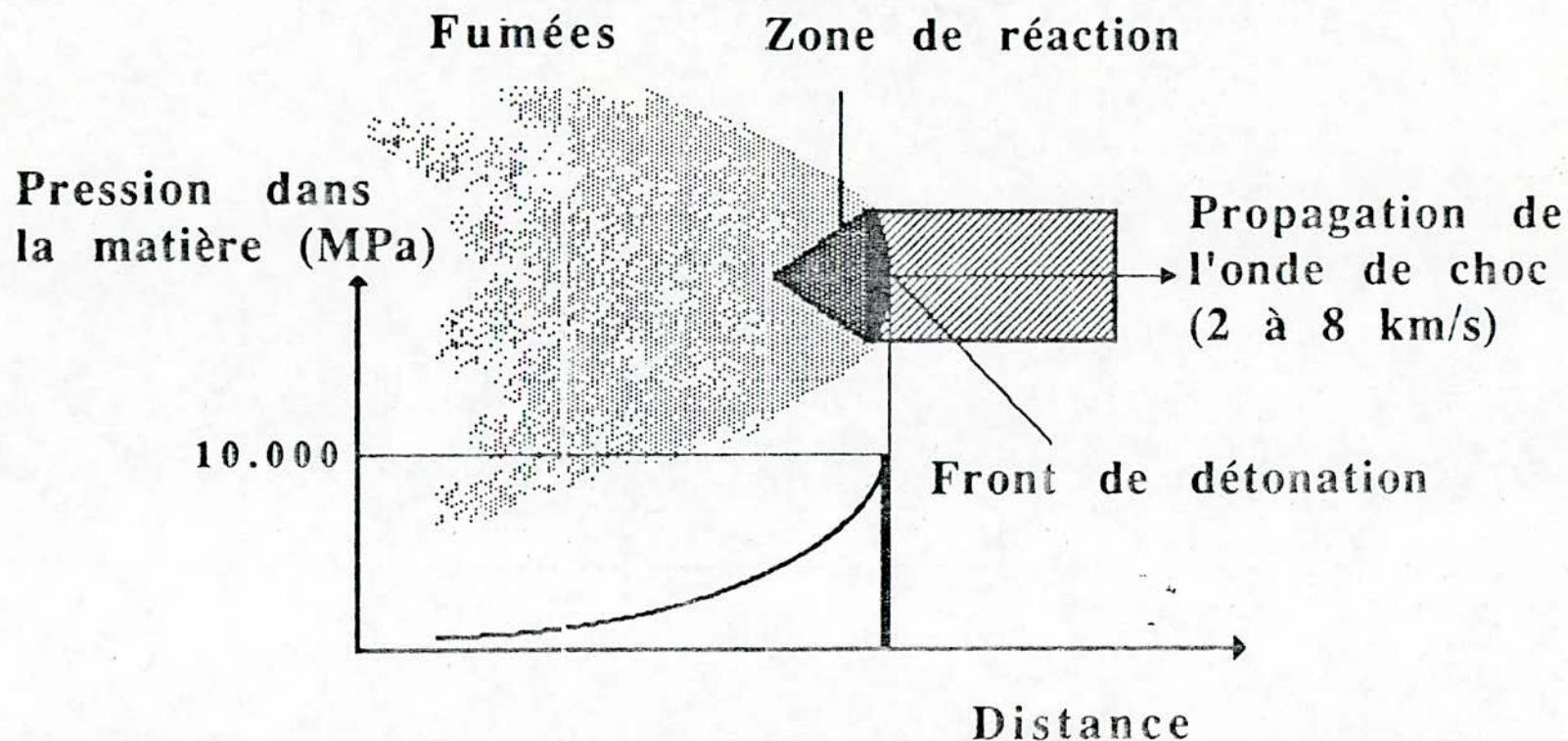
2.1.1- ETAT PHYSIQUE:

Les explosifs industriels se présentent sous différentes formes physiques:

- * Solides pulvérulents:
 - en cartouches ex: - explosifs nitrates
 - dynamites pulvérulentes
- * Solides à consistance plastique:
 - encartouchés ex: dynamite-gommes.
- * Pâtes plus ou moins visqueuses et gélatineuses:
 - encartouchée en plastique ex: gèls explosifs.
 - en vrac ex: bouillies explosives.
- * Liquides très fluides:
 - ex: explosif bi-composants.

Fig.3.4

DETONATION D'UNE CARTOUCHE D'EXPLOSIF A L'AIR LIBRE



Détonation = Propagation de la décomposition
sous l'effet d'une onde de choc

2.1.2 - MASSE VOLUMIQUE DE L'EXPLOSIF (DENSITE):

La densité est une caractéristique importante pour un produit destiné à être placé dans un trou de mine. A caractéristiques égales, un explosif de densité supérieure sera plus avantageux (diminution des coûts de forage). La définition de la densité peut recouvrir plusieurs modes de détermination:

- La densité normale de tassement, pour les produits granulaires.

- La densité par jaugeage à l'eau, pour les explosifs à consistance pâteuse.

- La densité des explosifs à consistance liquide.

- La densité commerciale des explosifs encartouchés.

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

2.2 - CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS:

2.2.1 - PUISSANCE: [49] [23]

La puissance d'un explosif représente son pouvoir d'abattage et de fragmentation; c'est l'énergie que l'unité de masse d'explosif est capable de libérer (3 à 9 Gj/Kg ou 2 à 5 Mj/kg). Nous préférons utiliser le coefficient de puissance "Weight Strength" défini par LANGEFORS :

$$S = \frac{5}{6} * \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V_0} ; \quad (3.1).$$

Q et V étant l'énergie totale et le volume de gaz dégagé lors de l'explosion; les valeurs Q_0 et V_0 correspondent à ceux d'une dynamite suédoise "Dynamex (32% en masse de nitro-glycérine).

2.2.1.1 - COEFFICIENT D'UTILISATION PRATIQUE: "CUP" [23]

(voir FIG.3.5)

$$CUP = 100 * \frac{m_0}{m} ; \quad (3.2).$$

m_0 = 15 g (masse d'explosif de référence)

m = masse d'explosif analysé.

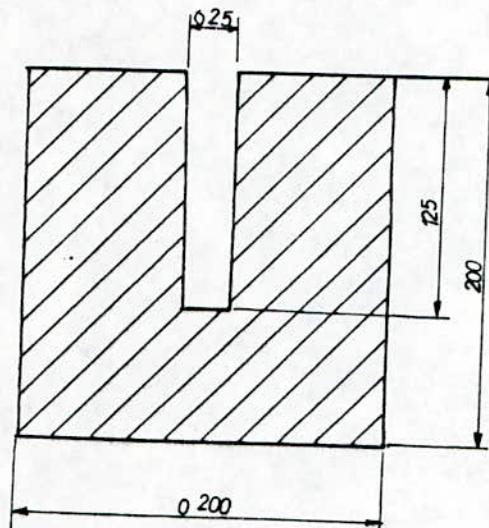


FIG.3.5:schéma d'un bloc de plomb

2.2.1.2 - TRAVAIL AU MORTIER BALISTIQUE:"TMB" [17]
(voir FIG.3.6)

$$T.M.B = 100 * \frac{1 - \cos \alpha}{1 - \cos \alpha_0} ; \quad (3.3)$$

où:

α - angle de recul pour 10g d'explosif à tester;

α_0 - angle de recul pour 10 g d'explosif de référence.

L'explosif est confiné dans un tube cylindrique fermé à une extrémité et placé dans l'âme d'un mortier suspendu à un pendule; le départ du boulet faisant reculer le mortier d'un certain angle. La méthode consiste à mesurer la déviation du pendule par rapport à celle obtenue avec l'explosif de référence

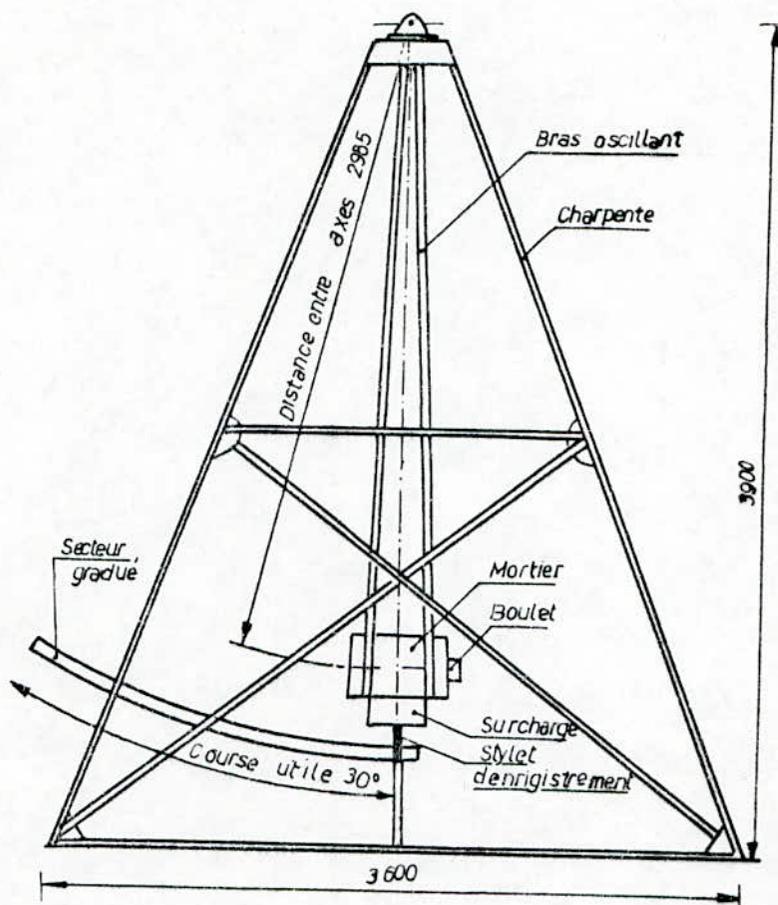


FIG.2.7:schéma d'un mortier balistique

2.2.2 - EPROUVETTE DE LA BULLE: [47] [48] [54]

L'épreuve consiste à détoner une charge d'explosif immergée dans un bassin et à mesurer:

- Le pic de pression "p(t)" de l'onde de choc engendrée dans l'eau en fonction du temps;
- La durée "T" de la première "pseudo-période" d'oscillation de la bulle de gaz.

Les deux grandeurs sont liées à l'énergie dissipée par la détonation de l'explosif selon les formules suivantes:

* l'énergie de choc de l'explosif (E_c): (fig.3.1)

$$E_c = \mu * K_f * e_c; \quad (3.4)$$

$$e_c = \frac{4 \pi R^2}{\rho_o u} \int_{t_1}^{t_2} P^2(t) dt; \quad (3.5)$$

e_c - l'énergie véhiculée par l'onde de choc vers le capteur;
 μ - coefficient d'absorption de l'énergie de choc par l'eau de piscine;

K_f - coefficient lié à la forme de la charge;

ρ_o - masse volumique de l'eau de la piscine;

u - célérité de l'onde de choc dans l'eau;

(t_1, t_2) - intervalle d'intégration du pic de pression "P(t)" à partir de l'arrivée de l'onde de choc sur le capteur

* L'énergie des gaz de détonation: (fig.3.1).

$$E_g = K * \left[\frac{Pr^5}{\rho_o^3} \right]^{1/2} * T^2; \quad (3.6)$$

Pr - pression totale à la profondeur d'immersion (y compris la pression atmosphérique);

K - constante ($K= 0,684$ en unité M.T.S).

l'énergie totale est:

$$E_t = E_c + E_g; \quad (3.7)$$

Il faut noter que cet essai met en jeu une quantité d'explosif de l'ordre de 1/2 à 1 kg

2.2.3 - VITESSE DE DETONATION: (FIG.3.8)

La vitesse de détonation est grandement influencée par les conditions de tir (densité, diamètre, puissance, confinement, amorçage utilisé et vieillissement de la charge.etc...).

* La méthode Dautriche:

Cette méthode ancienne consistait à comparer la vitesse de détonation de l'explosif à celle d'un cordeau détonant étalonné: On amorce une cartouche par un détonateur ordinaire.

* La méthode utilise un chronographe électronique:

La méthode la plus utilisée aujourd'hui consiste à mesurer, à l'aide d'un chronographe électronique, l'intervalle

de temps qui sépare deux contacts créés par le passage de l'onde de détonation sur deux sondes fichées dans la cartouche et séparées par une distance donnée.

La première sonde est placée à une distance de l'amorçage égale à trois fois le diamètre de la cartouche de manière à avoir un régime stabilisé de la détonation cette mesure est susceptible de varier en fonction du diamètre d'utilisation.

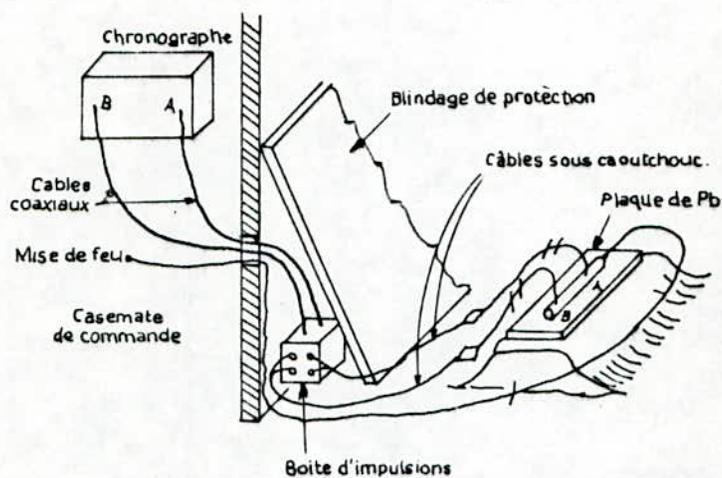


FIG.3.8:Schéma de montage pour une mesure de vitesse de détonation.

2.2.4 - BRISANCE ET PRESSION DE DETONATION: [7] [16]

La brisance est l'aptitude d'un explosif à fragmenter un matériau placé à son voisinage. Bien qu'il existe différentes méthodes expérimentales pour mesurer cette brisance (méthode de HESS et de KAST, respectivement fondées toutes les deux sur l'écrasement de crusher en Pb, ou en Cu). En général on préfère en général donner une valeur théorique de la pression de détonation (qui donne une idée de la brisance). Cette pression est calculée d'après la formule:

$$P = K \cdot \Delta \cdot V^2 \cdot 10^{-5}; \quad (3.8)$$

K-représente le coefficient de remplissage du trou de foration par l'explosif [K= 0,6-1];

Δ - masse volumique de l'explosif ,en [kg/m³];

V- vitesse de détonation ,en [m/s];

P- pression ,en [Pa].

2.2.5 - SENSIBILITE A L'ONDE DE CHOC:

2.2.5.1 - SENSIBILITE A L'AMORCE: [7]

C'est la sensibilité à l'onde de choc qui est mesurée afin d'éviter les ratés. Cette sensibilité est définie par la masse du plus petit détonateur à l'azoture de plomb qui, au cours de trois essais consécutifs, assure la détonation complète de l'explosif. On utilise pour cette manipulation des cartouches dont la longueur est égale ou supérieure à cinq fois leurs diamètres.

2.2.5.2 - COEFFICIENT DE SELF-EXCITATION (CSE) : [23]

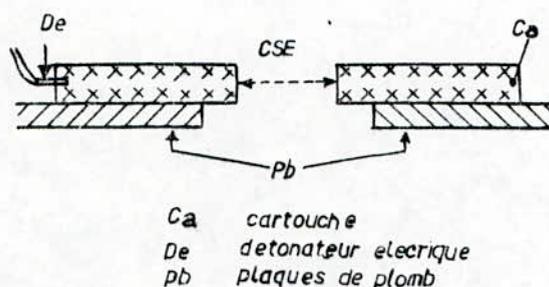


FIG.3.9: Principe de la mesure du coefficient de self-excitation.

C'est la distance maximale exprimée en centimètres à partir de laquelle, à l'air libre, une cartouche amorcée transmet à la seconde dans 50% des cas la détonation (Fig.3.8). L'épreuve est normalisée (cartouche de 30 mm de diamètre et de 50g).

2.2.6 - BALANCE D'OXYGENE: [7]

Il s'agit d'une valeur calculée à partir de la composition de l'explosif en supposant des réactions complètes produisant du gaz carbonique, de la vapeur d'eau et de l'azote.

Elle est exprimée en grammes d'oxygène pour 100 g d'explosif. En principe, un explosif équilibré en oxygène (bilan approchant zéro) produit très peu de gaz toxiques. Les explosifs sous-oxygénés (bilan négatif) dégagent d'avantage

d'oxyde de carbone, et la sur-oxygénation (bilan positif) crée d'avantage de vapeurs nitreuses.

2.3 - CARACTERISTIQUES DE SECURITE:

2.3.1 - COEFFICIENT DE SENSIBILITE A L'IMPACT: "CSI" [7]

La sensibilité du choc est évaluée couramment par une épreuve de type "JULINES PETERS" dans laquelle l'explosif à l'état sec est placé entre deux cylindres métalliques, et il est tamisé. La hauteur de chute est celle correspondant à une probabilité de détonation d'au moins de 50%.

2.3.2 - COEFFICIENT DE SENSIBILITE AU FROTTEMENT: "CSF" [7]

Pour mesurer cette caractéristique on utilise l'appareil de type "JULINES PETERS" un échantillon de 10 mm³ d'explosif sec et tamisé est placé sur une plaque de porcelaine qui se déplace horizontalement sous un crayon de porcelaine fixe sur lequel on applique une force réglable et variable entre 0,5 et 36 kgf.

La force qui correspond à 50% d'essais positifs est par définition le C.S.F.

2.3.3 - RESISTANCE A LA TEMPERATURE:

Les explosifs réagissent au feu et à la chaleur en explosant.

2.3.3.1 - RESISTANCE A LA CHALEUR: [17] [22]

L'élévation de la température peut entraîner un changement des conditions physiques des explosifs, notamment pour les dynamites (EXSUDATION) et les bouillies. Ce phénomène d'exsudation est mesuré à l'aide d'un appareil normalisé en appliquant un poids donné sur l'explosif et en mesurant la durée d'apparition des premières gouttes de (NGL) qui rend alors la manipulation de la dynamite dangereuse.

2.3.3.2 - RESISTANCE AU FROID: [7] [17]

Le froid augmente les contraintes de friction par la cristallisation de la nitroglycérine (13,2°C). Ainsi, la sensibilité de l'explosif s'en trouve fortement augmentée. La

substitution partielle de nitroglycol à la nitroglycérine permet d'éviter cet écueil et de qualifier cette dynamite "d'ambigel" (aucune congélation à -25°C).

SECTION "B": Les principaux explosifs:

1- PRESENTATION DE LA GAMME D'EXPLOSIF:[7] [16] [17] [23] [51]

Actuellement, on utilise six grands types d'explosifs industriels:

1.1-LES DYNAMITES:

Ce sont les plus anciennes;elles contiennent de 10 à 90 % de nitroglycéroglycol (mélange de nitroglycérine et de dinitroglycol). Elle se présente sous forme de :

- * dynamites plastiques ou dynamites gommes (plus de 20 % en masse de NGL dans une gangue de coton azotique).
- * dynamites pulvérulentes (contenant moins de 10 à 20% de NGL).

Elles tendent à disparaître dans les mines à ciel ouvert, au profit des gels.

1.2- LES EXPLOSIFS NITRATES:

Les explosifs nitrates sont à base de nitrate d'ammonium (80% environ en masse) auquel s'ajoute un sensibilisant. Ils sont encartouchés.

1.3- LES NITRATES-FUEL: (ANFO)

Les nitrates-fuel sont constitués par d'environ 95% de nitrate d'ammonium et 5% de fuel.

1.4 - LES BOUILLIES

La plupart des explosifs contiennent au moins un liquide sans caractère explosif qui est actuellement de l'eau (5 à 15%).

Elles se présentent sous deux formes:

- Les gels: à consistance pâteuse.
- Les bouillies: pompables (liquides).

1.5 - LES EMULSIONS:

Les émulsions sont des mélanges intimes 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.

1.6 - LES NITRATES FUELS ALOURDIS:

Forment la plus récente génération. Ils sont constitués par du nitrate-fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie ou d'émulsion (25 à 75%).

Ils se présentent sous deux formes:

- En produit granulaire
- En pâte plus ou moins visqueuse

2 - GAMME D'EXPLOSIFS ALGERIENS ET LEURS CARACTERISTIQUES:

Cette gamme est présentée dans le tableau 3.1.

TAB. 3.1

TYPES D'EXPLOSIFS	DENSITE (g/cm ³)	VITESSE DE DETONATION (m/s)	C.U.P TRAUZEL (cm ³ /10g)	VOLUME DE GAZ DEGAGE (l/Kg)	ENERGIE TOTALE (KJ/Kg)	RESISTANCE A L'EAU
Geonit	1,5	5800	370	-	-	Très bonne
Gelanit 1	1,45	5900	460	865	4815	Très bonne
Gelanit 2	1,5	5600	430	808	4864	Très bonne
Marmanit 1	0,95	4350	430	840	4982	Faible
Marmanit 2	1,05	4600	420	868	4691	Faible
Marmanit 3	1	4200	410	900	4168	Faible
Corrinit	1	4500	410	-	-	Faible
Milanit	1,05	-	300	-	-	Très faibles
Anfomil	0,9	3000	-	915	3727	Très faibles

SECTION "C":THEORIE DU TRAVAIL A L'EXPLOSIF:

1 - FONDEMENTS THEORIQUES: [8] [30]

Comme on le sait, la résistance des roches à la compression est bien plus grande que la résistance à la distension. En conséquence, les fractures qui apparaissent d'abord sont celles que provoquent les tension de distension.

En présence des trous entièrement chargés, l'onde de choc produit une forte tension de compression radiale, qui a la forme de la courbe indiquée sur la figure 3.10, et qui détruit la roche autour du trou, dans un faible rayon. Mais dans le cas où la section du trou ne serait que partiellement occupée par l'explosif, l'onde de compression radiale changerait d'aspect (fig.3.11). La tension créée par cette onde est bien moindre et subit un léger déphasage. Ceci a pour conséquence, ce qui est un avantage de la méthode, un moindre broyage du matériau autour du trou.

L'onde de choc produit également une forte tension de distension tangentielle dans la roche, ayant l'aspect donné sur la figure 3.12. C'est cette tension qui provoque les fractures radiales dans tous les sens. Quand les trous sont suffisamment rapprochés, ces tensions interfèrent de façon avantageuse.

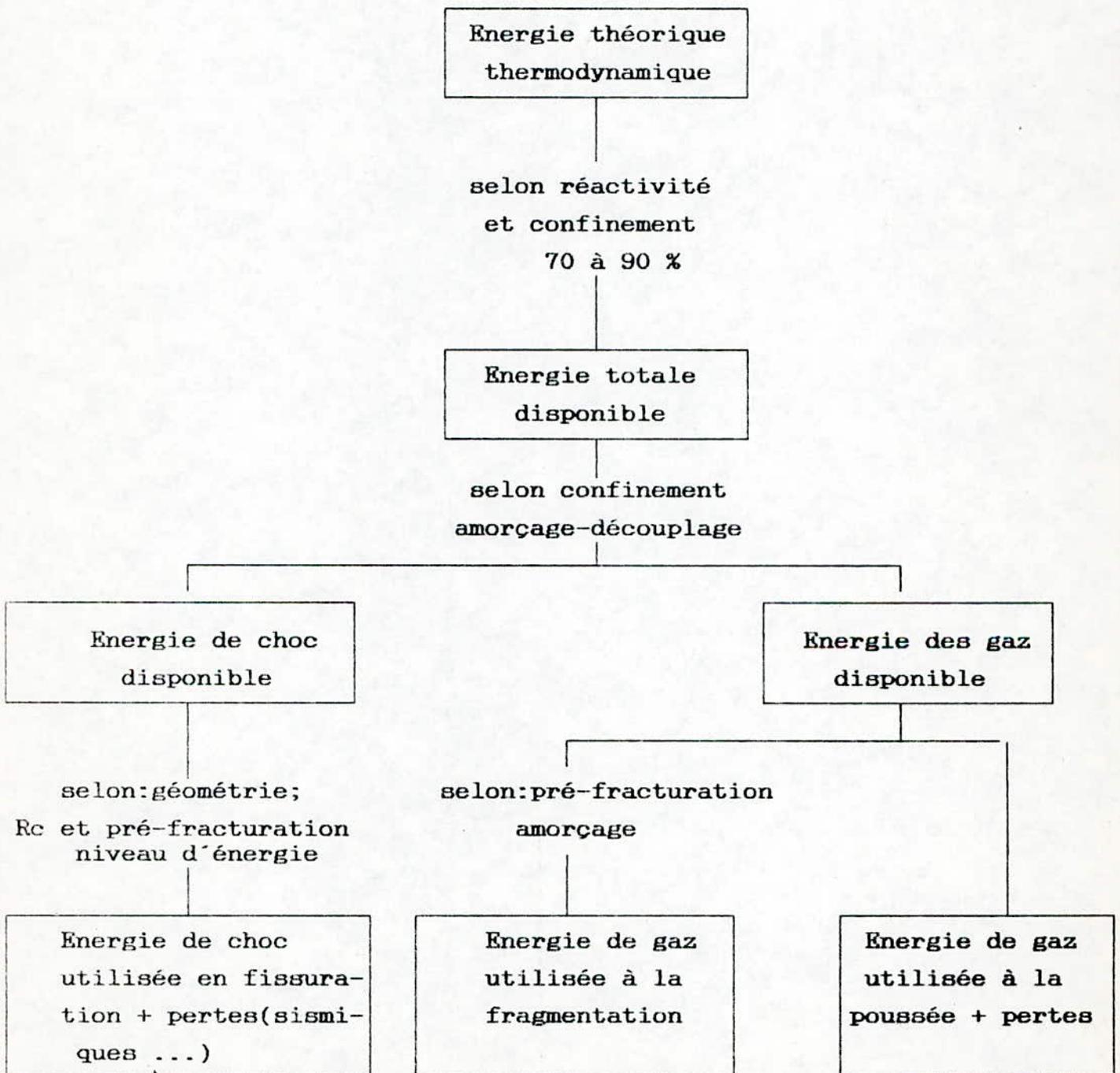
2 - PROPAGATION DES CONTRAINTES DANS LA ROCHE: [30].

Pour connaître l'état de contrainte en tout point, il suffit alors de déterminer la décroissance de la pression radiale en fonction de la distance allant du centre de charge vers le front. Pour cela, on utilise des résultats expérimentaux (Fig.3.13):

* Décroissance en $1/r^3$ jusqu'à ce que la contrainte soit inférieure à la résistance en compression de la roche.

* Décroissance en $1/r^{1.5}$ à $1/r^2$ par la suite ($1/r^{1.8}$ en moyenne). Cette décroissance est plus forte à grande distance.

FIG.3.9: Energie utile dans le mécanisme d'abattage.



NOTA: Le confinement et l'amorçage influent surtout au niveau de l'énergie disponible mesurée dans les conditions simulant du cas réel.

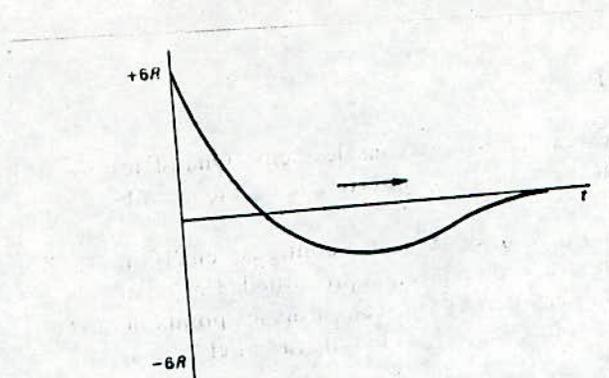


FIG.3.10:Onde de choc - tension radiale avec un explosif occupant toute la section du trou.

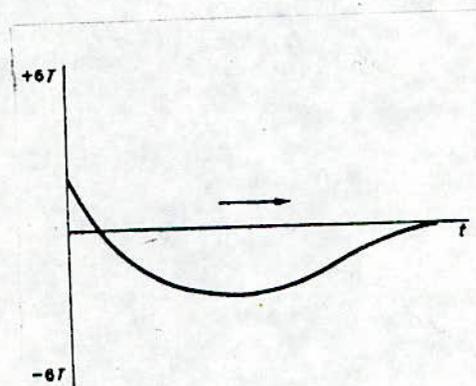


FIG.3.11:Onde de choc - tension tangentielle.

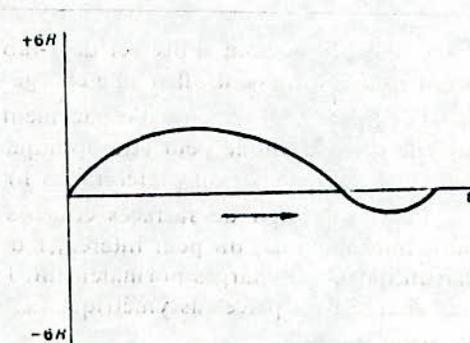


FIG.3.12:Onde de choc - tension radiale avec un explosif occupant partiellement la section du trou.

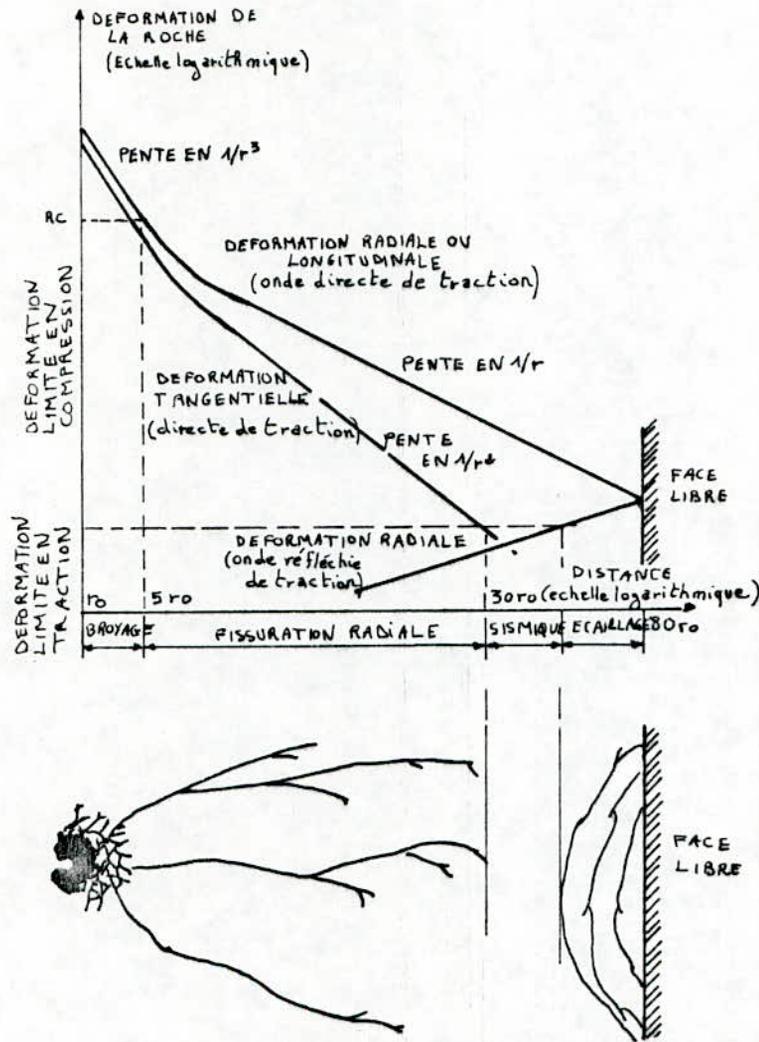


FIG.3.13: Evolution des contraintes induites par le tir.

3 - EFFETS GENERAUX DES ONDES DE CHOC DANS LE MASSIF ROCHEUX:

Supposons d'abord qu'une charge détone dans un massif rocheux infini.

La propagation de cette onde s'accompagne de phénomènes irréversibles qui permettent de définir trois zones:

- la zone de broyage;
- la zone de fissuration radiale;
- la zone sismique.

3.1 - ZONE DE BROUAGE:OU ZONE DE (COMPRESSION; SURFRAGMENTATION; DEFORMATION PLASTIQUE): [30].

Dans cette zone le broyage est du aux contraintes (pression d'explosion) subies par la roche qui sont très élevées (de 5 à 75 Kbars). La surfragmentation dépend propriétés physico-mécaniques des roches (les roches dures et mi-dures supportent la surfragmentation par contre les roches denses et les argiles tendres augmentent leur consolidation et le compactage.

Le niveau des contraintes excède en général la résistance de compression de la roche "Rc" qu'elles broient en fines particules (Rc de 0.5 à 2 kbars).

L'onde émise n'est pas la seule responsable de l'état de contraintes: les gaz qui s'infiltrèrent dans les fissures (développement et ramification très fortes) y participent (Fig.4, phase 1).

la décroissance des contraintes est toutes fois très rapide. A courte distance, 3 à 5rc (rayon de la charge), elles sont revenues au dessous de la résistance à la compression de la roche (zone mesurée supérieur à celle calculer); Le rayon de la zone de compression est (1 à 7.5)Dc, où "Dc" est le diamètre de charge.

3.2 - ZONE DE FISSURATION :OU "ZONE TRANSITOIRE":

La roche subit en plus la contrainte de compression radiale une contrainte tangentielle de traction. Celle-ci malgré une décroissance en $1/r^3$ dans la zone de broyage en $1/r^2$ par la suite, demeure néanmoins supérieure à la résistance à la traction sur une distance importante.

La contrainte tangentielle est responsable de la rupture (en traction). Des fissures radiales se développent alors autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance en traction (Rt de 20 à 150 bars).

Dans cette zone on constate que:

- le nombre de fissures radiales diminue rapidement avec la distance;

- ce sont les gaz et les contraintes résiduelles qui sont responsables de la propagation des fissures une fois initiées;
- la fissuration radiale se développe à des distances comprises entre 20 et 50rc.
- le rayon de la zone de formation de fissures varie de 20 jusqu'à 50 Dc (diamètre de charge).

3.3 - ZONE SISMIQUE: (ZONE DE SECOUSSE, DE VIBRATION):

Au-delà, aucune fissuration microscopique marquante n'apparaît. Cette zone ne se caractérise que par les déformations élastiques (non permanentes). L'onde de choc lorsqu'elle arrive à la surface libre du gradin, tend à projeter le matériau à la surface. Les roches se détruisent en partie suivant les fissures naturelles (fragmentation non réglée).

Il ne faudrait pas conclure (pour cette zone) que l'onde de contrainte n'a aucun effet sur le milieu de propagation. Elle continue à affaiblir le massif mais sans mettre pour autant en cause sa structure globale (pré-fissuration).

4 - EFFET DES ONDES REFLECHIES:

En fait, les tirs sont généralement réalisés près d'une face libre qui constitue une discontinuité, l'onde de contrainte émise 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" pris dans cette ordre, la réflexion est presque totale.

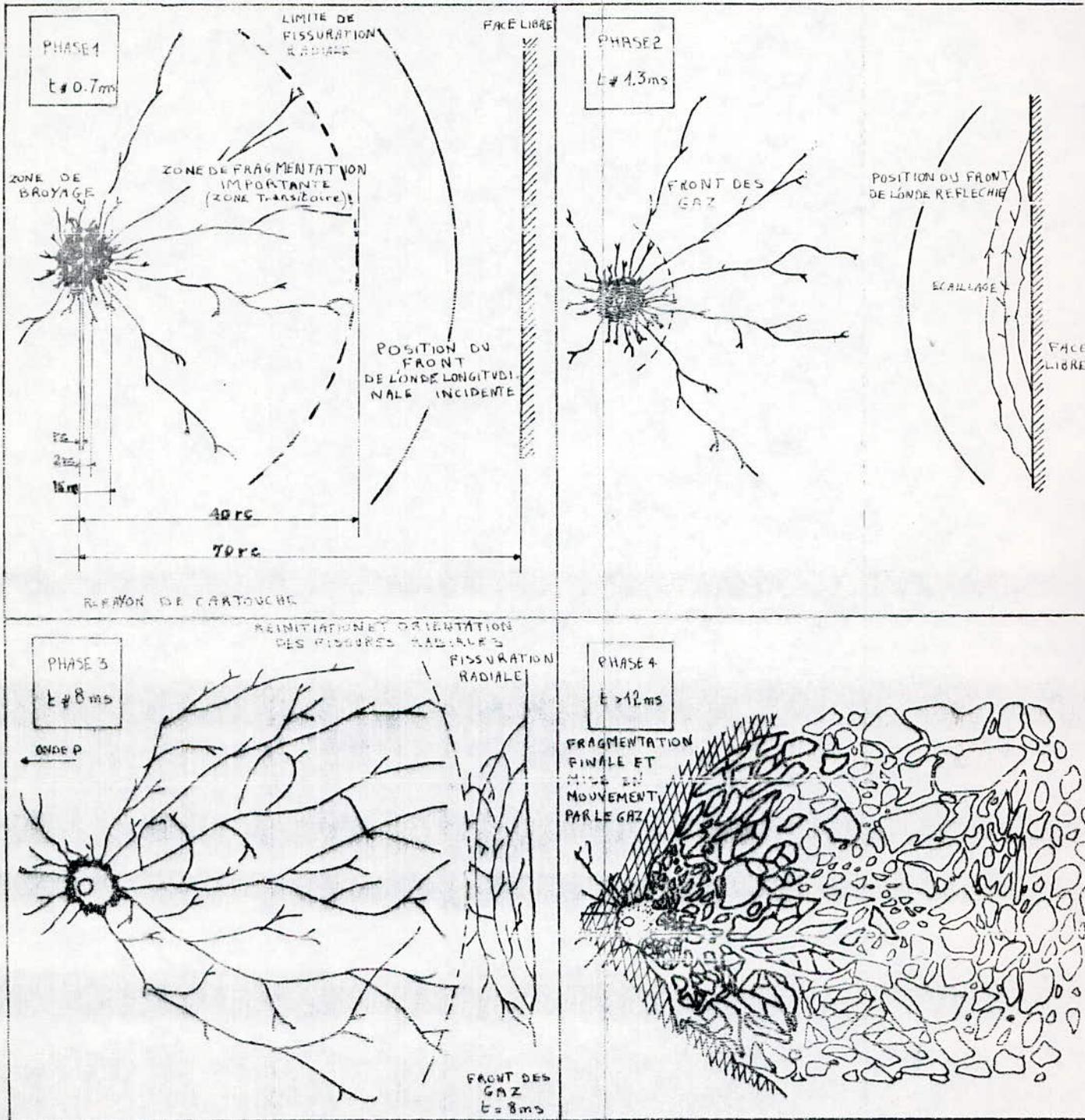


FIG. 3.14 : Développement de la fissuration et de la fracturation (phase de 1 à 4).

L'onde de compression (longitudinale) se réfléchit en une onde de traction. Celle-ci peut conduire à des contraintes excédant la résistance à la traction de la roche. Cela se

produit lorsque la distance entre source et la discontinuité est faible.

Une fissuration parallèle au plan d'onde apparaît alors. Ce phénomène est appelé "écaillage" (phénomène illustré par le test de la barre D'HOPKINSON) (Fig.3.14-phase 2;3 et Fig.3.15).

Les ondes réfléchies jouent deux rôles:

- modifications de l'orientation des fissures radiales;
- initiation des nouvelles fissures. Ainsi une nouvelle fissuration perpendiculaire à l'écaillage apparaît au voisinage de la surface libre.

5 - FRAGMENTATION FINALE (MISE EN MOUVEMENT) : (Fig.3.14-phase 4).

Si l'onde émise et l'onde réfléchi sur la surface libre ont pu pré-fissurer ou affaiblir suffisamment le massif entre cette surface libre et le trou de mine, les gaz emprisonnés vont pouvoir poursuivre leur propagation et leur action. Ils filtrent dans les fissures, complétant éventuellement la fissuration et mettent les blocs formés en mouvement.

6 - CAS DE SUPERPOSITION DES EFFETS DES ONDES DE CHOC DE DEUX TROUS CONTIGUS:

En observant la figure 3.16, on voit deux trous contigus, émettant des ondes de choc simultanées. A l'intérieur du trou A, la pression de l'explosif provoque des tensions dans toute la périphérie. Pour cela, tous les points du contour "A" ont une tension de compression dans le sens radial et de distension dans le sens tangentiel.

Les ondes de choc émises par B (O et O') sont également des ondes de compression radiale et de distension tangentielles en chacun de ses points P. Au point C, la composition des ondes "A" et "B" sera le résultat de la somme des actions de distension (de même sens) et la différence des forces de compression (de sens contraire). Inversement, les tensions de compression s'additionnent, et celles de distension se soustraient au point "D". On constate ainsi que

l'explosion provoque, tout au long de la ligne de moindre résistance C-E, une tension de distension maximale, qui permet la taille préalable, suivant la ligne de trous, plus tôt plus parfaite qu'en toute autre direction. On en conclut également que l'explosion des charges doit être simultanée. Des expertises faites avec des amorces échelonnées dans le temps ont démontré que l'effet décrit ci-dessus disparaît, par suite de la non simultanéité des explosions. La vitesse de l'onde de choc est inférieure à la vitesse de détonation du cordeau détonant, ce qui fait que ce dernier peut être employés avec succès.

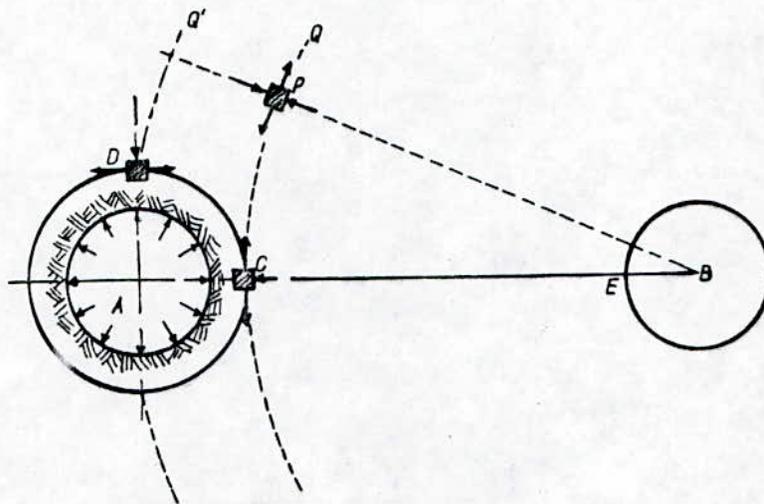


FIG.3.16: Superposition des effets des ondes de choc de deux trous contigus.

CHAPITRE IV

PREPARATION DU SCHEMA DE TIR

1-INTRODUCTION:

Les travaux de tir s'emploient aussi bien pour la construction que pour l'exploitation et pour la destruction des roches avant leur excavation.

Le plan de tir est un document qui contient tous les renseignements permettant d'exécuter un gradin. L'élaboration de ce plan de tir doit aboutir à la détermination des paramètres suivants:

2-SECTION "A": [5],[14],[27],[39] et [42].

2.1- CHOIX DE L'EXPLOSIF:(TAB.4.1). [23] [24]

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction:

- du massif rocheux (humidité, fracturation, résistance...).
- des objectifs technico-économiques (prix, degré de fragmentation, sécurité...).

La vitesse de détonation est un paramètre important pour le choix de l'explosif à utiliser. Plus la roche est dure, résistante et dense (ce qui accroît son impédance acoustique " $\rho \cdot VP$ ") plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée. Avec les valeurs rencontrées en pratique, on constate que l'énergie maximale transmise est atteinte pour des valeurs de Z(rapport d'impédance) aussi voisines que possible de 1. Cela signifie que, pour un meilleur transfert, il faut adapter l'impédance de l'explosif à la roche. L'impédance acoustique de l'explosif est généralement inférieure à celle de la roche: plus l'écart est élevé, plus difficile est le transfert de l'énergie de choc.

$$Z = \frac{\rho_e \cdot D}{\rho_m \cdot VP}; \tag{4.1}$$

- D - vitesse du son dans l'échantillon ;
- $\rho_e \cdot D$ - Impédance acoustique de l'explosif;
- $\rho_m \cdot VP$ - Impédance acoustique de la roche.

TABLEAU 4.1: choix de l'explosif.

EXPLOSIF	types d'explosifs	Gélanit1	Gélanit2	Marmnit1	Marmnit2	Marmnit3	Amfomil
	LO	résistance à l'eau	très bonne	très bonne	faible	faible	faible
SI	ρ	1.45	1.50	0.95	1.05	1.00	0.90
FS	D	5900.00	5600.00	4350.00	4600.00	4200.00	3000.00
	$\rho \cdot D$	8555.00	8400.00	4132.50	4830.00	4200.00	2700.00
RCHD	$\rho_{m.s}$	2.22	2.22	2.22	2.22	2.22	2.22
	VP _{m.s}	3756.50	3756.50	3756.50	3756.50	3756.50	3756.50
	$\rho_{m.s} \cdot VP_{m.s}$	8339.62	8339.62	8339.62	8339.62	8339.62	8339.62
	Z _s	1.026	"1.007"	0.495	0.580	0.504	0.32
HEMIS	$\rho_{m.h}$	2.25	2.25	2.25	2.25	2.25	2.25
	VP _{m.h}	3738.50	3738.50	3738.50	3738.50	3738.50	3738.50
	$\rho_{m.h} \cdot VP_{m.h}$	8411.62	8411.62	8411.62	8411.62	8411.62	8411.62
	Z _h	1.017	"0.9986"	0.491	0.574	0.499	0.32

D - vitesse de détonation de l'explosif, en [m/s]₃ ;
 ρ - masse volumique de l'explosif, en [g/cm³];

$\rho_{m.s}$ - masse volumique de la roche sèche, en [g/cm³];
 VP_{m.s} - vitesse de son dans la roche sèche, en [m/s];
 Z_s - rapport d'impédance acoustique sèche;

$\rho_{m.h}$ - la masse volumique de la roche humide, en [g/cm³];
 VP_{m.h} - vitesse de son dans la roche humide, en [m/s];
 Z_h - rapport d'impédance acoustique humide.

D'après les calculs (voir TAB.4.1), les valeurs optimales de

l'impédance acoustique sont:

* Pour la période sèche:

$Z_s = 1.0070$, ce qui correspond à la GELANIT 2 (voir TAB.4.1);

* Pour la période humide:

$Z_h = 0.9986$, ce qui correspond à la GELANIT 2 (voir TAB.4.1);
car, ce sont les valeurs les plus voisines de 1.

D'après les calculs on va utiliser le GELANIT 2 pour la fragmentation de la roche, mais vu son prix élevé, le petit diamètre des cartouches disponibles et les bonnes conditions hydrogéologiques de la roche, on préfère de l'utiliser comme charge de fond, et l'amfomil comme charge de colonne.

2.2-FORATION ET CHARGEMENT DES TROUS DE MINE: [7],[13],[27] et [39].

La foration consiste à creuser un trou de mine destiné à recevoir la charge d'explosif.

La foration doit prendre en considération:

- les caractéristiques mécaniques de la roche;
- la structure du massif; et
- la géométrie du dérochement;

Les principaux paramètres du choix d'engin de foration sont:

- le diamètre du trou (dans l'exploitation à ciel ouvert, il varie de 45 à 800mm.);
- profondeur et inclinaison des trous de mine;
- dureté et abrasivité de la roche;
- la quantité de matériaux à abattre;

On distingue plusieurs techniques de foration, qui diffèrent d'après leurs actions sur la roche:

* Action mécanique: (coupe, cisaillement et abrasion).

- foration par roto-percussion avec marteau hors du trou;
- foration par roto-percussion avec marteau fond du trou;
- foration par coupe rotative avec outil à lames;
- foration rotary avec tricône;
- foration par jet d'eau;

- foration par jet abrasif;
- foration par vibration.

* Action physique:

- foration thermique;
- foration par rayon LASER;
- foration par ultra-son;
- foration par ondes radar.

* Action chimique:

- foration par utilisation des réactifs chimiques.

Parmi toutes ces méthodes citées ci-dessus, dans la pratique on n'utilise que les quatre premières méthodes de l'action mécanique et la foration thermique.

Vu l'existence du matériel de foration disponible au niveau de la carrière assez suffisant pour l'exploitation de 5000 t/j, il est nécessaire de l'utiliser correctement dans le but d'augmenter son rendement et sa fiabilité. Pour les caractéristiques du matériel voir (TAB.1.1).

Le chargement des trous de mines sera discontinu pour mieux répartir la charge le long du trou de mine et pour éviter les grandes discontinuités qui provoquent une perte d'énergie des gaz dégagés, ce qui favorise une meilleure fragmentation.

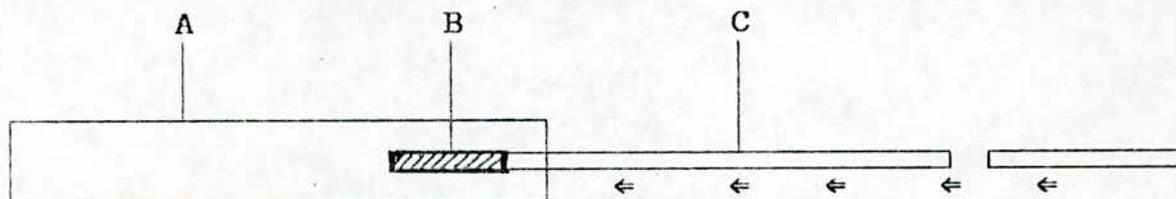
2.3- LA CHAÎNE PYROTECHNIQUE: (FIG.4.1).

On appelle chaîne pyrotechnique l'assemblage de différents éléments permettant de provoquer une explosion. Quelle que soit la technique utilisée, cette chaîne comporte toujours trois éléments:

- la charge d'explosif;
- le dispositif d'amorçage: c'est lui qui va créer l'onde de choc initial qui entraînera l'explosion de la charge;
- le dispositif de mise à feu: c'est lui qui permet au boute-feu de déclencher l'explosion en toute sécurité, à l'abri des projections, soit en lui permettant de la faire à

distance, soit en lui donnant le temps de s'éloigner.

A titre d'exemple la (FIG.4.1) représente la chaîne pyrotechnique dans le cas des tirs à la mèche lente.



A- charge d'explosif;
 B- dispositif d'amorçage: détonateur;
 C- dispositif de mise à feu: la mèche lente.

FIG.4.1: chaîne pyrotechnique.

2.4- DISPOSITIFS D'AMORÇAGES:

2.4.1- AMORÇAGE PAR CORDEAU DETONANT: [23]

Il existe trois types de cordons détonants qui sont:

* cordons à haute énergie:

Ce sont des cordons dont :

- .la densité linéaire de 40 à 70 g/m. de penthrite;
- .on peut amorcer certains explosifs peu sensible;
- .on peut provoquer un amorçage latéral descendant.

* cordons à faible énergie:

Ce sont des cordons dont :

- .la densité de 20 à 40 g/m. de penthrite;
- .ils n'amorcent pas la plus part des explosifs classiques;

.leurs utilisations sera intéressante en couplage avec des boosters;

* cordons à très faible énergie:

Ce sont des cordons dont :

- .la densité inférieur à 20 g/m. de penthrite.

2.4.2- AMORÇAGE PAR DETONATEUR ELECTRIQUE: [23]

* détonateurs instantanés;

* détonateurs à retard (N°:de 0 à 12),le décalage entre

deux numéros consécutifs est de 0.5 s;

* détonateurs à micro-retards (ou court retard, numérotés de 1 à 20), le décalage entre deux numéros consécutifs est de 20 ms.

2.4.3- AMORÇAGE PAR DETONATEUR A MECHE: [11]

Ce sont des détonateurs ordinaires formés par une petite quantité d'explosif primaire dans un tube métallique et amorcée par la combustion d'une poudre formant l'âme d'une méche lente. On les appelle aussi détonateurs pyrotechniques.

2.4.4- AMORÇAGE PAR DETONATEUR NONEL: [11]

Ce sont des détonateurs où les fils électrique ont été remplacés par un petit tube de 2 mm. de diamètre dont la paroi interne est recouverte d'un film de substance explosif de 0.02 g/m., qui entretient la propagation de l'onde de choc à une vitesse de 2000 m/s.

2.4.5- AMORÇAGE COMBINES: [16]

En général dans la pratique on utilise deux type d'amorçage:

- * amorçage par détonateur, appelé amorçage ponctuel (ou fond de trou);
- * amorçage par cordons détonant, appelé amorçage latéral.

Des études complètes ont été réalisées dans plusieurs laboratoires américains et canadiens, ont donnés les résultats suivants; l'amorçage ponctuel donne un rendement nettement supérieur à celle du cordon détonant.

Avantage de l'amorçage en fond de trou:

- un meilleur déplacement du pied grâce à un meilleur effet de gaz;
- une amélioration de la fragmentation (onde de choc stable qui se réfléchit en surface);
- une diminution des projections;
- un meilleur étalement de tas.

Vu les avantages portés par l'amorçage au fond du trou, on recommande pour notre cas un amorçage ponctuel. En utilisant un détonateur à micro-retard à haute intensité ($I \approx 8 \text{ A.}$), ce qui est un avantage indiscutable sur le plan de sécurité. Mais puisque ce type de détonateur n'est pas disponible en Algérie on va utiliser les micro-retards disponibles sur le marché national.

Le nombre de trou par micro-retard est généralement compris entre 2 et 4.

TEMPS DE RETARD POUR LES AMORCES A MICRO-RETARD :

N° DE RETARD	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
TEMPS DE RETARD	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	240

2.5- LA SEQUENCE D'INITIATION DES CHARGES: [23] [24]

Séquencer l'initiation des charges d'une volée permet donc d'intervenir sur la fragmentation par la réaction des 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 charge détonant au même instant).

N.B: La notion la plus utilisée est "la charge unitaire"

dite la charge unitaire instantanée ou "la charge instantanée", définie comme une masse totale d'explosif dont le système d'amorçage provoque la détonation dans un intervalle de temps très court (inférieur à 3 millisecondes). Cette charge instantanée peut être:

- unitaire: lorsque la charge est concentrée dans un même trou;

- composée: lorsque la charge est répartie dans plusieurs trous.

2.6- LES PARAMETRES GEOMETRIQUES DU SCHEMA DE TIR: [8] [16] [17] [23] [49] [51]

2.6.1- DIAMETRE DE FORATION "d":

Vu le matériel disponible et la nature de la roche (dureté $f = 3$), et puisque le taux de foration diminue avec l'augmentation du diamètre du trou, on propose d'utiliser les deux premiers diamètres (d_1 et d_2) parmi la gamme disponible suivante:

- $d_1 = 160$ mm. - $d_2 = 110$ mm.
- $d_3 = 70$ mm. - $d_4 = 69$ mm.

2.6.2- HAUTEUR DU GRADIN "H":

Dans la carrière de MEFTAH, il y'a trois hauteurs différentes: $H_1 = 20$ m.; $H_2 = 15$ m. et $H_3 = 10$ m.

D'après [56], la hauteur optimale des gradins pour toute la carrière de Méftah ne devrait pas dépasser les 15m au maximum.

Le niveau optimal qu'on propose donc pour la carrière de Méftah est bien $H_2 = 15$ m. Cette hauteur assure:

- une bonne stabilité des talus;
- une diminution du taux de foration;
- une bonne rentabilité journalière;
- une amélioration de fragmentation;
- un seul plan de tir pour toute la carrière.

2.6.3- LA LONGUEUR DE LA BANQUETTE "B": [34]

La longueur de la banquette dépend:

- de l'explosif: Elle varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif.
- de la hauteur du front: Elle (B) est proportionnelle à la hauteur du front (H) si $H \leq 2B$. La hauteur du front intervient peu une fois qu'elle (H) dépassera deux fois la banquette.

2.6.4- RAPPORT DE MAILLE:

Pour une bonne fragmentation, le rapport de maille doit être aussi élevé que possible. Il est souvent voisin de 1, pour un bon profil du front.

2.6.5- LONGUEUR DE LA SURFORATION:

Elle favorise nettement la sortie de pied. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes. Elle augmente aussi avec la profondeur du trou et le nombre de rangées.

2.6.6- BOURRAGE:

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.

2.6.7- INCLINAISON DU TROU:

Il s'agit d'un paramètre secondaire relativement important. La réglementation limite à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. Cette limite est en partie fixée par la possibilité de chargement des cartouches par gravité. La fourchette d'inclinaison peut s'étendre jusqu'à 35° , notamment pour les gradins bas ($H < 6m$). L'inclinaison des trous entre 10° et 15° ; notamment de la première rangée peut apporter les avantages suivants:

- bonne stabilité du front;
- meilleure fragmentation en tête;
- meilleure sortie du pied;
- diminution des effets arrières;
- la consommation spécifique est moindre;

- l'hyper-abattage se trouve éliminé;
- les vibrations sont moindres.

Des renseignements provenant des mines américaines indiquent que des économies d'explosifs ont été faites pour l'abattage des roches, à raison de 1% par degré d'écartement de la face par rapport à la verticale; ces économies peuvent monter jusqu'à 10% du total, y compris le forage, le tir, le chargement et le concassage.

Pour mettre en évidence les avantages cités ci-dessus, on va examiner la technique de l'explosion et de la rupture dans les roches (voir Fig.4.2):

* La rupture de la roche n'a pas lieu sous l'action de l'onde de compression, mais, en réalité, sous l'effet de la distension de l'onde de choc réfléchi par la surface libre. Si nous considérons le point "A" (Fig.4.2) comme centre de la charge concentrée du fond, nous nous apercevons (d'après HERMANN) qu'à peine 25% (correspondant à l'angle 90°) de l'énergie du choc sont utilisés par réflexion, dans le cas d'un trou vertical. Un trou de 45° fait augmenter ce rendement jusqu'à 37.5% (correspondant à l'angle 135°). Le gain de 12.5% (correspondant à une inclinaison du front de 45°) est dû à l'utilisation des ondes de choc formées en dessous de la perpendiculaire au trou, au point "A".

* Le volume de roche se trouvant vis à vis du bourre.

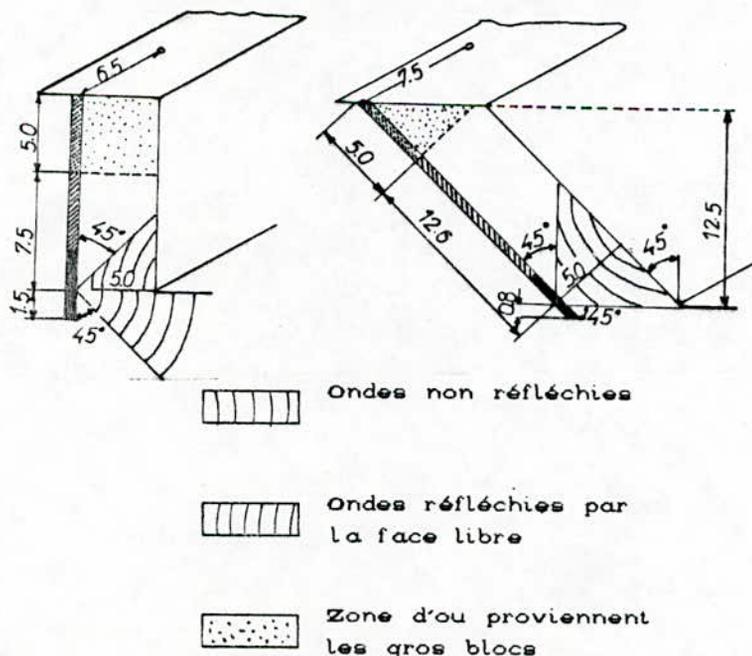


Fig.4.2: Effet de l'inclinaison des trous d'un gradin sur la fragmentation.

ressent peut l'effet de l'onde de choc: c'est de cette zone que proviennent les blocs les plus gros. Lorsque le trou est incliné, le volume de cette région diminue sensiblement, la fragmentation se trouve ainsi améliorée.

Etant donné ses avantages, le forage en biais est de plus en plus utilisé dans les carrières et les mines.

2.6 8-NOMBRE DE RANGEES:

Vu les nuisances causées par les explosions, nous pourrions assurer la production journalière en tirant par une seule rangée.

Pour les calculs de tous ces paramètres géométriques cités ci-dessus, nous allons utiliser la méthode de LANGEFORS. Notant que cette méthode, est une étude empirique importante sur toute la technique d'abattage.

2.7-LA METHODE DE "LONGEFORS": [8] [23] [34] [49] [51] [54]

a)- Banquette maximale: " B_{max} ".

$$B_{max.} = 0.03 * D * (s_f * P) / (C * f * E/B)^{1/2} \text{ [m]} \quad (4.2)$$

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).

$$s_f = \frac{1}{6} * \frac{Vg}{Vg_o} + \frac{5}{6} * \frac{Et}{Et_o} \quad (4.3)$$

Et-énergie totale dégagée par l'explosif;

Vg-volume massique de gaz dégagé par l'explosif;

E_{t_0} et V_{g_0} sont les valeurs correspondant à celles de la dynamite suédoise (dynamite de référence); a " DYNAMEX M ", dont les caractéristiques sont les suivantes:

$$E_{t_0} = 4700 \text{ Kj/Kg.}$$

$$V_{g_0} = 900 \text{ l/Kg.}$$

$$V_d = 5000 \text{ m/s, (vitesse de détonation de l'explosif);}$$

$$\rho_e = 1.4 \text{ Kg/dm}^3, \text{ (masse volumique de l'explosif).}$$

P-densité de chargement de l'explosif de la charge de fond;

$$P = \rho_e \cdot K_{ch} \cdot \left[\frac{D_e}{D} \right]^2 \text{ en [Kg/dm}^3] \quad (4.4)$$

ρ_e -densité commerciale de l'explosif; en [Kg/dm³].

D_e -diamètre de la charge d'explosif; en [mm].

D -diamètre du trou de mine ; en [mm].

K_{ch} -coefficient de tassement de l'explosif.

C -constante de la roche, varie de 0.25 à 0.53.

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

E/B-rapport de maille.

α	0	20	30
f	1	.9	.85

b)- Charge linéaire de fond : " L_f "

$$L_f = 0.8 \frac{(C * f)}{s} * \frac{R}{B} * B_{max.} \text{ en [Kg/m]} \quad (4.5)$$

** explosif de fond: Gélatine 2.

$$\rho_e = 1.5 \text{ Kg/dm}^3.$$

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

** explosif de colonne: Anfomil (en vrac).

$$D = D_e$$

$$\rho_e = 0.90 \text{ Kg/dm}^3$$

c)- Charge linéaire de la colonne: "Lc"

$$L_c = 0.4 * L_f \quad \text{en [KG/m]}. \quad (4.6)$$

d)- Surprofondeur: "l_s"

$$l_s = (0.2 \text{ à } 0.35) * B_{\text{max.}} \quad \text{en [m]} \quad (4.7)$$

e)- Profondeur du trou de mine: "L"

$$L = (H + l_s) / \text{Cos}\alpha \quad \text{en [m]} \quad (4.8)$$

α -inclinaison du trou de mine (par rapport à la vertical)

f)- Déviation de forage: "w"

$$w = (3 * D/1000) + (3 * L/100) \quad \text{en [m]} \quad (4.9)$$

D- est exprimé en [mm];

L- est exprimé en [m].

g)- Banquette pratique: "B"

$$B = B_{\text{max.}} - w \quad \text{en [m]} \quad (4.10)$$

h)- Espacement des rangées: "a"

$$a = B / \text{Cos}\alpha \quad \text{en [m]} \quad (4.11)$$

i)- Espacement pratique des trous : "E"

$E = (1.2 \text{ à } 1.5) * B$ (4.9) en [m]; Pour une fine fragmentation.

$E = (1 \text{ à } 1.2) * B$ (4.10) en [m]; Pour une moyenne fragmentation.

$E = B$ (4.11) en [m]; pour la production de l'enrochement

j)- Hauteur de la charge de fond: "h_f"

$$h_f = B_{\max.} + l_s \quad \text{en [m]} \quad (4.12)$$

k)- Quantité d'explosif de la charge de fond: " Q_f "

$$Q_f = L_f * h_f \quad \text{en [Kg]} \quad (4.13)$$

l)- Longueur de bourrage: " h_b "

$$h_b = (0.5 \text{ à } 1) * B_{\max.} \quad \text{en [m]} \quad (4.14)$$

m)- Hauteur de la charge de colonne: " h_c "

$$h_c = L - (h_f + h_b) \quad \text{en [m]} \quad (4.15)$$

n)- Quantité d'explosif de la charge de colonne: " Q_c "

$$Q_c = L_c * h_c \quad \text{en [Kg]} \quad (4.16)$$

o)- Charge totale d'explosif par trou de mine: " Q_t "

$$Q_t = Q_f + Q_c \quad \text{en [Kg]} \quad (4.17)$$

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

$$V = H * E * B / \cos(\alpha) \quad \text{en [m}^3] \quad (4.18)$$

q)- Consommation spécifique d'explosif: " q "

$$q = Q_t / V \quad \text{en [Kg/m}^3] \quad (4.19)$$

$$q = Q_t / (V * \gamma) \quad \text{en [Kg/t]} \quad (4.20)$$

r)- Détermination du nombre de trous de mine: " N_t "

Si l'objectif de production est de Q_p en [t] alors:

$$n_t = Q_p / (V * \gamma) \quad (4.21)$$

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

- ** considérons la partie entière de n_t : $Ent(n_t)$;
- ** soit "r" le reste de la division : $Ent(n_t) / n_{rang}$;
- ** le nombre de trous de mine effectif est:

$$N_t = Ent(n_t) * n_{rang} + (n_{rang} - r); \quad (4.22)$$

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

$$N_t/rang = N_t / n_{rang} \quad (4.23)$$

Sachant cela , la production effective par volée sera :

$$Q_{eff} = (V * \gamma) * N_t \quad \text{en [t]} \quad (4.24)$$

s)- Quantité totale d'explosif utilisée: " $Q_{volée}$ "

$$Q_{volée} = Q_t * N_t \quad \text{en [Kg]} \quad (4.25)$$

t)- Taux de foration: " T_f "

$$T_f = L / (100 * V) \quad \text{en [cm/m}^3\text{]} \quad (4.26)$$

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 ($H \leq 1.8 * B_{max.}$) 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 TAB 4. ;
- * l'inclinaison des trous recommandée par cette méthode est

de 27°;

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

TABLEAU 2.2:

H [m]	D(mm)= 25	29	32	36	40	45	50	63	75	100	150
Banquette maximale [m]											
0.30	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				
0.60	0.68	0.72	0.76	0.80	0.87	0.94	1.00	1.15	1.3		
0.90	0.85	0.87	0.90	1.00	1.05	1.10	1.20	1.35	1.5	1.8	
1.20	0.95	1.00	1.10	1.20	1.25	1.30	1.40	1.55	1.7	2.0	2.6
1.50	1.05	1.10	1.20	1.30	1.35	1.45	1.50	1.70	1.8	2.2	2.8
1.80	1.10	1.20	1.30	1.40	1.50	1.60	1.70	1.80	2.0	2.3	3.0
2.10	1.15	1.30	1.35	1.45	1.55	1.70	1.80	2.00	2.2	2.5	3.2
2.40		1.35	1.45	1.50	1.65	1.80	1.90	2.10	2.3	2.7	3.4
2.70			1.50	1.60	1.75	1.90	2.00	2.20	2.4	2.9	3.5
3.00				1.65	1.80	2.00	2.10	2.30	2.5	3.0	3.6
3.30					1.85	2.00	2.10	2.40	2.6	3.2	3.8
3.60						2.05	2.20	2.50	2.8	3.3	4.0
3.90						2.10	2.25	2.60	2.9	3.5	4.2
4.20							2.30	2.70	3.0	3.6	4.4
4.80								2.80	3.2	3.8	4.6
5.10								2.90	3.4	4.0	4.8
6.00	1.15	1.35	1.50	1.65	1.85	2.10	2.30	2.90	3.4	4.2	5.0

Banquette maximale B_{max} pour gradins bas ($H = 1.8 * B_{max}$), dans les hypothèses:

$E/B_{max} = 1.25$, $\rho_o = 1.27$, d'après LANGEFORS : voir [49].

Dans notre cas on'a utilisé la méthode précédente (méthode de LANGEFORS).

DETERMINATION DE LA CONSOMMATION SPECIFIQUE D'EXPLOSIF
(consommation unitaire)

La consommation spécifique d'explosif est la quantité d'explosif optimale pour déplacer un mètre cube de roche en place. Sa valeur peut être calculée sur la base de la consommation spécifique théorique étalon "q₀" de l'explosif en tenant compte des conditions technologiques et organisationnelles du tir pour la fragmentation des roches. Cette consommation est calculée par la formule suivante.

$$q = q_0 * K_\gamma * K * K_d * K_{exp.} * K_v * K_n, \text{ [Kg/m}^3\text{]} \quad (4.27)$$

Les valeurs de coefficients tenant compte de l'influence des différents facteurs sur la consommation spécifique, sont calculées d'après les formules données par le tableau 4.2.

TABLEAU 4.3:

FACTEURS INFLUENTS SUR "q"	FORMULES
le poids volumique des roches: $\gamma_{sat.}$ - en [t/M ³]	$K_\gamma = \frac{\gamma}{2.6}$
l'angle de gisement des couches rocheuses dans le gradin (α)	$K = 1 - 0.1 * \text{Sin}(2\alpha)$
la dimension moyenne des morceaux de roches: d_m - en [mm]	$K_d = \left(\frac{500}{d_m} \right)^{0.4}$
aptitude au travail de l'explosif utilisé: A_u aptitude au travail de l'explosif étalon: $A_{ét} = 380$	$K_{exp.} = \frac{A_{ét.}}{A_u.}$
le rayon d'action d'explosion W, H en [m]	$K_v = 0.89 * e^{(1.1/H-W)}$
le nombre de surfaces libres entourant le trou de mine. "n"	$K_n = (0.665)^{n-1}$

2.8-LA METHODE "SOVIETIQUE ENERGETIQUE ": [55] [54]

La consommation spécifique d'explosif (q):

$$q = \frac{\varepsilon_f + \varepsilon_d}{E_t(1+\eta)} ; \quad \text{en [Kg/m}^3\text{]} \quad (4.28)$$

ε_f - Energie nécessaire pour la fragmentation (foisonnement); en [Kj];

ε_d - Energie nécessaire pour la destruction ; en [Kj];

E_t - Energie totale spécifique développée par l'explosif utilisé, en [Kj].

η - coefficient de l'utilisation de l'énergie (η varie de 0.04 à 0.06);

2.8.1-ENERGIE NECESSAIRE POUR LA FRAGMENTATION (E_f) :

Cette énergie se détermine en tenant compte des propriétés des roches et leur degré de fragmentation nécessaire.

$$\varepsilon_f = \frac{\sigma_{dn}^2 \cdot N_f}{2 \cdot E_d} \quad (4.29)$$

σ_{dn} - force destructive, en [Pa];

N_f - degré de fragmentation;

$E_d = 36523.3 \cdot 10^6$ Pa; module dynamique, en [Pa].

2.8.1.1-FORCE DESTRUCTIVE (σ_{dn}):

$$\sigma_{dn} = 0.1 * \sigma_{cd} + \sigma_{tr. d} \quad (4.30)$$

$$\sigma_{cd} = K_d * R_C \quad (4.31)$$

$$\sigma_{tr. d} = K_d * R_t \quad (4.32)$$

R_c et R_t en [Pa]

où: K_d - coefficient dynamique, (K_d varie de 2 à 4)

2.8.1.2 - LE DEGRE DE FRAGMENTATION (N_f):

$$N_f = 240 - 110 \log (d_m) + 5.5 [\log (d_m)]^2, \quad (4.33)$$

avec d_m en [cm].

2.8.2 - ENERGIE NECESSAIRE POUR LA DESTRUCTION (ε_d):

$$\varepsilon_d = \frac{V_o^2 * \gamma}{2} \ln (K_f * l_{c.g}) \quad (4.34)$$

V_o - vitesse de déplacement du centre de gravité des roches minières (varie de 10 à 15 m/s);

$l_{c.g}$ - dépend du nombre de rangées de trou de mine et la hauteur de gradin;

Les plans de tir correspondants aux gradins, $H=10, H=15$ et $H = 20m$, nécessite une consommation spécifique moyenne q_m (qui dépendant de la hauteur du gradin) constituée d'une charge de pied (Gélanit) représentant 26% de q_1 et d'une charge de colonne (Anfomil) représentant 74% de q_2 , c'est à dire:

$$q_m = \frac{P_1 * q_1 + P_2 * q_2}{P_1 + P_2} \quad (4.35)$$

3-SECTION "B":

3.1 - LA BLOCOMETRIE: [39] [42] [46] [51]

La blocométrie qui est l'appréciation de la distribution des blocs, peut être représentée par:

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

3.1.1 - LA DIMENSION MAXIMALE DES BLOCS: [51]

En pratique, cette dimension se détermine en fonction des paramètres des engins miniers, dans le cas de méftah on'a:

a - capacité du godet de l'excavateur (G) :

$$d_{\max.} \leq 0.75 * G^{1/3}; \quad \text{en [m].}$$

$$G = 6.5 \text{ m}^3 \Rightarrow d_{\max.} \leq 1.4 \text{ m.}$$

b - capacité de la benne du camion (Vb.) :

$$d_{\max.} \leq 0.5 * Vb^{1/3}; \quad \text{en [m].}$$

$$Vb = 14.6 \text{ m}^3 \Rightarrow d_{\max.} \leq 1.22 \text{ m.}$$

c - largeur du convoyeur à bande (lb.) :

$$d_{\max.} \leq 0.5 * lb + 0.1. \quad \text{en [m].}$$

$$lb = 0.80 \text{ m.} \Rightarrow d_{\max.} \leq 0.5 \text{ m.}$$

d - dimension de l'ouverture du concasseur (b.) :

$$d_{\max.} \leq 0.8 * b. \quad \text{en [m].}$$

$$b = 1.50 \text{ m.} \Rightarrow d_{\max.} \leq 1.20 \text{ m.}$$

Les blocs qui ne satisfont pas à ces conditions sont considérés comme hors gabarits, et donc nécessiteront un débitage secondaire.

N.B: Ici on tient pas compte de la condition du convoyeur à bande, car elle se trouve hors carrière et après le concasseur.

Pour notre cas prenons : $d_{\max.} = 1.20 \text{ m.}$

3.1.2 - LA TAILLE MOYENNE DES BLOCS "X_m":[46]

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

$$X_m = K * (E * B * H)^{1/6} * E_s^{(-0.633)}; \text{ en [m];} \quad (4.36)$$

avec:

E_s - Energie spécifique de la volée; en [Kj]

K - Coefficient dépendant de la nature de la roche:

K = 7 - roche moyennement fissurées;

K = 10 - roche dure, très fissurées;

K = 12 - roche dure, faiblement fissurées.

3.1.3 - DETERMINATION DU FUSEAU GRANULAIRE:[39] [46]

Pour caractériser totalement le fuseau granulaire, CUNINGHAM élabore le modèle, ci après, dit modèle de KUZ-RAM:

$$F(X) = \text{EXP} \left\{ -\text{Ln}(2) * (X / X_m)^n \right\}; \quad (4.37)$$

$$n = 0.5 \left[2.2 - 14 * B/d \right] \left[1 - w/B \right] \left[1 + E/B \right] * L / H .$$

avec:

F(X) - fractions des passants à travers le tamis;

X - ouverture du tamis;

d - diamètre du trou de mine, en [mm.];

w - déviation de la foration, en [mm.];

n - indice de la forme de la courbe granulométrique, qui varie de 0.8 à 2.2.

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

4-SECTION "C": RESULTATS ET SCHEMAS DE TIR:

4.1 - PRESENTATION DES RESULTATS :

On'a utilisés pour les résultats présentés le logiciel "OPTIR" (optimisation des tirs). Suivant les données rentrées l'OPTIR calcul toutes les solutions possibles (plus que 10000 solutions pour chaque gamme de donnée rentrée), et suivant les contraintes qu'on exige l'OPTIR nous propose les cinq meilleurs solutions parmi toutes les solutions acceptées.

Notre tache est de choisir la plus optimale de ces cinq solution en tenant compte:

- des conditions d'environnement;
- des conditions de sécurité et;
- des paramètres techniques;

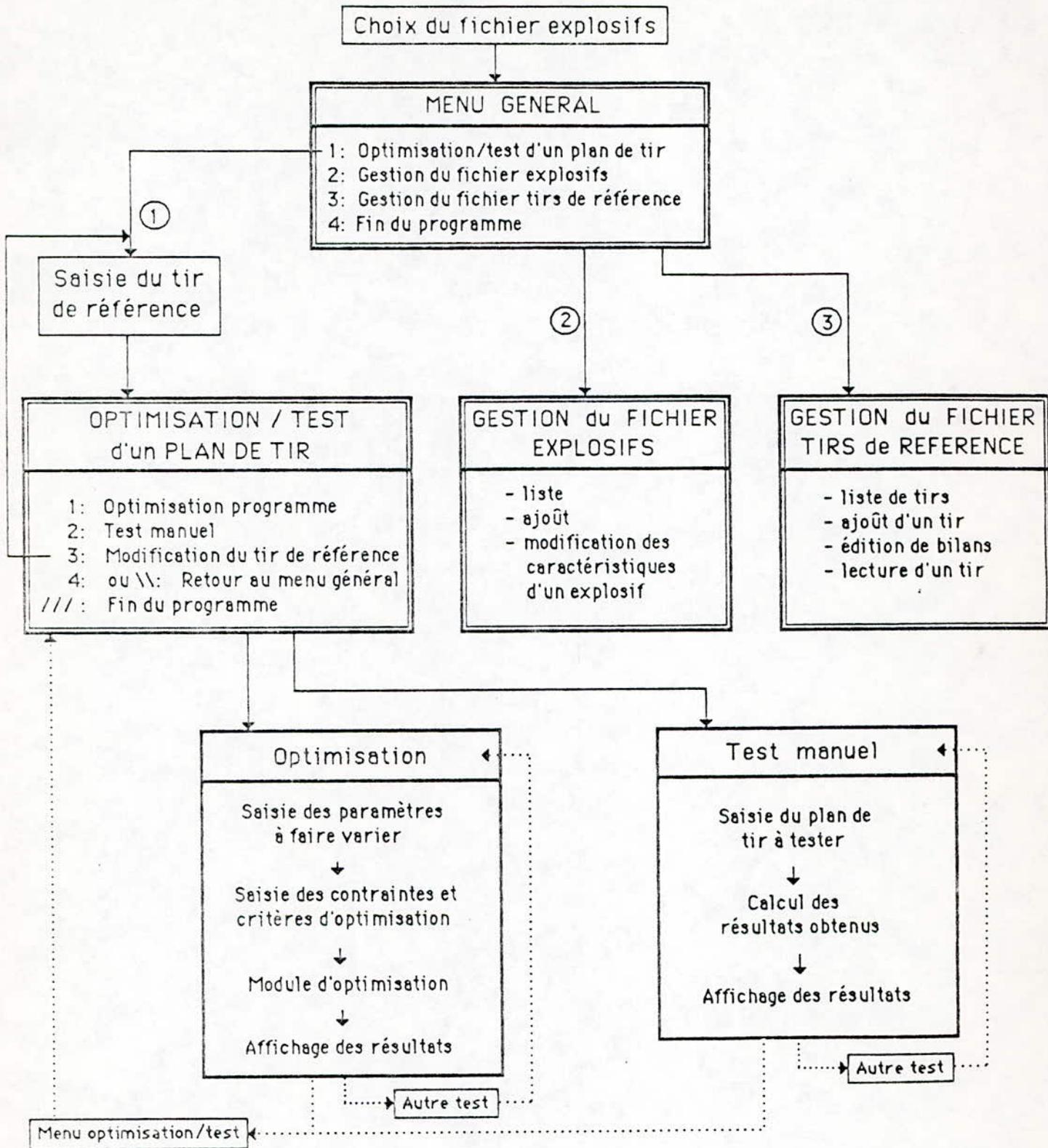
4.2 - NOTATIONS: [59]

Les notations suivantes sont utilisées dans le texte ou les figures des solutions présentées par l'OPTIR:

- H : hauteur du gradin [m];
 D : diamètre du trou [mm];
 T : inclinaison du trou [degrés];
 Qp : quantité d'explosif de pied par trou [Kg]
 Qc : quantité d'explosif de colonne par trou [Kg]
 B : banquette au sommet du gradin (épaisseur de la tranche à abattre) [m];
 E : espacement des trous [m]
 Xm : granulométrie moyenne [cm]
 Pf : paramètre de forme de la distribution granulométrique;
 g/m³ : consommation spécifique d'explosif;

4.3 - STRUCTURE DU PROGRAMME "OPTIR" : [59]

Cette structure est donnée par l'organigramme présenté sur la page suivante.



Structure du programme OPTIR

>>> RECAPITULATION DES PARAMETRES RENTRES <<<

Matériau 1-Coeff.tirage, frag. et correc. de forme: .35 9.00 1.00
 Carrière 2-Haut.gradin (m): 10 3-Incl. front (deg) :20,15,10
 4-Tir (t): 12500
 Foration 5-Diam.(mm) : 110, 160 6-Incl. trous (deg) :20,15,10
 7- Devia.(Cm/m): 2.0, 2.5 8-Surprofondeur (%) :.2,.25,.3
 Maille 9-Rapport de maille :1.20,1.25,1.50
 10-Nb. rangees : 1.0
 11- % bourrage tete : 1.0
 Explosif 12-Pied : GELANIT 2
 13-Colonne : ANFO
 Amorçage 14- A2: fond de trou

>>> CONTRAINTE ET CRITERES A SATISFAIRE <<<

Contraintes: 1-Granulometrie: pas plus de 10% de blocs superieurs a 1200mm
 pas plus de 2% de blocs inferieurs a 2mm
 2-Vibrations : V max =10 mm/s a D =300m
 (3 trous, K = 2500 , N = 1.8)
 3-Consommation : pas de contrainte
 4-foration : pas de contrainte
 5-Q totale expl: pas de contrainte
 6-Nb. trous tir: pas de contrainte

Critere --> 20-MINIMISER le TAUX de FORATION au M3
 21- (consommation)

Parametre a changer (0 ou //:aucun, \\:reaffichage)

(DEF : 0)

I>

RESUME DES MEILLEURS SOLUTIONS

	Solution 1	Solution 2	Solution 3	Solution 4	Solution 5
Gradin !	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0 !
D ---- T !	160.0 20.0	160.0 20.0	160.0 20.0	160.0 20.0	160.0 20.0 !
Exp pied !	GELANIT 2	GELANIT 2	GELANIT 2	GELANIT 2	GELANIT 2 !
exp col. !	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO !
QP -- QC !	20. 51.	20 54.	20. 33.	20. 58.	32. 47. !
Maille !	18.9	18.9	17.6	18.9	22.5 !
B --- B !	3.9 × 4.9	3.9 × 4.9	3.7 × 4.7	3.9 × 4.9	4.2 × 5.3 !
Surfo. !	.0	.0	.0	.0	1.1 !
Gra moy. !	360.	350.	403.	341.	411. !
Cons g/m3!	429.	449.	347.	469.	399. !
For Cm/m3!	6.43	6.43	6.95	6.43	5.90 !
Cout F/m3!	8.79	8.94	9.01	9.08	9.16 !

Solution a detailler (0= toutes, // = FIN) (DEF : 5)

I>

Resultats detaillés pour la solution : 5

Maille:

Gradin : 10.0 m Diametre - Inclinaison trous : 160.mm - 20.deg
 Maille : 22.5 m2 Banquette × Entraxe : 4.2m × 5.3m
 Longueurs trous: 11.8 m Surfuration : 1.1m

CHARGEMENT DES TROUS:

Explosifs ou bourrage	! Longueur ! (m)	Poids (Kg)	Nb. Cart.	Diametre (mm)
GELANIT 2	! 4.9	32.4	13.	80.0
Bourrage intermediaire	! .0			
ANFO	! 2.6	47.1	0.	160.0
Bourrage terminal	! 4.2			

MODE D'AMORCAGE : Fond de trou

CONSUMMATION (par m³):

! Foration	! Explosif	! Energie
-----!-----!-----!		
Consummations ! 5.90 cm	! 399.0 g	! 1290. Kj

TOTAL du TIR : Nb. mines: 28., Kg expl.: 2227., Tonnage tir: 16499. t

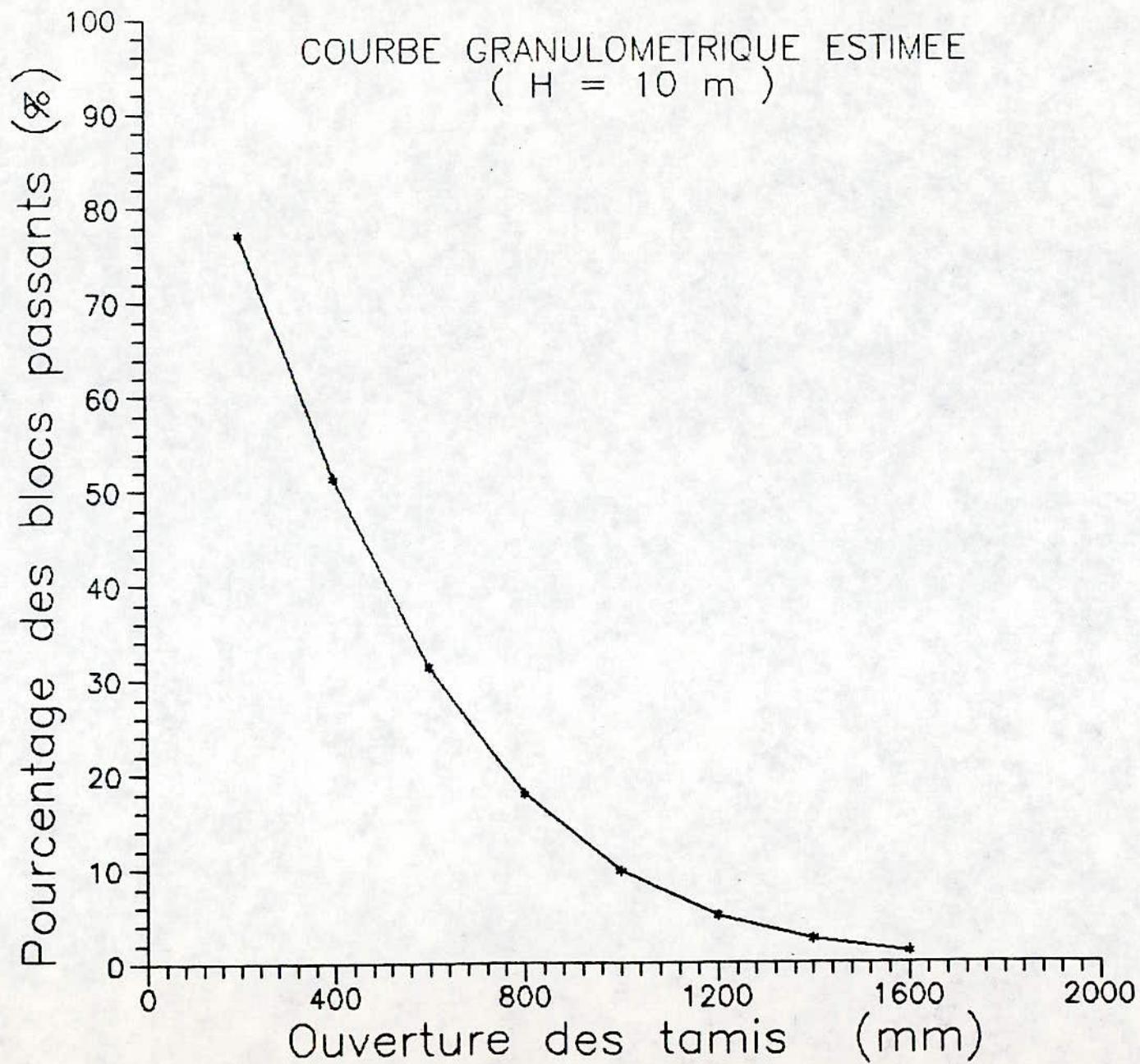
FRAGMENTATION: Courbes granulometrique estimees:

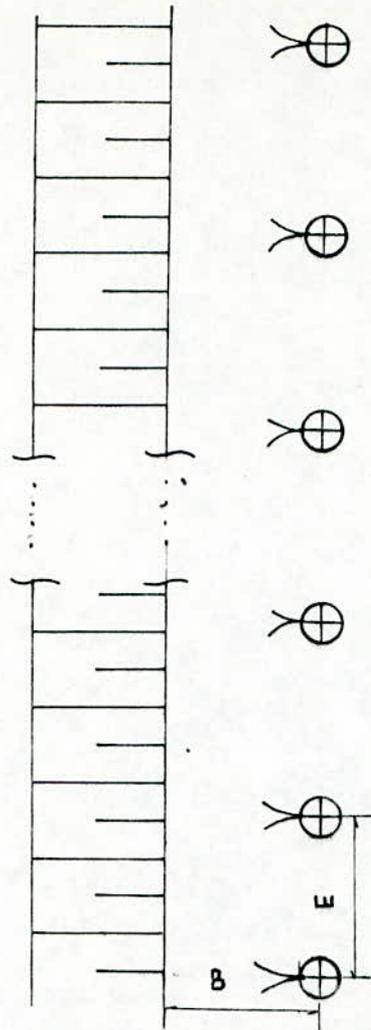
! Taille (mm)	! 200.	400.	600.	800.	1000.	1200.	1400.	1600. !
! % de blocs superieurs	! 77.1	51.2	31.3	17.9	9.7	5.0	2.5	1.2 !

Granulometrie moyenne: 411. mm Coefficient de forme: 1.366

5.0 % de blocs superieurs a 1200. mm

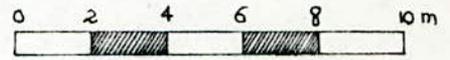
Vitesse particulaire : 4.8 mm/s a D = 500. metres (N=1.8, K=2500.)





trous de mine

echelle



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

cotation

$$E = 5,3 \text{ m}$$

$$B = 4,20 \text{ m}$$

$$H = 10 \text{ m}$$

$$h_s = 1,03 \text{ m}$$

$$l_b = 4,20 \text{ m}$$

$$l_c = 2,60 \text{ m}$$

$$l_f = 4,90 \text{ m}$$

$$\alpha = 20^\circ$$

legende

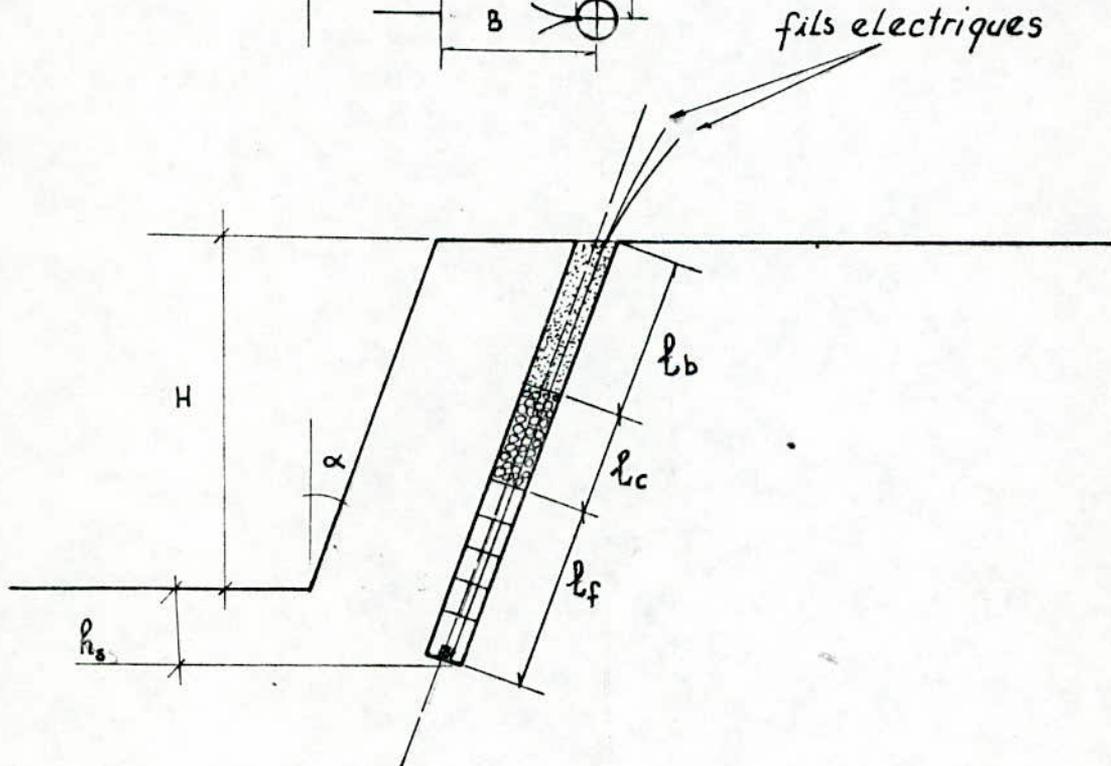
bourrage

AnfoMil

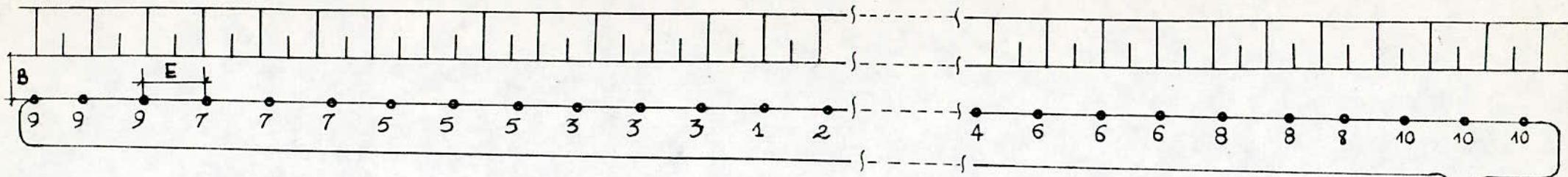
Gelanit

detonateur

fils electriques



PLAN DE CHARGEMENT



cotation

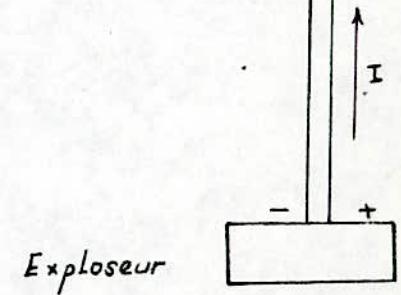
$$E = 5,3 \text{ m}$$

$$B = 4,2 \text{ m}$$

$$H = 10 \text{ m}$$

echelle

$$e = \frac{1}{500}$$



PLAN D'AMORCAGE

>>> RECAPITULATION DES PARAMETRES RENTRES <<<

Matériau 1-Coeff.tirage,frag. et correc. de forme: .35 9.00 1.00
 Carriere 2-Haut.gradin (m): 15 3-Incl. front (deg) :20,15,10
 4-Tir (t): 12500
 Foration 5-Diam.(mm) : 110, 160. 6-Incl. trous (deg) :20,15,10
 7- Devia.(Cm/m): 2.0, 2.5 8-Surprofondeur (%) :.2,.25,.3
 Maille 9-Rapport de maille :1.20,1.25,1.50
 10-Nb. rangees : 1.0
 11- % bourrage tete : 1.0
 Explosif 12-Pied : GELANIT 2
 13-Colonne : ANFO
 Amorcage 14- A2: fond de trou

>>> CONTRAINTES ET CRITERES A SATISFAIRE <<<

Contraintes: 1-Granulometrie: pas plus de 10% de blocs superieurs a 1200mm
 pas plus de 2% de blocs inferieurs a 2mm
 2-Vibrations : V max =10 mm/s a D =300m
 (3 trous, K = 2500 , N = 1.8)
 3-Consommation : pas de contrainte
 4-foration : pas de contrainte
 5-Q totale expl: pas de contrainte
 6-Nb. trous tir: pas de contrainte

Critere --> 20-MINIMISER le TAUX de FORATION au M3
 21- (consommation)

Parametre a changer (0 ou //:aucun, \\:reaffichage)

(DEF : 0)

I>

RESUME DES MEILLEURS SOLUTIONS

	Solution 1	Solution 2	Solution 3	Solution 4	Solution 5
Gradin !	15.0	15.0	15.0	15.0	15.0 !
D ---- T !	160.0 20.0	160.0 20.0	160.0 20.0	160.0 20.0	160.0 20.0 !
Exp pied !	GRELANIT 2 !				
exp col. !	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO !
QP -- QC !	30. 131.	30 138.	30. 128.	30. 135.	30. 142. !
Maille !	29.7	29.7	27.4	27.4	27.4 !
B --- E !	4.9 × 6.1	4.9 × 6.1	4.7 × 5.9	4.7 × 5.9	4.7 × 5.9 !
Surfo. !	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1 !
Gra moy. !	433.	422.	409.	398.	388. !
Cons g/m3!	424.	442.	454.	474.	493. !
For Cm/m3!	4.48	4.48	4.90	4.90	4.90 !
Cout F/m3!	7.29	7.42	7.90	8.04	8.18 !

Solution a detaillier (0= toutes, // = FIN) (DEF : 2)

I>

Resultats detaillies pour la solution : 2

Maille:

Gradin : 15.0 m Diametre - Inclinaison trous : 160.mm - 20.deg
 Maille : 29.7 m2 Banquette × Entraxe : 4.9m × 6.1m
 Longueurs trous: 17.0 m Surforation : 1.1m

CHARGEMENT DES TROUS:

Explosifs ou bourrage	Longueur (m)	Poids (Kg)	Nb. Cart.	Diametre (mm)
GELANIT 2	4.5	29.9	12.	80.0
Bourrage intermediaire	.0			
ANFO	7.6	138.1	0.	160.0
Bourrage terminal	4.9			

MODE D'AMORCAGE : Fond de trou

CONSUMMATION (par m³):

	!Foration	!Explosif	!Energie
Consommations	! 4.48 cm	! 442.1 g	! 1385. Kj

TOTAL du TIR : Nb. mines: 15., Kg expl.: 2521., Tonnage tir: 16953. t

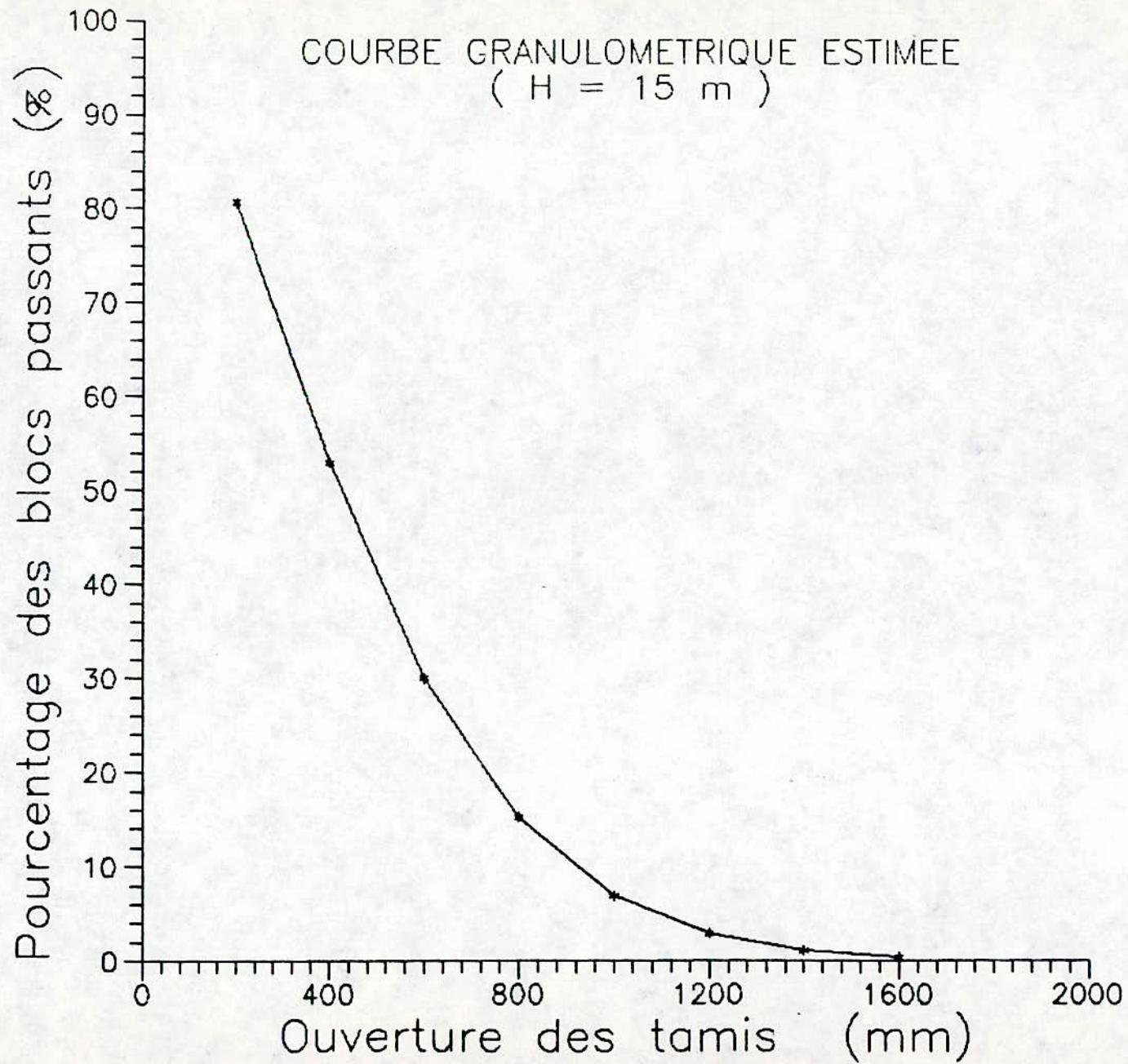
FRAGMENTATION: Courbes granulometrique estimees:

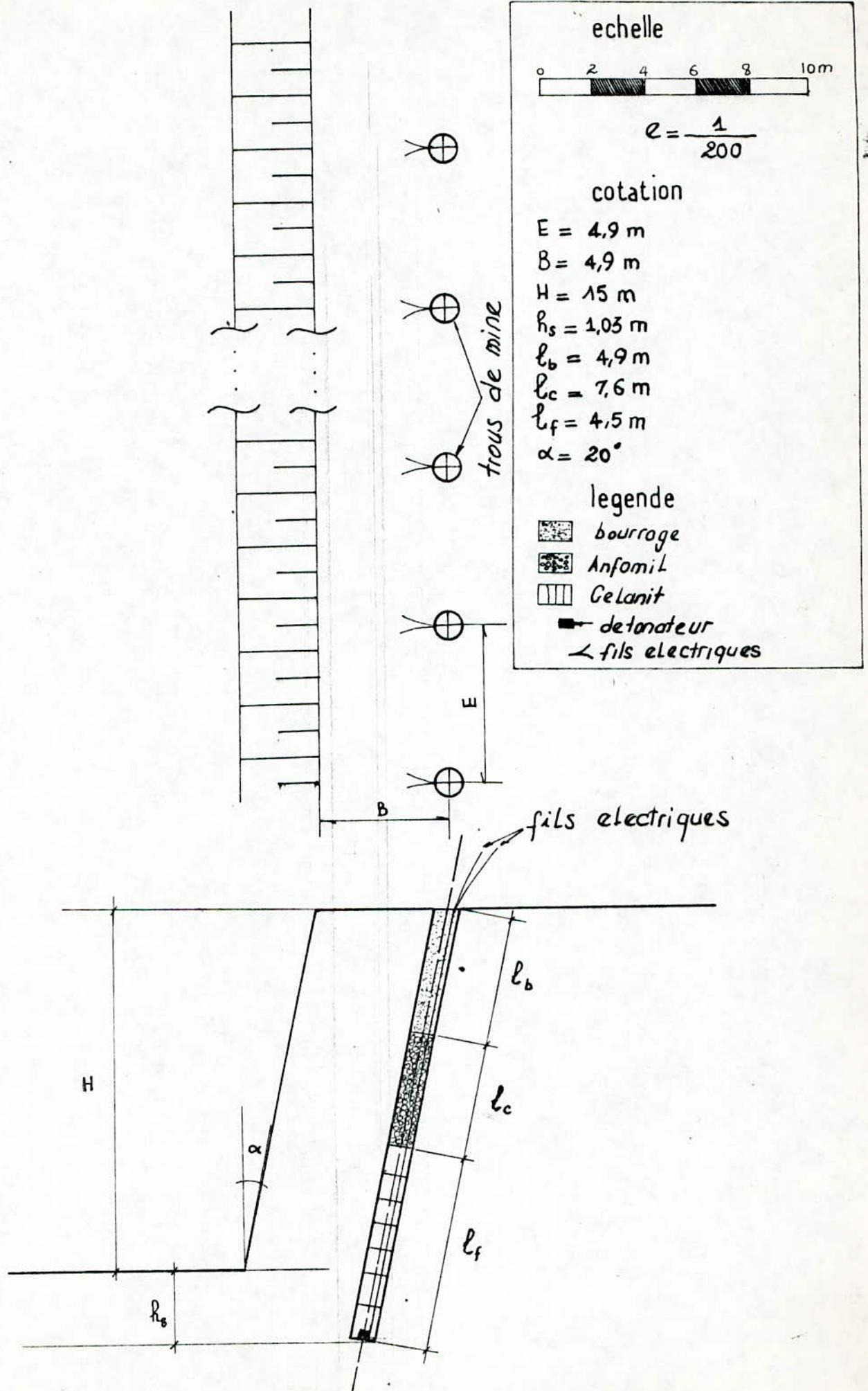
! Taille (mm)	! 200.	! 400.	! 600.	! 800.	! 1000.	! 1200.	! 1400.	! 1600.
! % de blocs superieurs	! 80.6	! 52.9	! 30.0	! 15.2	! 6.9	! 2.9	! 1.1	! .4

Granulometrie moyenne: 422. mm Coefficient de forme: 1.564

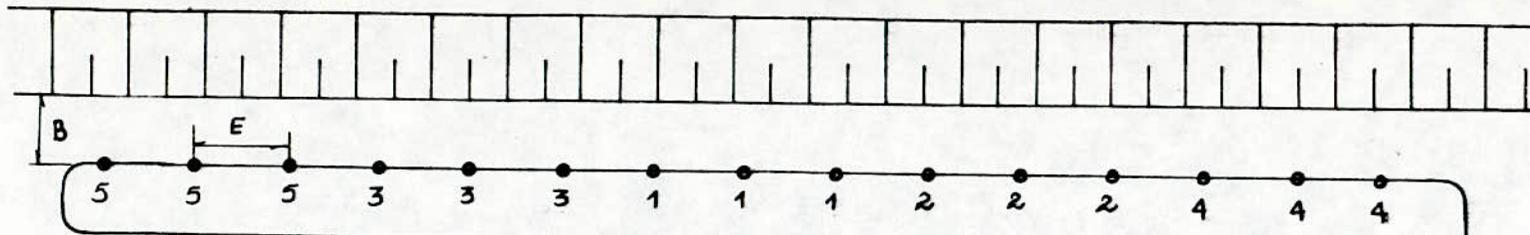
2.9 % de blocs superieurs a 1200. mm

Vitesse particulaire : 9.4 mm/s a D = 500. metres (N=1.8, K=2500.)





PLAN DE CHARGEMENT



cotation

$E = 6,1 \text{ m}$

$B = 4,9 \text{ m}$

$H = 15 \text{ m}$

echelle

$e = \frac{1}{500}$

Exploseur

PLAN D'AMORÇAGE

>>> RECAPITULATION DES PARAMETRES ENTREES <<<

Matériau 1-Coeff.tirage,frag. et correc. de forme: .35 9.00 1.00
 Carrière 2-Haut.gradin (m): 20 3-Incl. front (deg) :20,15,10
 4-Tir (t): 12500
 Foration 5-Diam.(mm) : 110, 160 6-Incl. trous (deg) :20,15,10
 7- Devia.(Cm/m): 2.0, 2.5 8-Surprofondeur (%) :.2,.25,.3
 Maille 9-Rapport de maille :1.20,1.25,1.50
 10-Nb. rangees : 1.0
 11- % bourrage tete :1.0
 Explosif 12-Pied : GRLANIT 2
 13-Colonne : ANFO
 Amorcage 14- A2: fond de trou

>>> CONTRAINTE ET CRITERES A SATISFAIRE <<<

Contraintes: 1-Granulometrie: pas plus de 10% de blocs superieurs a 1200mm
 pas plus de 2% de blocs inferieurs a 2mm
 2-Vibrations : V max =10 mm/s a D =300m
 (3 trous, K = 2500 , N = 1.8)
 3-Consommation : pas de contrainte
 4-foration : pas de contrainte
 5-Q totale expl: pas de contrainte
 6-Nb. trous tir: pas de contrainte

Critere --> 20-MINIMISER le TAUX de FORATION au M3
 21- (consommation)

Parametre a changer (0 ou //:aucun, \\:reaffichage)

(DEF : 0)

I>

RESUME DES MEILLEURS SOLUTIONS

	Solution 1	Solution 2	Solution 3	Solution 4	Solution 5
Gradin !	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0 !
D ---- T !	110.0 20.0	110.0 20.0	110.0 20.0	110.0 20.0	110.0 20.0 !
Exp pied !	GELANIT 2	GELANIT 2	GELANIT 2	GELANIT 2	GELANIT 2 !
exp col. !	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO !
QP -- QC !	30. 114.	17 118.	17. 124.	30. 110.	30. 115. !
Maille !	25.0	22.0	22.0	22.9	22.9 !
B --- E !	4.5 × 5.6	4.2 × 5.2	4.2 × 5.2	4.3 × 5.4	4.3 × 5.4 !
Surfo. !	1.0	.0	.0	1.0	1.0
Gra moy. !	479.	431.	420.	450.	439. !
Cons g/m3!	365.	398.	415.	393.	409. !
For Cm/m3!	5.67	6.27	6.27	6.28	6.28 !
Cout F/m3!	8.31	8.47	8.60	9.12	9.23 !

Solution a detailler (0= toutes, // = FIN)

(DEF : 5)

I>

Resultats detaillés pour la solution : 5

Maille:

Gradin : 20.0 m Diametre - Inclinaison trous : 110.mm - 20.deg
 Maille : 22.9 m2 Banquette × Entraxe : 4.3m × 5.4m
 Longueurs trous: 22.3 m Surforation : 1.0m

CHARGEMENT DES TROUS:

Explosifs ou bourrage	! Longueur ! (m)	Poids (Kg)	Nb. Cart.	Diametre (mm)
GERLANIT 2	! 4.5	29.9	12.	80.0
Bourrage intermediaire	! .0			
ANFO	! 13.5	115.4	0.	110.0
Bourrage terminal	! 4.5			

MODE D'AMORCAGE : Fond de trou

CONSUMMATION (par m3):

	!Foration	!Explosif	!Energie
-----!-----!-----!			
Consommations	! 6.28 cm	! 409.0 g	! 1286. Kj

TOTAL du TIR : Nb. mines: 16., Kg expl.: 2326., Tonnage tir: 18237. t

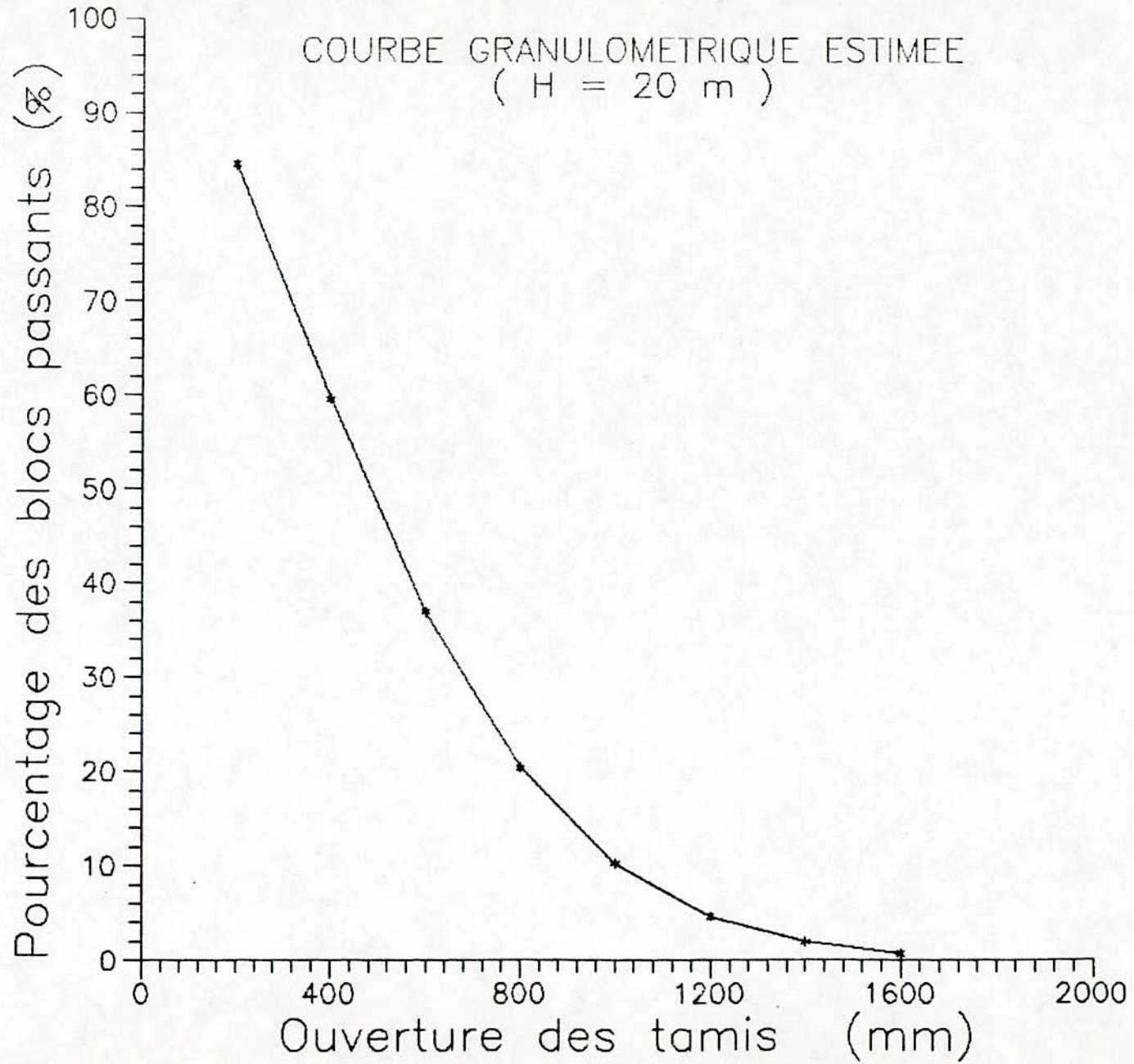
FRAGMENTATION: Courbes granulometrique estimees:

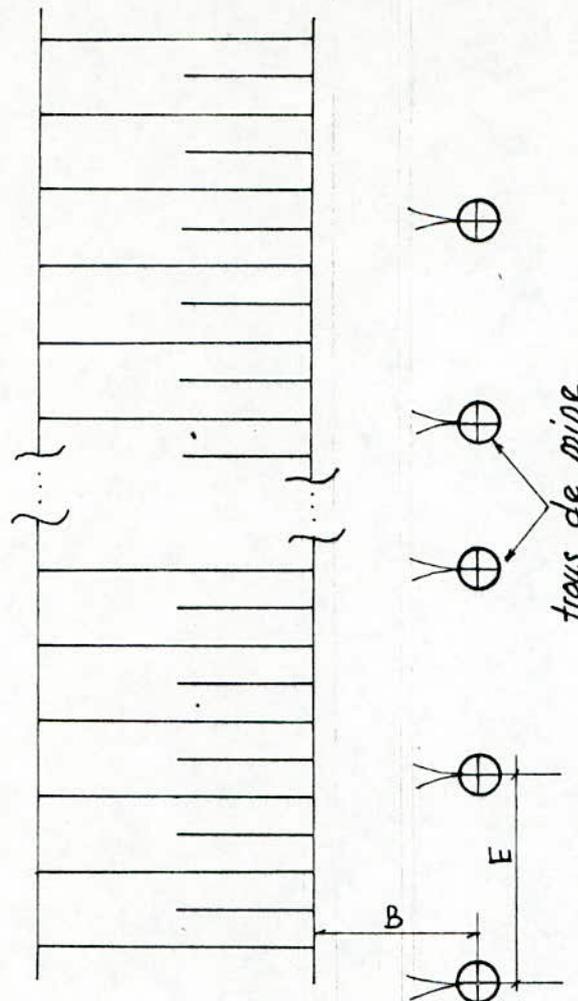
! Taille (mm)	! 200.	! 400.	! 600.	! 800.	! 1000.	! 1200.	! 1400.	! 1600. !
! % de blocs superieurs	!82.9	55.2	31.1	15.2	6.5	2.5	.8	.3 !

Granulometrie moyenne: 439. mm Coefficient de forme: 1.664

2.5 % de blocs superieurs a 1200. mm

Vitesse particulaire :8.2 mm/s a D = 500. metres (N=1.8, K=2500.)





echelle

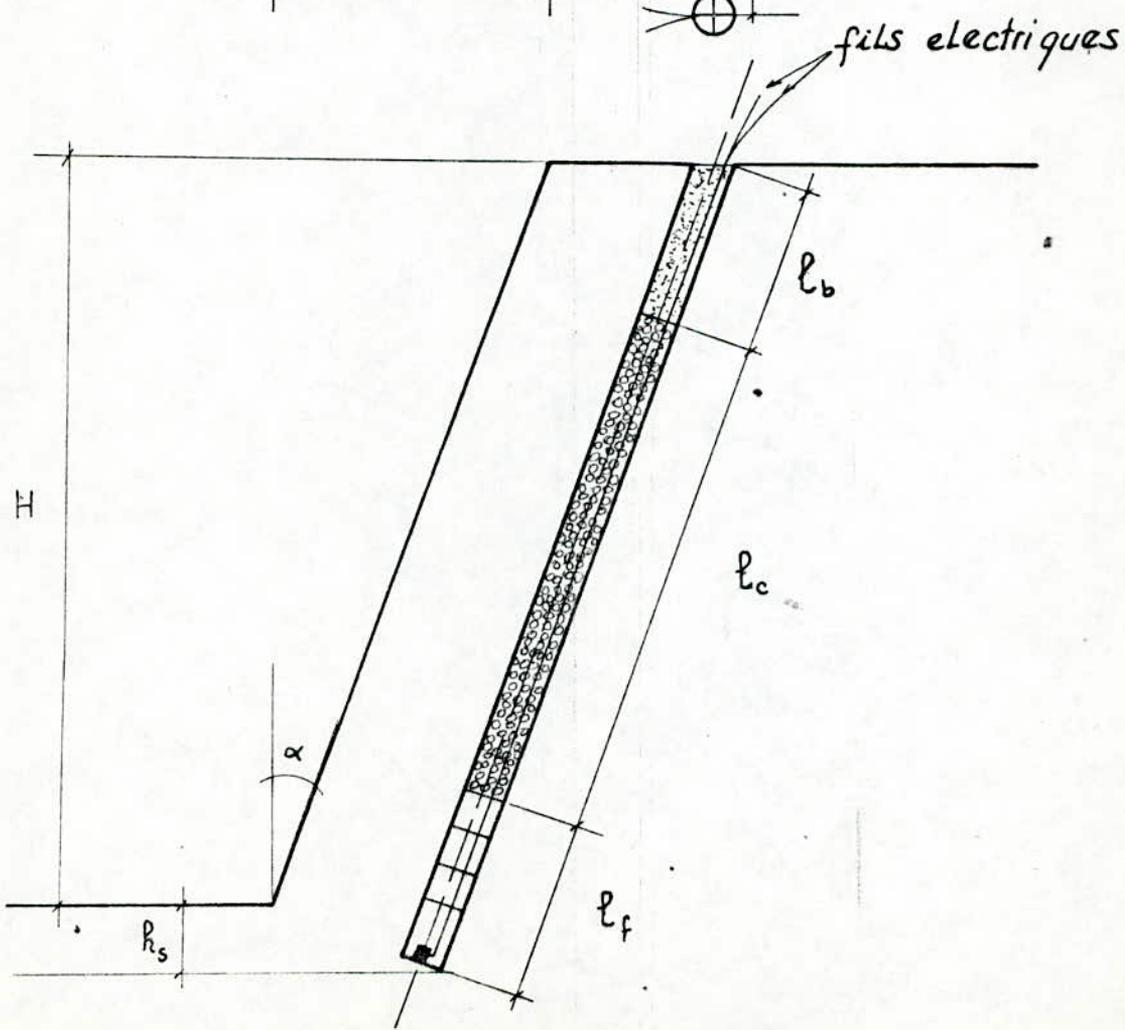
$e = \frac{1}{200}$

cotation

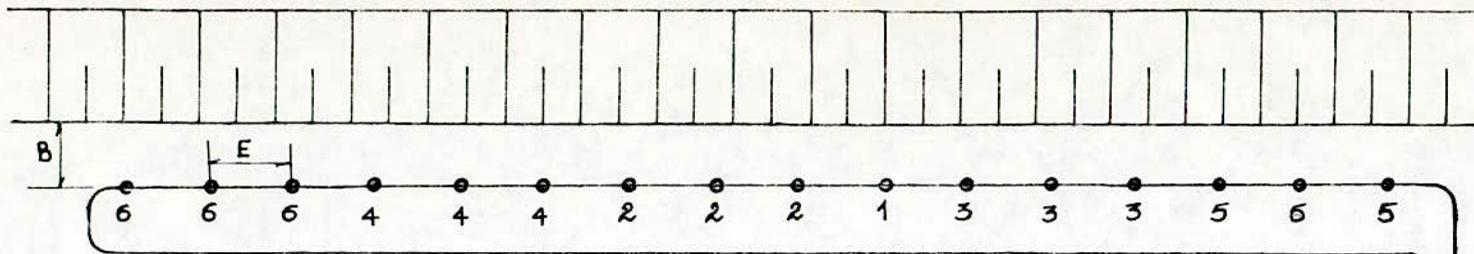
$E = 5,4 \text{ m}$
 $B = 4,3 \text{ m}$
 $H = 20 \text{ m}$
 $r_s = 0,94 \text{ m}$
 $l_b = 4,3 \text{ m}$
 $l_c = 13,5 \text{ m}$
 $l_f = 4,5 \text{ m}$
 $\alpha = 20^\circ$

legende

- bourrage
- Anfoiril
- Gelanit
- détonateur
- fils electriques



PLAN DE CHARGEMENT



cotation

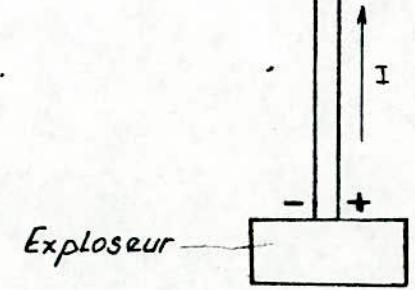
$E = 5,4 \text{ m}$

$B = 4,3 \text{ m}$

$H = 20 \text{ m}$

echelle

$e = \frac{1}{500}$



PLAN D'AMORCAGE

5-SECTION "D":

CALCULS DE LA RESISTANCE THEORIQUE DU CIRCUIT DE TIR : [8]
[11].

Pour se protéger au maximum contre les risques de ratés, causes principales des accidents, il est nécessaire de contrôler la bonne réalisation du circuit avant de tirer.

Ce contrôle comporte trois opérations:

- mesure de la résistance réelle du circuit sur le terrain;
- calcul de la résistance théorique du même circuit;
- comparaison des résultats.

Le calcul de la résistance théorique dépend des longueurs des fils électriques et du nombre de détonateurs. Il est donc nécessaire de calculer la résistance totale composée de la résistance des fils et de la résistance des détonateurs.

le circuit est composé d'une ligne de tir et d'un nombre connu de détonateurs à micro-retard, l'ensemble étant monté en série.

Donc si l'on appelle:

- R - résistance totale du circuit à calculer;
- R_C - résistance des fils de connexion de toutes les mines;
- R_p - résistance de la ligne de tir (ligne principale);
- r - résistance moyenne d'un détonateur;
- n - nombre des détonateurs utilisés pour toute la volée.

On aura:

$$R = R_C + R_p + nr \quad (4.1)$$

$$L_c = l_{tr.} * NI \quad (4.2)$$

$$NI = N_{tr.} - 1 \quad (4.3)$$

$$Lf = N_{tr.} * E \quad (4.4)$$

Lc - longueur totale des fils de connexion de toute les mines;

Lf - longueur totale du front de taille;

Lp - longueur du fil de la ligne principale(ligne de tir);

NI - nombre d'intervalle

Gradin:H = 10 m ($N_{tr} = 28$ trous)

caracts. matérs. néces- saires	D O N N E E S			C A L C U L S						
	résist. moy.(r) [Ω]	φ des fils [mm]	résist/m des fils [Ω]	longueurs [m]			résistances [Ω]			
				Lc	Lf	Lp	nr	Rc	Rp	R
D.M.R. (4M)	2.0						20			
φ 0.6		0.6	0.061							26.70
fil en φ 1.2		1.2	0.015	330.4	144			4.96		
cuivre φ 1.6		1.6	0.0087			200			1.74	

Gradin:H = 15 m ($N_{tr} = 15$ trous)

caracts. matérs. nécessaires	D O N N E E S			C A L C U L S							
	résist. moy.(r) [Ω]	φ des fils [mm]	résist/m des fils [Ω]	longueurs [m]			résistances [Ω]				
				Lc	Lf	Lp	nr	Rc	Rp	R	
D.M.R. (4M)	2.0						10				
φ 0.6		0.6	0.061								
fil en φ 1.2		1.2	0.015	255	86			3.82			15.56
cuivre φ 1.6		1.6	0.0087			200			1.74		

Gradin:H = 20 m ($N_{tr} = 20$ trous)

caracts. matérs. nécessaires	D O N N E E S			C A L C U L S							
	résist. moy.(r) [Ω]	φ des fils [mm]	résist/m des fils [Ω]	longueurs [m]			résistances [Ω]				
				Lc	Lf	Lp	nr	Rc	Rp	R	
D.M.R. (4M)	2.0						12				
φ 0.6		0.6	0.061								
fil en φ 1.2		1.2	0.015	356.8	81			5.35			19.09
cuivre φ 1.6		1.6	0.0087			200			1.74		

CHAPITRE V
LES NUISANCES

LES NUISANCES

Les tirs à l'explosif sont généralement créateur de nuisances (bruits, projections, poussières, effets arrières des explosifs, vibrations, ...), qu'il convient de bien connaître, car il y'a presque toujours possibilité de les réduire pour les ramener à un niveau acceptable pour l'environnement.

1 - LES PROJECTIONS: [16]

Des projections exceptionnelles peuvent se produire, chaque fois que la charge utilisée est trop importante par rapport à celle théoriquement requise: accumulation d'explosif dans une poche, plan de faille communiquant avec l'extérieur, traversées par trous de mine, hauteur de bourrage insuffisante, etc... .

La zone dangereuse est une zone supposée circulaire, dont le centre se situe dans la volée à tirer et de rayon égal à la distance maximale de projection.

Pour calculer le rayon de la zone dangereuse " R_d " suivant la projection des débris, il faut déterminer la valeur maximale de ligne de moindre résistance au pied du gradin " $W_{max.}$ " de la charge de trou (selon le projet de tir) et d'après celle-ci on détermine la valeur conditionnelle de la ligne de moindre résistance " $W_{cond.}$ ":

$$W_{cond.} = W_{max.} * 70\% = 0.70 * W_{max.}, \text{ en [m]} \quad (5.1)$$

On calcule les valeurs de $W_{cond.}$ et on choisit les valeurs de " R_d ", d'après le tableau 5.1.

Selon le projet de tir, la valeur maximal de la ligne de moindre résistance au pied du gradin est: $W_{max.} = 4.90\text{m}$.

D'après la formule (5.1) $W_{vont.} = 3.43\text{m}$.

D'après le tub. 5.1 la valeur de $W_{vont.}$ est comprise entre 2.0 et 4.0m, et pour des raisons de sécurité on prend la

valeur de " R_d " correspondante à $W_{\text{vont}} = 4.0\text{m}$, ce qui revient à prendre pour le cas de MEFTAH.

$R_d = 300\text{m}$, pour le personnel.

$R_d = 150\text{m}$, pour les engins.

TUB. 5.1: Rayon de la zone dangereuse.

$W_{\text{cond.}}$ [m]	Rayon de la zone dangereuse " R_d ", [m] (n=1)*	
	Pour le personnel	Pour les engins
1.5	200	100
2.0	200	100
4.0	300	150
6.0	300	150
8.0	400	200
10.0	500	250
12.0	500	250
15.0	600	300
20.0	700	350
25.0	800	400

- $R_d \geq 300\text{ m}$: pour le relief montagneux
- $R_d \geq 200\text{ m}$: " " " plat.

(n=1)* nombre d'intervalle de retards.

La roche étant homogène, l'intervalle de retard est constant.

2 - LES RATES: [40]

2.1 - DEFINITIONS:[11]

* Le fond de trou (communément appelé culot):

C'est la partie inférieure du trou foré qui n'a pas été détruite lors de l'explosion de la volée. Il provient soit

d'un plan de tir mal adapté au terrain, soit d'un trou qui n'avait pas été relié à la volée. Sa profondeur peut être très variable.

* La mine ayant fait Canaan:

C'est une mine dont la charge a été mise à feu mais qui n'a pas détruit le rocher. On trouve le trou de mine à peu près intact. Cet incident provient soit d'un mauvais bourrage, soit de la mise en place d'une charge trop faible.

* Le raté:

C'est une mine dont la charge explosive ou une partie de la charge n'a pas explosé lors de la mise à feu.

2.2 - DETECTION: [24] [40]

La détection des ratés se fait d'abord à l'oreille, ensuite visuellement. A l'oreille, si on n'entend pas d'explosion, après la mise à feu, on est sûr que la volée a raté totalement. Les boute-feux exercés pourront détecter un raté partiel.

A l'oeil, un examen attentif et minutieux des fronts et de la surface visible du front permettra ensuite au boute-feu de détecter des ratés partiels ou d'en suspecter l'existence.

2.3 - TRAITEMENT: [40]

2.3.1 - PRODUITS EXPLOSIFS TROUVES SUR OU DANS LES DEBLAIS:

* Le boute-feu doit récolter avec précaution, en vue de leur destruction; les substances explosives (explosifs, les détonateurs et les cordaux ...) présents dans les déblais.

* Si l'on trouve des produits explosifs lors du chargement des déblais, ce traitement doit alors se faire avec précaution pour éviter l'explosion et pour ramasser ces produits.

2.3.2 - PRODUITS EXPLOSIFS RATES, SE TROUVANT DANS LE TERRAIN A ABATTRE:

* Fond de trou et mine ayant fait canon:

On doit toujours supposer qu'il peut subsister de l'explosif au fond du trou par conséquent:

-l'approfondissement est interdit;

Si l'opération présente un intérêt, il est possible de recharger et tiré.

* Les mines ratées:

On peut tenter une nouvelle mise à feu si le cordeau ou les fils électrique sont toujours accessibles.

Pour les mines ratées, avec bourrage et sans moyen d'amorçage on fait appelle au débouillage.

Lorsque l'amorçage est électrique, le débouillage se fait à l'eau injectée par une canule non métallique, une fois l'opération terminée le trou sera chargé et tirer.

Si les conditions de débouillage ne sont pas remplies, il faut traiter le raté par un trou de dégagement (trou de remplacement), voir Fin 5.1:

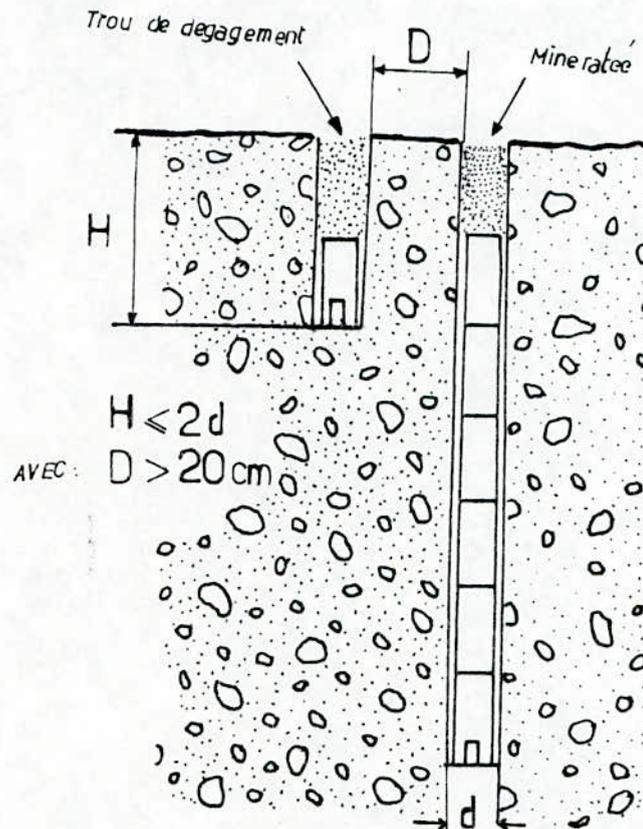


FIG.5.1:Caractéristiques d'un trou de dégagement

Les morceaux de roches dont les dimensions maximales ne satisfont pas aux conditions (voir chapitre IV 3.1.1) de détermination de la dimension maximale des blocs abattissent appelés les hors gabarits.

La volée produit toujours un certain pourcentage(10 à 30%) d'hors gabarits. Le débit élevé des fractions hors gabarits peut être la cause de la réduction du rendement de la mécanisation complexe(extraction, chargement,...). D'où le nombre de blocs et la quantité de tir secondaire doivent être réduits aux maximum. On en obtient la diminution par un meilleur plan de tir.

La fragmentation des ces hors gabarits se fait par l'opération de débitage secondaire qui se réalise suivant plusieurs procédés a savoir:

3.1 - ABATTAGE MÉCANIQUE PAR BOULE DIT (à LA MARMIT) OU (DROP-BALL):

C'est une masse métallique (de 3 à 6 tonnes en acier forgé ou en fonte Ni-Hard) lourde, dont la chute libre à plusieurs reprises sur le blocs, de l'extrémité d'une flèche de pelle équipé en grue.

3.2 - ABATTAGE PAR "ECLATEUR DE BLOC": (VOIR Fig.5.2).

Dispositif permettant de faire éclater des blocs de roche en introduisant dans un trou foré une aiguille hydraulique expansible (ou plusieurs pistons).

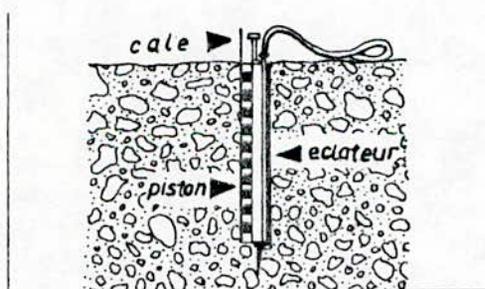


FIG.5.2: Eclateur à plusieurs piston

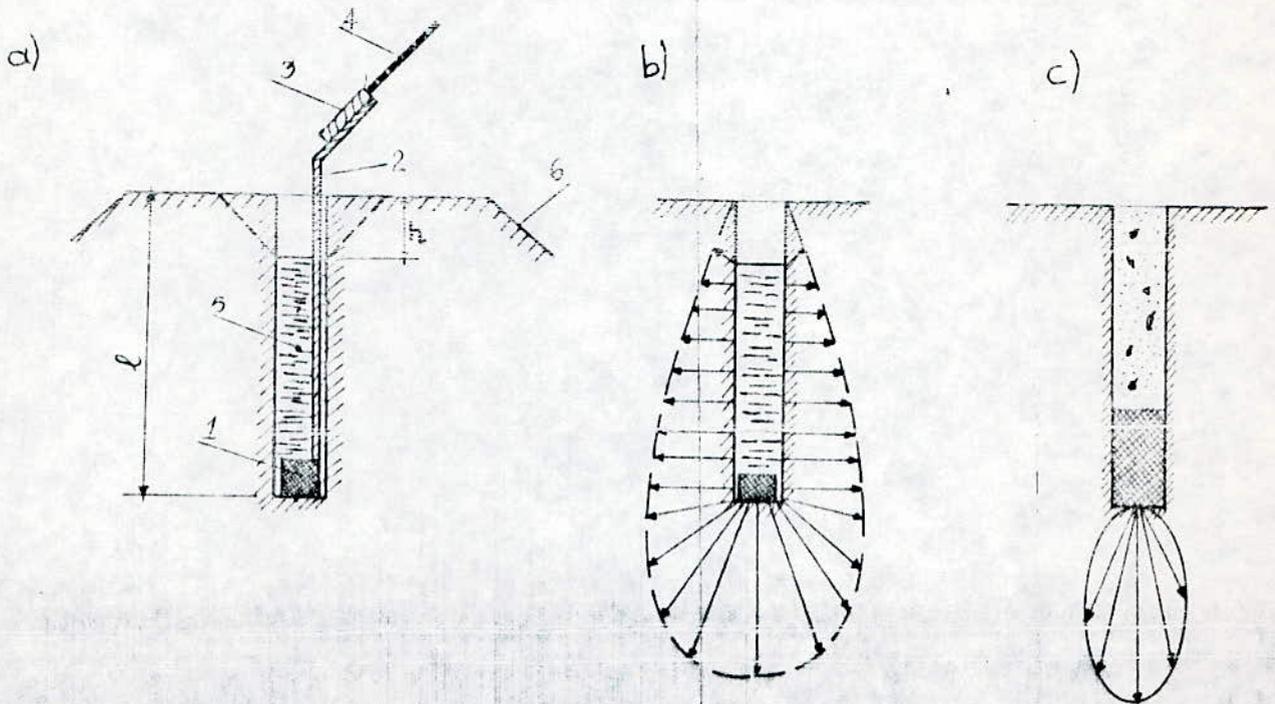
3.3 - ABATTAGE PAR "BRISE ROCHE": [11]

Marteau piqueur lourd à percussion pneumatique ou hydraulique monté sur un bras porteur, utilisé pour le

débitage secondaire. Par extension désigne également l'ensemble du marteau et de l'engin porteur.

3.4 - ABATTAGE PAR "TIR HYDRAULIQUE" OU (METHODE HYDROTECHNIQUE): [16]

La base du débitage secondaire par tir hydraulique est la destruction des hors gabarits à l'aide des explosifs brisants (dont la quantité est de dix fois inférieure par rapport au tir ordinaire) dans les trous de mine remplis d'eau ou d'autre type de liquide. (voir FIG.5.3 extraite de [16]).



- a) mode de chargement avant le tir;
 b) La propagation de la pression sur les parois du trou dans le milieu liquide;
 c) La propagation de la pression sur les parois du trou dans le cas d'un bourrage ordinaire.

FIG.5.3: Pétardage par "tir hydraulique"

L'onde détonante provoquée par l'explosion de la charge d'explosif à la limite "charge-liquide" se transforme en une

onde de choc propagée dans le liquide avec une vitesse supersonique, dont 70% d'énergie d'explosif se trouverait transformer en onde de choc.

* A cause des faibles pertes de pression dans les liquides denses pratiquement incompressibles (eau-solution salée) l'onde de choc répartie l'énergie à une distance plus grande que celle dans l'air.

* A l'aide du tir hydraulique on peut débiter les blocs de n'importe quelle dureté et structure, et sans projection de leurs débris.

* Le niveau du liquide dans le trou ne dépasse pas 10 à 20cm, son diamètre de 24 à 35mm. Il faut noter que l'augmentation du diamètre du trou n'est pas rationnelle, car elle n'augmente pas la pression sur les parois du trou, d'où le diamètre du trou doit être le plus petit possible.

* La profondeur du trou de mine influe sur le degré de la fragmentation et de la projection des débris des roches. Le bout des trous se détruit en provoquant la projection des débris et la qualité de fragmentation déminue, quand le trou de mine foré dans le bloc n'est pas assez profond. Il faut donc réduire la quantité d'eau dans le trou de mine.

Les essais expérimentaux ont prouvé que la profondeur minimale du trou de mine doit dépasser de deux fois la hauteur "h" (distance séparant le bout du trou du niveau de liquide). Mais de l'autre côté il n'est pas rationnel que la profondeur du trou soit supérieure à la moitié de la hauteur du bloc hors gabarit; c'est à dire la hauteur optimale du trou de mine doit être choisie d'après les limites suivantes:

$$3h \leq l \leq \frac{C}{2} ; \quad (5.2)$$

où:

h - distance séparant le bout du trou du niveau de liquide, en [m];

l - profondeur totale du trou, [m];

C - épaisseur du bloc hors gabarit, [m].

* Le nombre de trous de mine à forer (n_t) dans un bloc hors gabarit se détermine suivant le degré de fragmentation désiré, d'après la formule suivante:

$$n_t = \frac{V}{2 d_{ad}^3} - 1, \quad (5.3)$$

Où: V - volume du bloc, [m^3];

d_{ad} - dimension maximale admissible du morceau suivant la capacité du matériels de la chaîne technologique, en [m].

N.B: $d_{ad} = 1.20m$, pour notre cas (carrière de Mèftah).

* La disposition des trous sur la surface du bloc à débiter doit se réaliser de telle façon que tous les trous soit régulièrement placés sur la partie centrale. La distance minimale jusqu'à la surface latérale la plus proche du bloc ne doit pas dépasser la profondeur totale du trou " l ", et la distance entre les trous doit varier de $0.70 l$ à $1.20 l$.

* La masse d'explosif utilisée est plusieurs fois inférieure à celle d'un tir Ordinaires masse de la charge est fonction de la densité, la dureté de la roche, la profondeur du trou et le niveau du liquide dans le trou. Elle ne doit pas dépasser 20 à $50g/m^3$.

* Il faut noter, que les essais fait par l'I M M de annaba sur les carrière de Ain-kébira et Hadjar-soud, ont donnés des résultats très positifs par rapports aux tirs ordinaire:

- Diminution de la consommation spécifique de 3 à 5 fois;
- Réduction considérable d'effet sismique et de projection;

D'où ils ont conclus qu'il est facile de débiter les hors gabarits par cette méthodes prés des installations (concasseur, points de rechargement, stocks etc...).

4 - ABATTAGE PAR CHARGE DE TROUS DE MINE (TIR ORDINAIRE OU CLASSIQUE):(voir Fig 5.4) [16] [51]

* Le débitage de gros blocs de roches s'effectue par l'explosion des charges placées dans des trous de mines à petit diamètre(22 à 36mm;) et de profondeurs de 0.25 à 0.50 de la largeur du bloc.

* Le poids de la charge dans les trous de mine est présenté dans le tableau 5.2.:

TAB 5.2:Consommation d'explosif et profondeur de foration des trous de mines:

longueur d'arrête du bloc [m]	diamètre de la charge [mm.]	profondeur de foration [cm.]	poids de de la charge [gr.]
0.5	32	15	20 à 40
0.6	32	20	30 à 60
0.7	32	25	40 à 80
0.8	32	25 à 30	50 à 100
0.9	32	35 à 40	70 à 140
1.0	32	45 à 50	90 à 180
1.1	36	50 à 55	100 à 200
1.2	36	55 à 60	120 à 250
1.3	36	60 à 65	140 à 280
1.4	36	65 à 70	170 à 340
1.5	36	70 à 80	190 à 380

5 - ABATTAGE PAR CHARGES SUPERFICIELLES: [51]

5.1 - TIR A L'ANGLAISE:(VOIR SCHEMA 5.5).

* Cette méthode est plus simple du point de vue organisationnel.Elle consiste à l'explosion des charges placées directement sur la surface de l'objet à détruire.

* Pour augmenter l'efficacité de l'explosion,les charges

sont recouvertes de matériaux de bourrage, dont la couche doit dépasser une à deux fois l'épaisseur de la charge.

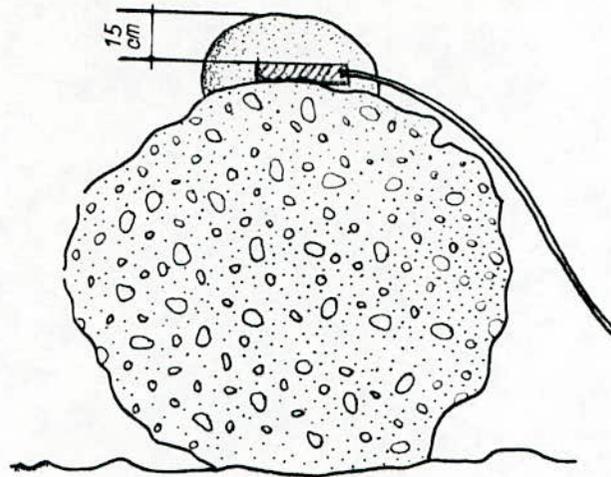


FIG.5.5: TIR A L'ANGLAISE.

* Les charges extérieures sont employées dans les cas, où il est impossible de forer des trous de mine.

* Le tir à l'anglaise entraîne une consommation d'explosif ou moins quatre fois supérieur au pétardage et provoque un fort choc d'onde d'air.

* La charge est placée sur la surface du bloc à peu près de son centre, dont le poids est donné par la formule suivante:

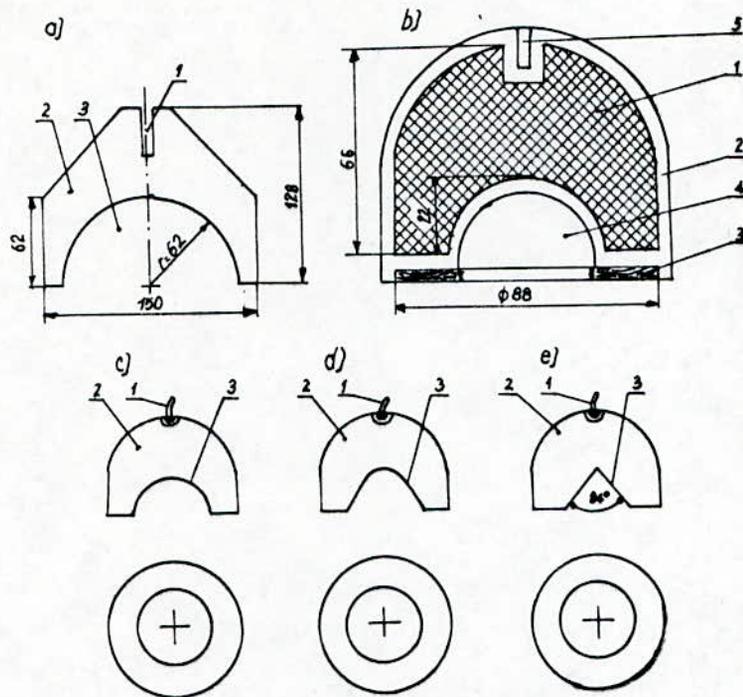
$$Q = q * V, \text{ en [Kg]} \quad (5.4)$$

Où: q - est la consommation spécifique d'explosif pour la destruction de roche, qui est admis pour les roches dans les limites de 1.5 à 3 Kg/m³.

V - Volume de bloc en [m³].

5.2 - CHARGE CUMULATIVE OU CHARGE CREUSE:(VOIR Fig.5.6) [2]

FIG. 5. 6: LES DIFFERENTES FORMES DES CHARGES CREUSES.



a) 1- trou pour l'amorce, 2- charge, 3- cavité creuse.

b) 1- explosif, 2- enveloppe, 3- plaque en bois, 4- demi-sphère métallique, 5- trou pour l'amorce.

c) charge avec la cavité demi-sphérique:

1- mèche détonante, 2- explosif, 3- cavité creuse.

d) charge avec la cavité parabolique:

1- mèche détonante, 2- explosif, 3- cavité creuse.

e) charge avec la cavité conique:

1- mèche détonante, 2- explosif, 3- cavité creuse.

* Une charge creuse est un bloc d'explosif moulé, de forme cylindrique ou demi-sphérique, dont la détonation entraîne une réaction de flux concentré des produits de tir le long de l'axe de la Cavités vitesse du flux atteint 100 m/s et la pression de 150000 Kgf/cm².

* Sur l'efficacité de l'explosion des charges cumulatives influent:

la forme de la cavité: sphérique, conique et parabolique. Les meilleurs résultats ont été donnés par la cavité parabolique et conique.

le type d'explosif le plus puissant (ex.: trotyl, hexagène, ...).

- l'épaisseur du matériel du composé qui renferme la charge: on place dans la cavité une tôle métallique (tôle galvanisé, d'épaisseur 0.25 mm.) qui permet l'augmentation de l'action de l'explosif de 13%.

La grandeur de la charge dépend du volume du bloc:

$$Q = q * V, \text{ en [Kg]} \quad (5.5)$$

Où: q - est la consommation spécifique des charges d'AMONIT 2, nécessaire à la fragmentation, en [Kg/m³];

V - est le volume du bloc rocheux, en [m³].

La valeur de " q " en substance d'explosif varie dans les limites de 1 à 2 Kg/m³ pour l'AMONIT 2.

Dans le cas d'utilisation d'autres types d'explosif, on introduit un coefficient " C " (donné par le tableau 5.3) pour correction de la consommation spécifique, d'où la formule (5.6) suivante:

$$Q = q * C * V, \text{ en [Kg]} \quad (5.6)$$

TAB.5.3: les valeurs du coefficient "C" et les explosifs correspondants.

types d'explosifs	les valeurs de "C"
Amonit 2 et 3	1.00
Dynamon	1.00
Amonit 6	0.75
Amonit 7	0.75
Dynamit 62%	0.75
Amonit 9 et 10	0.85
Trotyl	0.86
Kwas pikrynowy	0.86
Saltra Amonowa	1.35

TAB.5.4: Fragmentation plus fine.

Volume des blocs, [m ³]	0.25	0.50	0.75	1.0	1.25	1.50	1.75	2.00
poids d'explosif, [Kg]	2.00	2.75	3.75	5.0	6.20	7.50	8.75	10.0

TAB.5.5: Fragmentation moyenne.

Volume des blocs, [m ³]	0.50	0.75	1.00	1.50	2.00
poids d'explosif, [Kg]	0.50	0.80	1.00	1.50	2.00

En fin, suivant les moyens disponibles à la carrière et suivant la commodité de la méthode avec les conditions de l'environnement, on propose respectivement pour le tir secondaire les deux méthodes suivantes:

- Le tir hydraulique;
- Le tir par charge de trou de mine.

C'est la cause pour laquelle on'a relativement détaillé ces deux méthodes (voir ci-dessus).

6 - LES VIBRATIONS: [8] [29] [38] [42] [44]

Les vibrations produites par les tirs constituent l'une des nuisances inévitables liées à l'emploi des explosifs.

Actuellement, l'usage d'amorces à retard de microsecondes à diminué sensiblement les ébranlements provoqués par les explosions, et des calculs plus précis permettent de déterminer la valeur exacte des charges devant être tirées.

6.1 - RÉDUCTION DES EBRANLEMENTS OU VIBRATION:

Pour un trou isolé; l'amplitude maxima de l'explosion à lieu après la première, la seconde et, au maximum, après la troisième oscillations. Après cela, l'amplitude décroît suffisamment, devenant pratiquement négligeable.

Ceci signifie, après un intervalle supérieur à $3T$ (T -temps d'un cycle), l'influence de l'explosion d'un trou simple a cessé d'être sensible, et que l'interférence d'un second ou d'un troisième trou ne s'ajoutera pas. L'interférence d'un trou sur les autres se fera de deux façons:

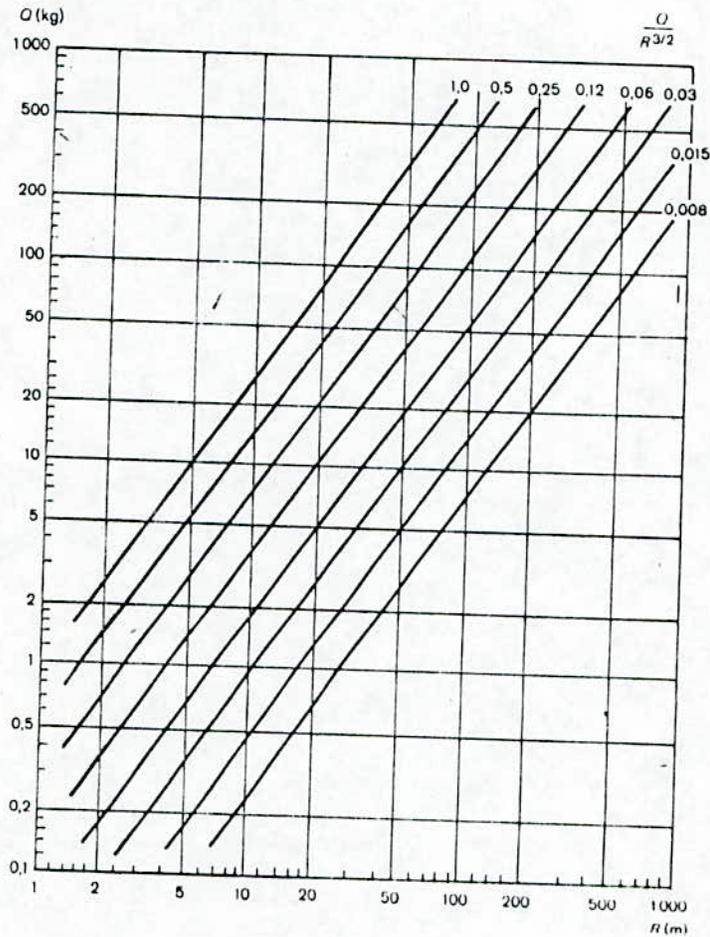
- Interférence désordonnée;
- Interférence ordonnée.

6.1.1 - INTERFERENCE DESORDONNEE: [8]

L'interférence désordonnée est produite par l'action non simultanée des différentes amorces dans un même intervalle de temps. Cette non simultanéité ($\pm \Delta t$) commence à se manifester dans le sens d'une diminution de l'amplitude (A) de l'explosion, dès que " Δt " atteint la moitié de la période de

la vibration naturelle ou dépasse cette valeur ($\Delta t \leq \frac{T}{2}$). Elle dépend donc, de la marque de l'amorce, des retards choisis, et du matériau qui transmet l'onde de choc (roche).

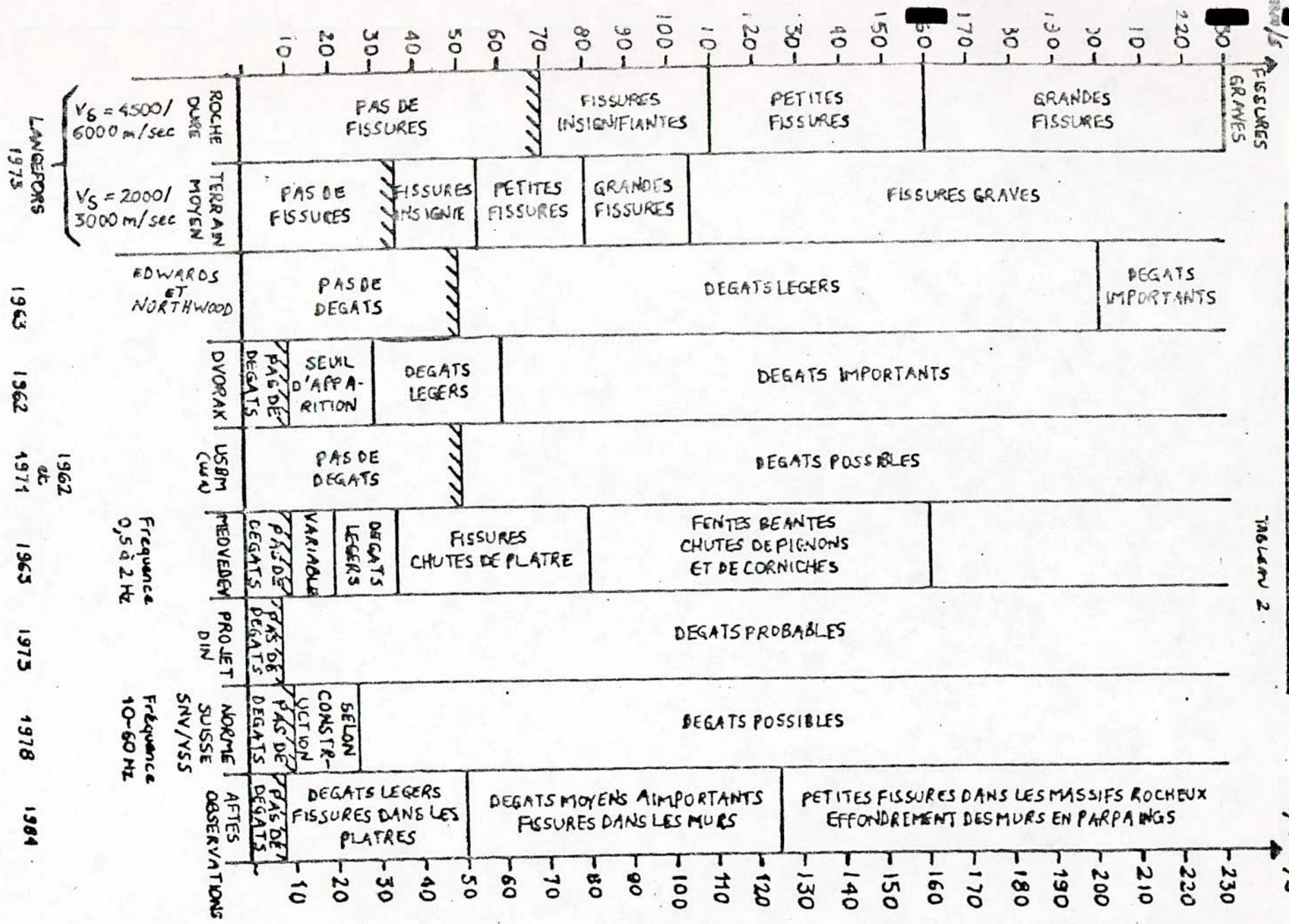
Fig.5.7



Le graphique de la figure 5.7 présente les résultats des expériences faites en Suède, avec des séries de plus de 100 explosions dans un sol rocheux homogène, la relation étant établie entre la valeur de la charge, la distance de la propriété ou de l'immeuble, et l'importance des dégâts produits.

RELATIONS VITESSES / DEGATS

TABLEAU 2



Vp m/s

La charge totale du graphique est indiquée par "Q", et elle représente la charge maxima admissible, pour diverses sortes de dommages. La charge totale d'un intervalle est indiquée par "Q_i". L'effet de la charge "Q_i" est diminuée d'un facteur "r". L'effet réel de la charge "Q_i" serait donc (Q_{réd} = r * Q_i), où:

r: coefficient de réduction ($r \leq 1$), déterminée par le tableau 5.6.

TAB.5.6

f [Hz]	T [ms]	±5	±10	±25	±100	±200ms
		r				
5	200	1	1	1	1/3	1/3
10	100	1	1	1	1/2	1/6
20	50	1	1	1/2	1/6	1/6
50	20	1	1/2	1/3	1/6	1/12
100	10	1/2	1/3	1/6	1/12	1/25
200	5	1/3	1/6	1/6	1/25	1/50
500	2	1/6	1/6	1/12	1/50	1/100

Le tableau 5.7 indique pour sa part les données recueillies par la direction de l'industrie et du travail des états-unis; il se réfère à des carrières.

TABLEAU 5.7:

D [m]	30	60	90	120	150	180	210	240	270	300	360
Q _i [Kg]	34	42	53	63	80	95	117	150	180	225	350

D - distance du lieu de l'explosion à l'immeuble le plus proche (et n'appartenant pas à la carrière) en [m].

Q_i - Quantité maxima d'explosif pour chaque tir instantané ou par intervalle de temps en [Kg].

6.1.2 - INTERFERENCE ORDONNEE: [8]

En se servant du facteur "r", on obtient l'effet réel d'une charge virtuelle ($Q_{\text{réd.}}$) sous la forme suivante:

$$Q_{\text{réd.}} = r * Q_i, \quad (5.7)$$

$Q_{\text{réd.}}$ - charge virtuelle;

Q_i - La charge totale d'un intervalle.

Lorsqu'on reporte cette valeur sur le graphique, on doit veiller à ce que:

$$Q_{\text{réd.}} \leq Q, \quad (5.8)$$

Q - La charge idéale maxima admissible (charge totale).

Dans le cas où l'on désire une détonation simultanée pour plus d'un intervalle, la charge de " $Q_{\text{réd.}}$ " de chaque intervalle peut être considérée séparément, et les valeurs de " $Q_{\text{réd.}}$ " de différents intervalles n'entrent pas en interférence, si le temps de l'intervalle (retard = τ) est supérieur à "3T" (dans ce cas, le premier intervalle voit ses effets déjà amortis, quand ceux du second intervalle commencent à se faire sentir).

** Si $\tau < 3T$, le renforcement mutuel des différents intervalles commence à se faire sentir, c'est à dire que les diverses " $Q_{\text{réd.}}$ " pourront produire leurs effets en même temps et se renforcer mutuellement.

** Si par exemple, $\tau = T$, les effets des intervalles 1, 2 et 3 se renforceront, mais ceux des intervalles 1 et 4 ne s'influenceront pas, de même que ceux des intervalles 2 et 5. Dans ce cas:

$$3Q_{\text{réd.}} \leq Q \quad (5.9)$$

** Si $\tau < T$, il s'ensuit généralement que $\Delta t < T/2$, et il en résulte (tableau 5.7) un facteur "r = 1". Dans ce cas, la charge " Q_i " de chaque intervalle agit intégralement, mais les différents intervalles subissent "l'interférence ordonnée".

6.1.3 - MESURE DE LA FREQUENCE NATURELLE DU TERRAIN: "f" [8] [39]

Cette fréquence est mesurée expérimentalement, à l'aide d'un vibrographe, d'un oscilloscope ou d'un détecteur de vibration. La vibration d'une onde d'explosion se propage sous forme d'une onde de choc à trois dimensions (verticale, transversale et longitudinale), dont la verticale est la plus forte.

$$v_{\max.} = 2 \pi f A_{\max.} \Rightarrow f = \frac{v_{\max.}}{2 \pi A_{\max.}}, \quad (5.10)$$

$v_{\max.}$ - vitesse maximale d'oscillation de l'onde;

$A_{\max.}$ - Amplitude max. de vibration

6.2 - LOI D'AMORTISSEMENT DE L'ONDE DE CHOC: [19]

Depuis les travaux de LANGEFORS -KIHLSTROM (1957) le facteur essentiel du niveau de sécurité est la vitesse particulaire; toutes les recherches actuelles se basent sur cette vitesse d'oscillation d'un point du sol situé à une distance "D" du tir. Cette vitesse particulaire de vibration suit une loi d'oscillation du type:

$$V = K * (D / Q)^{-m}, \quad [\text{mm/s}], \quad (5.11)$$

m - coefficient qui est fonction de l'état de fissuration du terrain et la durée de l'impulsion de l'onde.

K - coefficient qui est fonction du type de terrain.

D - distance au tir, (dans le cas de Meftah D=500m);

En cas d'absence de mesure, CHAPOT conseille de prendre pour des tirs d'abattage, $K=2500$ et $m=1.8$. D'où les résultats donnés par le logiciel utilisé (voir CHAPITRE IV).

CONCLUSION GENERALE

CONCLUSION GENERALE

Dans cette étude nous avons essayé d'apporter des solutions aux problèmes principaux rencontrés au niveau de la carrière de MEFTAHA, et qui sont:

- les vibrations;
- sens d'avancement du front de taille;
- projections; et
- blocométrie;

A cet effet nous avons utilisé le logiciel "OPTIR" acquis par l'E.N.G. (Entreprise nationale de granulats).

L'utilisation de ce dernier a nécessité une étude bibliographique approfondie et une préparation très sérieuse des données. Cela nous a permis de combler le manque remarquable de données sur la roche de MEFTAHA et l'explosif nécessaire pour l'élaboration du plan de tir.

Pour cette raison les deux premiers chapitres ont porté sur la connaissance géologique du massif et les différentes propriétés mécaniques, technologiques, de déformation et de stabilité de la roche, ce qui a montré que:

- les conditions hydrogéologiques sont bonnes
- les résistances mécaniques sont de faibles à moyennes;
- le degré de fissuration est variable de moyen à faible;
- la dureté est de classe de mi-dure; et
- la forabilité est très facile.

Vu qu'aucune étude de fissuration n'a été réalisée au paravant, nous sommes attachés à l'étudier dans le deuxième chapitre, ce qui nous a donné les résultats suivants:

- 1 - système I : 60S - 80N / 23;
- 2 - système II : 80S - 70N / 110 - 120.

On conclut que l'orientation optimale des fronts de taille en exploitation sera donc entre les deux systèmes, c'est à dire du Nord vers le Sud. Ainsi nous recommandons de ne pas procéder au changement prévu par le nouveau plan d'exploitation (1988), de l'Est vers l'Ouest.

Dans le troisième chapitre, nous avons relaté la méthodologie des essais qui caractérisent les explosifs, suivant les normes internationales, et la théorie de travail d'un explosif dans un massif rocheux.

Dans le quatrième chapitre, nous nous sommes occupés de l'analyse de toutes les données préparées aux chapitres précédents et ainsi compléter les données nécessaires à la réalisation du plan de tir telles que:

- choix des explosifs et des accessoires;
- nature de l'amorçage;
- séquence d'initiation des charges unitaires;
- paramètres géométriques de tir ($E, B, D, \alpha \dots$);
- contraintes décisives des hors gabarits; et
- calculs des résistances électriques.

Pour calculer les paramètres de tir, nous avons opté pour la méthode de LANGEFORS, vu les critiques menées sur la méthode d'abattage actuellement utilisée (voir chapitre I) et la forte appréciation de ses résultats [35] [49], dans le monde.

L'introduction des données préparées dans les chapitres précédents dans l'OPTIR, nous a permis de sélectionner une variante des cinq meilleures données par le logiciel, pour différentes gradins.

Dans le dernier chapitre nous avons étudié la manière de traiter les nuisances notamment les hors gabarits et les vibrations.

En ce qui concerne les vibrations, on a fait appel à la théorie de CHAPOT, du fait de l'impossibilité de réaliser des mesures in-situ.

Ce travail nous permet de faire un certain nombre de recommandations:

- Nécessité d'enregistrements des vitesses particulières;
- Prédécoupage le long de la zone habitée;
- Unification de la hauteur des gradins;
- Lancement d'une étude sérieuse sur la rippabilité de la roche ($f = 3$, d'après PROTODIAKONOV).

BIBLIOGRAPHIE

BIBLIOGRAPHIE

I- OUVRAGES:

- [1] J.BECQUEREL (1926) Cours de physique à l'usage des élèves de l'enseignement supérieur et des ingénieurs -T.2- Elasticité Acoustique. Paris, 427p.
- [2] PRACA ZBIOROWA (1961) Poradnik Gornika. W.G.H. KATIWICE 1282p.
- [3] J BERGER (1962) Physique des explosifs solides. DUNOD ed., Paris, 329p.
- [4] J.A.TALOBRE (1967) La mécanique des roches et ses applications, DUNOD, Paris, 442p.
- [5] A.CAILLEUX (1968) Les roches, coll."Que sais-je?" Paris, 126p.
- [6] H GARIN (1969) Les mines, coll."Que sais-je?" Paris, 125p
- [7] J CALZIA (1969) Les substances explosifs et leurs nuisances. DUNOD ed., Paris, 344p.
- [8] K.HERMANN (1971) Précis de forage des roches. DUNOD ed., Paris, 271p.
- [9] CHAMBRE SYNDICALE DE LA RECHERCHE (1974) Méthode moderne de géologie de terrain. T.1 TECHNIP ed., Paris, 95p.
- [10] V.BELOUSSOV (1974) Géologie structurale. Traduction française, Mir ed., Moscou, 285p.
- [11] R. DELEMONT (anonyme) Explosifs et technique de minage. Société suisse des explosifs, GAMSENBRIGUE.

- [12] P CORMON (1979) La démolition du béton. EYROLS ed., Paris, 127p.
- [13] C JAEGER (1979) Rock mechanics and engineering. CAMBRIDGE univ. PRESS, London; New-York; Melbourne, 523p.
- [14] (1982) Poradnik gornika. T.4, "SLASK" Katowice, 1399p.
- [15] F. HOMAND (1984) Caractéristiques des roches aux laboratoires. "Laboratoire de la M.D.R." ENSG, Nancy, 27p.
- [16] V. KOVALENKO, N. AMBARTSOUMIAN, et K.M. LAHMAR (1986) Exploitation des carrières. O.P.U., Alger, 303p.
- [17] J QUINCHON (1987) Les poudres, propergols, explosifs. T.1 TEC. et. DOC. ed., Paris, 337p.

II- ARTICLES:

- [18] P. HABIB (1968) Introduction à la fissuration des roches. Revue de l'industrie minière, Mai 68.
- [19] T.O.S. N° Spécial (1982) Travaux à l'explosif. A F T E S, Paris, Juillet 82.
- [20] A AFROUZ, F.P. HASSANI et R. VCAR (1987) An investigation into blasting design for mining excavation. Nov. 87.
- [21] INDUSTRIE MINERALE (1988)-Mines et carrières: Mars 88.
- [22] R. THIARD (1988)-Objectifs techniques des tirs. Mai-Juin 88.
- [23] C. NAPOLY, B. ROSSO et R. THIARD (1985) Explosifs industriels. A7520 et A7521. Techniques de l'ingénieur.

- [24] R.DENAU,Y.SIFRE et J.QUINCHON (1985) Pour mieux utiliser les explosifs en carrière et en découverte.Revue de l'industrie minérale-mines et carrières,Octobre 85.
- [25] W. DAVIS (1987) La détonation des explosifs."Pour la science,Jun 87.
- [26] CARRIERES ET MATERIAUX (1983) -p38-40,Paris,Mars 83.
- [27] RENAUD DE LA TAILLE (1984) La puissance de tonnerre dans une seule main."Science et vie,N°117,Jun1984.
- [28] T.O.S.N°Spécial (1984) Creusement à l'EXPLOSIF F T E S, Paris,Nov.84.
- [29] H. HEROD,D. FORMAINTRAUX et P.WEBER (1988) Caractérisation du massif rocheux.Mai-Juin 88.
- [30] A. BLANCHIER,R. THIARD et P WEBER (1988) Théorie du travail à l'explosif.MAI-JUIN 88.
- [31] P. WILLAUME,R. THIARD et R.PUNTOUS (1988) Les explosifs industriels.Mai-Juin 88.
- [32] R.PUNTOUS et R.THIARD (1988) Amorçage et système d'amorçage.Mai-Juin 88.
- [33] Y.G.SIFRE,H.HERAUD et R.DENIAUD (1988) Foration. MAI-Juin 88.
- [34] R THIARD et Y G SIFRE (1988) Principes de schémas des tirs à ciel ouvert.Mai-Juin 88.
- [35] J LOT (1988) Tir en carrière de granulats.Mai-Juin 88.
- [36] H.HERAUD (1988) Tir en travaux publics.Mai-juin 88.
- [37] G.RUPELLE (1988) Application des tirs en carrière de

cimentries.Mai-juin 88.

- [38] P.CHAPOT (1988) Vibrations:critères de nuisance et prédiction.Mai-juin 88.
- [39] P.ALLARD (1988) Optimisation des contrôles de vibrations critères avec spectres de surveillance.Mai-juin 88.
- [40] R.DENIAU (1988) Prévention des ratés.Mai-juin 88.
- [41] R.THIARD et J.LOT (1988) Approche économique et appréciation des tirs.Mai-juin 88.
- [42] P. WEBER et J DUNOUZA (1988) La fragmentation des roches à l'explosif en carrière.Octobre 88.

SEMINAIRE SUR L'ABATTAGE DES ROCHES A L'EXPLOSIF :

(Les 13-14 & 15 Novembre 1989) à ALGER

- . [43] J MARIE, J DENIS ALLARD et P DORVAL (1988) L'ingénierie des coupes des roches et le prédécoupage.NOV.89.
- . [44] H HERAUD et A REBRYROTTE (1988) Prédécoupage des talus et effets arrières. NOV.89.
- . [45] P.WEBER (1989) Données récentes sur l'abattage à l'explosif.
- . [46] K.LAHMER (1988) Prévision de la blocometrie.
- . [47] R.THIARD (1989) Synthèse relative au concept d'énergie utile dans le mécanisme d'abattage de la roche.Nov 89.
- . [48] M. DOL (1989) Les nouvelles méthodes de la caractérisation de l'énergie de l'explosif.Nov.89.
- . [48*] E.R.C.C. (1989) La carrière de cimenterie de MEFTAH.Nov.89.

III- THESES ET PROJETS DE FIN D'ETUDE :

- [49] B.BOURGINE (1986) Modélisation de la politique d'exploitation et dimensionnement des équipements miniers. Nov 86.
- [50] S.BERGHEUL et A.BENKHENNOUF (1987) Elaboration de la technologie de construction d'ouvrage minier. Fév.87.
- [51] Y.LEGHRIEB (1989) Contribution à la réalisation d'un plan de tir dans les granodiorites de Si-Mustapha ,en utilisant les explosifs fabriqués en Algérie. Juin 89.
- [52] Z.Z.PHILLEMON (1989) Détermination des propriétés physico- mécaniques et appréciation du plan de tir, dans la carrière de MEFTAH. Juin 89.
- [53] N.BELANTEUR (1989) Analyse des facteurs naturels et des paramètres d'exploitation sur le comportement des terrains dans la méthode d'exploitation par chambre et pilier. Juin 89.
- [54] M.BENCHOUK (1990) Modélé mathématique du plan de tir dans le gisement de Si-Mustapha. juin 90.
- [55] A. BENKHEROUF (1990) Choix du moyen de transport dans la carrière de MEFTAH. Juin 90.
- [56] K. BENYOUNES (1991) Etude géotechnique et analyse de stabilité des talus dans la carrière de calcaire de MEFTAH. Juillet 91.

IV- COURS:

- [57] Dr.:M.A.BACHAR (1988) Cours d'exploitation minière, E.N.P.

[58] Dr. : A. WENI

[59] ECOLE DES MINES D'ALES (1989) Notice d'utilisation du logiciel OPTIR.

V- FIGURES ET SCHEMA EXTAIT D'AUTRE OUVRAGES :

CHAPITRE I:

- * Fig.1.1: Carte montrant l'emplacement géographique de Méftah, extraite de [54] p.2.
- * Fig.1.2: Carte géologique, extraite de [54] p.4.
- * Fig.1.3: Schema-plan et coupe type de la lentille de calcaire, extraite de [54] p.8.
- * Fig.1.4.A: Plan de tir et schéma de la charge "H=15m", extraite de [48*] p.5.
- * Fig.1.4.B: Plan de tir et schéma de la charge "H=19m", extraite de [48*] p.6.

CHAPITRE II:

- * Tab.2.3: Echelle d'abrasivité des roches dans les conditions de l'abrasivité LCPC, extraite de [29] p.11.
- * Fig.2.1: extraite de [15] p.18.
- * Fig 2.2: extraite de [57].
- * Fig.2.16: extraite de [29] p.13.

CHAPITRE III:

- * Fig.3.1: Schéma général d'une explosion, extraite de [7] p.4.
- * Fig.3.2: Définition d'un explosif, extraite de [31] p.1.
- * Fig.3.3: Déflagration, extraite de [31] p.2.
- * Fig.3.4: Détonation d'une cartouche d'explosif à l'air libre, extraite de [31] p.3.
- * Fig 3.5: Schéma d'un bloc de plomb, extraite de [17] p.297.
- * Fig.3.6: Mortier balistique-schema de principe, extraite de [17] p.304.

- * Fig.3.7: Montage pour une mesure de vitesse de détonation, extraite de [7] p.40.
- * Fig.3.8: Principe de la mesure du coefficient de self-excitation, extraite de [23] p.7.
- * Fig.3.9: Energie utile dans le mécanisme d'abattage, extraite de [54] p.36.
- * Fig.3.10: Onde de choc - tension radiale avec un explosif occupant toute la section du trou, extraite de [8] p.63.
- * Fig.3.11: Onde de choc - tension radiale avec un explosif occupant partiellement la section du trou, extraite de [8] p.64.
- * Fig.3.12: Onde de choc - tension tangentielles , [30] extraite de p.20.
- * Fig.3.13: Evolution des contraintes induites par le tir, extraite de [30] p.19.
- * Fig.3.14: Développement de la fissuration et de la fracturation (phase de 1 à 4), extraite de [30] p.20.
- * Fig 3.15: Principe de la barre de D'HOPKINSON (expérience de HINO), extraite de [30] p.21.
- * Fig.3.16: Superposition des effets des ondes de choc de trous contigus, extraite de [8] p.65.

TABLE DE MATIERE

TABLEAU DES MATIERES

CHAPITRE I:GEOLOGIE ET APPLICATION:

I. SECTION "A" GEOLOGIE:.....	1
I.1 - situation géographique.....	1
I.2 - conditions climatiques.....	1
I.3 - hydrogéologie.....	1
I.4 - le gisement de Meftah.....	1
I.5 - description de la "région I".....	1
I.5.1 - forme.....	1
I.5.2 - teneur.....	5
I.6 - géologie du gisement.....	5
I.7 - facteurs géologiques affectant l'exploitation.....	5
I.7.1 - perméabilité et fissuration.....	5
I.7.2 - configuration du dépôt.....	6
I.7.3 - mort terrain et végétation.....	6
I.7.4 - propriétés physiques du calcaires.....	6
I.8 - sondages.....	6
I.9 - les réserves.....	6
II. SECTION "B" EXPLOITATION:.....	7
II.1 - exploitation.....	7
II.1.1 - organisation.....	7
II.1.2 - foration.....	7
II.1.3 - minage.....	7
II.2 - chargement.....	10
II.3 - transport.....	10
II.4 - concassage.....	10
II.5 - matériel existant.....	10
II.6 - problème rencontrés.....	11
III. SECTION "C" CRITIQUES:.....	12
III.1 - plan de tir actuellement utilisé.....	12
III.2 - description actuelle des travaux de tir dans la carrière.....	12

CHAPITRE II: CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX:

1 - introduction.....	14
2 - classification pétrographique et minéralogique simplifiés	14
3 - échantillonnage.....	14
4 - préparations des échantillons.....	15
5 - essais et calculs.....	15
5.1 - propriétés physico-mécaniques.....	15
5.1.1 - la masse volumique.....	15
5.1.2 - l'abrasivité.....	15
5.1.3 - propriétés de résistances.....	16
5.1.3.1 - résistance à la compression.....	16
5.1.3.2 - résistance à la traction.....	16
5.1.3.3 - résistance au cisaillement.....	17
5.1.4 - les propriétés de déformabilité.....	18
5.1.4.1 - module d'élasticité statique.....	18
5.1.4.2 - module d'élasticité dynamique.....	21
5.2 - propriétés géomécaniques.....	22
5.2.1 - le degré de fissuration.....	22
5.2.1.1 - dimension moyenne du bloc structurale.....	22
5.2.1.2 - coefficient d'affaiblissement structurale... ..	22
5.2.1.3 - l'indice acoustique.....	23
5.2.2 - les paramètre de stabilité.....	23
5.3 - propriétés technologique.....	24
5.3.1 - coefficient de dureté des roches.....	24
5.3.2 - indice de résistance au contact.....	24
5.3.3 - coefficient de dureté de l'agrégat.....	24
5.3.4 - indice de difficulté de foration.....	24
5.3.5 - indice de difficulté de destruction des roches.	25
5.3.6 - indice de difficulté d'excavation pour les roches non abattue.....	26
5.3.7 - consommation spécifique étalon, théorique de l'explosif.....	26
6 - étude de la fissuration.....	26
6.1 - densité des fissures.....	27
6.2 - orientation des fissures.....	27

CHAPITRE III: LES EXPLOSIFS INDUSTRIELS ET LEURS
CARACTERISTIQUES:

SECTION "A" CARACTERISTIQUES GENERALES:.....	49
1 - généralités.....	49
1.1 - définitions.....	49
1.1.1 - types d'explosions.....	49
1.1.2 - substances explosives.....	50
1.1.3 - compositions.....	50
1.2 - types d'explosions chimiques.....	50
2 - caractéristiques générales des explosifs.....	53
2.1 - caractéristiques physiques.....	53
2.1.1 - état physique.....	53
2.1.2 - masse volumique.....	55
2.2 - caractéristiques des explosifs.....	55
2.2.1 - puissance.....	55
2.2.1.1 - coefficient d'utilisation pratique.....	55
2.2.1.2 - travail au mortier balistique.....	56
2.2.2 - éprouvette de la bulle.....	57
2.2.3 - vitesse de détonation.....	58
2.2.4 - brisance et pression de détonation.....	59
2.2.5 - sensibilité à l'onde de choc.....	60
2.2.5.1 - sensibilité à l'amorçage.....	60
2.2.5.2 - coefficient de self excitation.....	60
2.2.6 - balance d'oxygène.....	60
2.3 - caractéristiques de sécurités.....	61
2.3.1 - coefficient de sensibilité à l'impact.....	61
2.3.2 - coefficient de sensibilité au frottement.....	61
2.3.3 - résistance à la température.....	61
2.3.3.1 - résistance à la chaleur.....	61
2.3.3.2 - résistance au froid.....	61

SECTION "B" LES PRINCIPAUX EXPLOSIFS:

1 - présentation de la gamme d-explosif.....	62
1.1 - les dynamites.....	62
1.2 - les explosifs nitratés.....	62

1.3 - les nitrates-fuel.....	62
1.4 - les bouilles.....	63
1.5 - les émulsions.....	63
1.6 - les nitrates-fiouls alourdis.....	63
2 - gamme d'explosif algérien et leurs caractéristiques..	63

SECTION "C":THEORIE DU TRAVAIL A L'EXPLOSIF:

1 - fondements théoriques.....	65
2 - propagation des contraintes dans la roches.....	65
3 - effets généraux des ondes de choc dans le massif rocheux.....	68
3.1 - zone de broyage.....	69
3.2 - zone de fissuration.....	69
3.3 - zone sismique.....	70
4 - effet des ondes réfléchies.....	70
5 - fragmentation finale.....	72
6 - cas de superposition des effets des ondes de choc de deux trous contigus.....	72

CHAPITRE IV:PREPARATION DU SCHEMA DE TIR:

1 - introduction.....	74
2 - SECTION "A"	74
2.1 - le choix de l'explosif.....	74
2.2 - foration et chargement.....	76
2.3 - la chaîne pyrotechnique.....	77
2.4 - dispositif d'amorçage.....	78
2.5 - la séquence d'initiation des charges.....	80
2.6 - les paramètres géométriques du schéma de tir.....	81
2.6.1 - le diamètre du trou de tir.....	81
2.6.2 - la hauteur du gradin.....	81
2.6.3 - la longueur de la banquette.....	81
2.6.4 - le rapport de la maille.....	82
2.6.5 - longueur de la surforation.....	82
2.6.6 - bourrage.....	82
2.6.7 - inclinaison du trou.....	82
2.6.8 - le nombre de rangés.....	84

5.2 - charge cumulative.....	127
6 - les vibrations.....	131
6.1 - réduction des ébranlements ou vibration.....	131
6.1.1 - interférence désordonnée.....	131
6.1.2 - interférence ordonnée.....	135
6.1.3 - mesure de la fréquence naturelle du terrain....	136
6.2 - loi d'amortissement de l'onde de choc.....	136
conclusion generale	138
bibliographie.....	140
table de matière.....	147
Annexe.....	153

ANNEXE

- A - les canevas I, II.
- B - les diagrammes I, II et III.
- C - carte topographique I.

PROJECTION STEREOGRAPHIQUE
Réseau Polaire

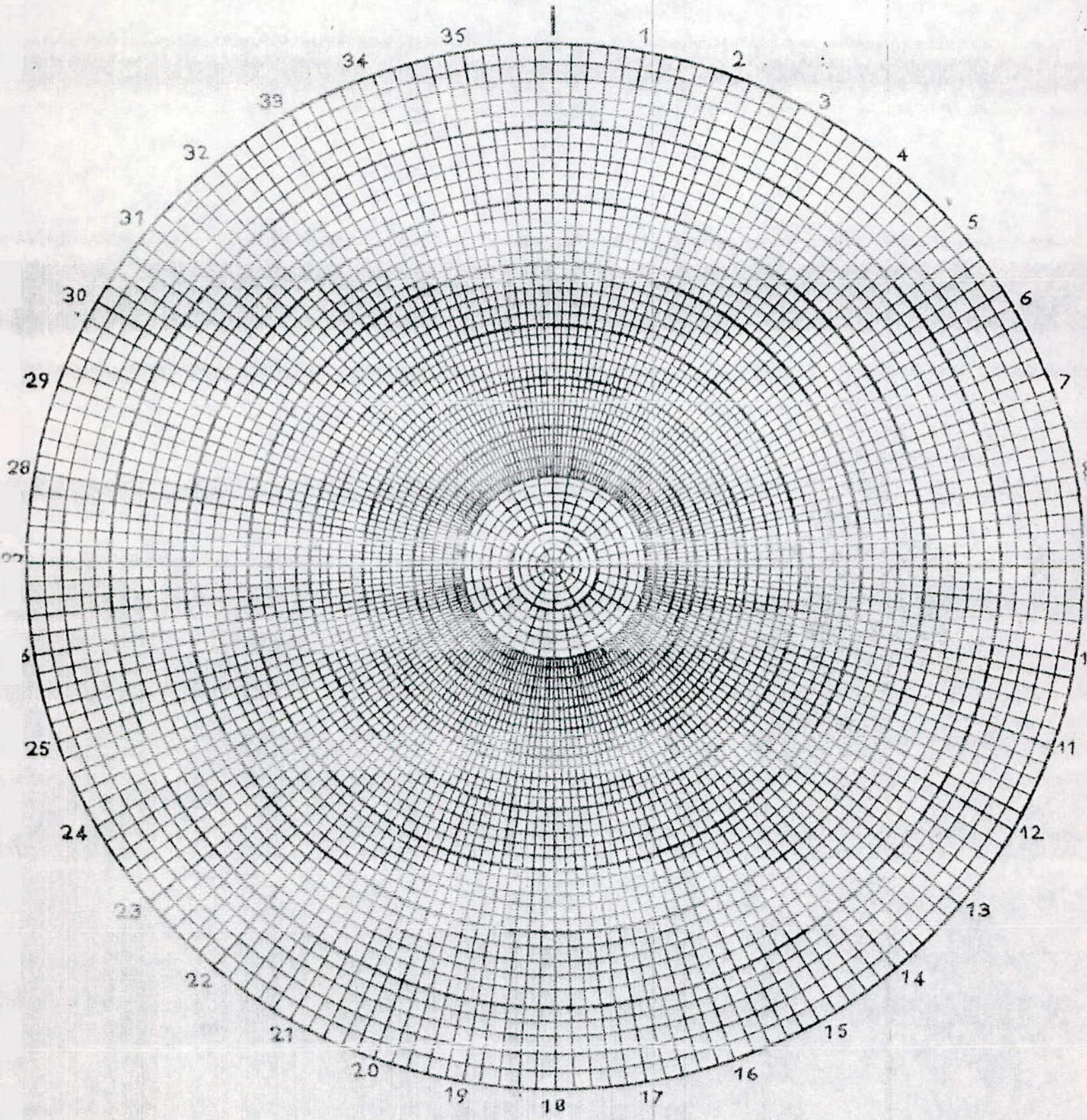
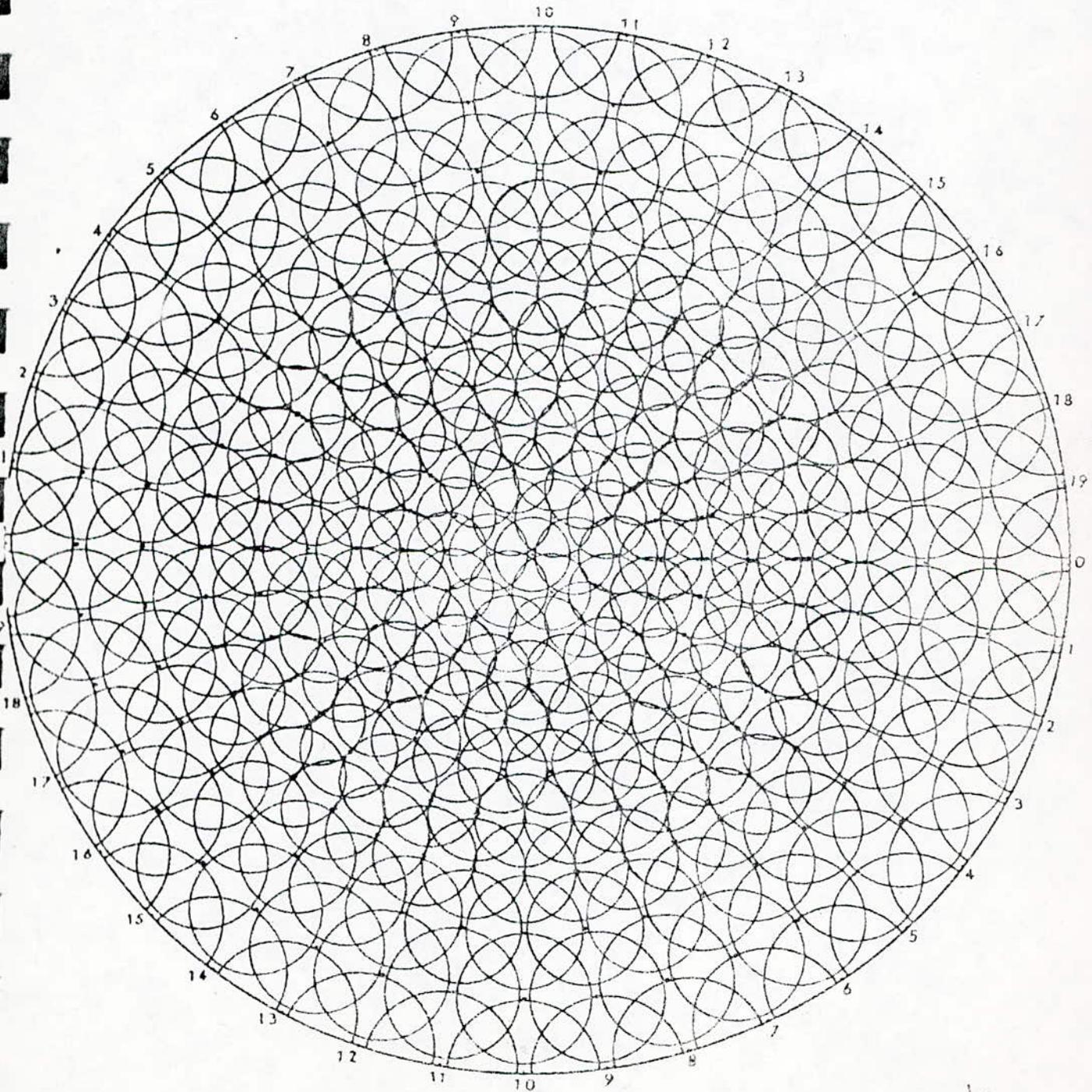


DIAGRAMME ÉQUIARÉAL - PROJECTION STÉRÉOGRAPHIQUE

P. Collob 1967



Carte de
PLOMIN

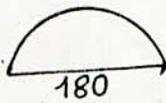


DIAGRAMME DES POINTS (NORMAUX) .

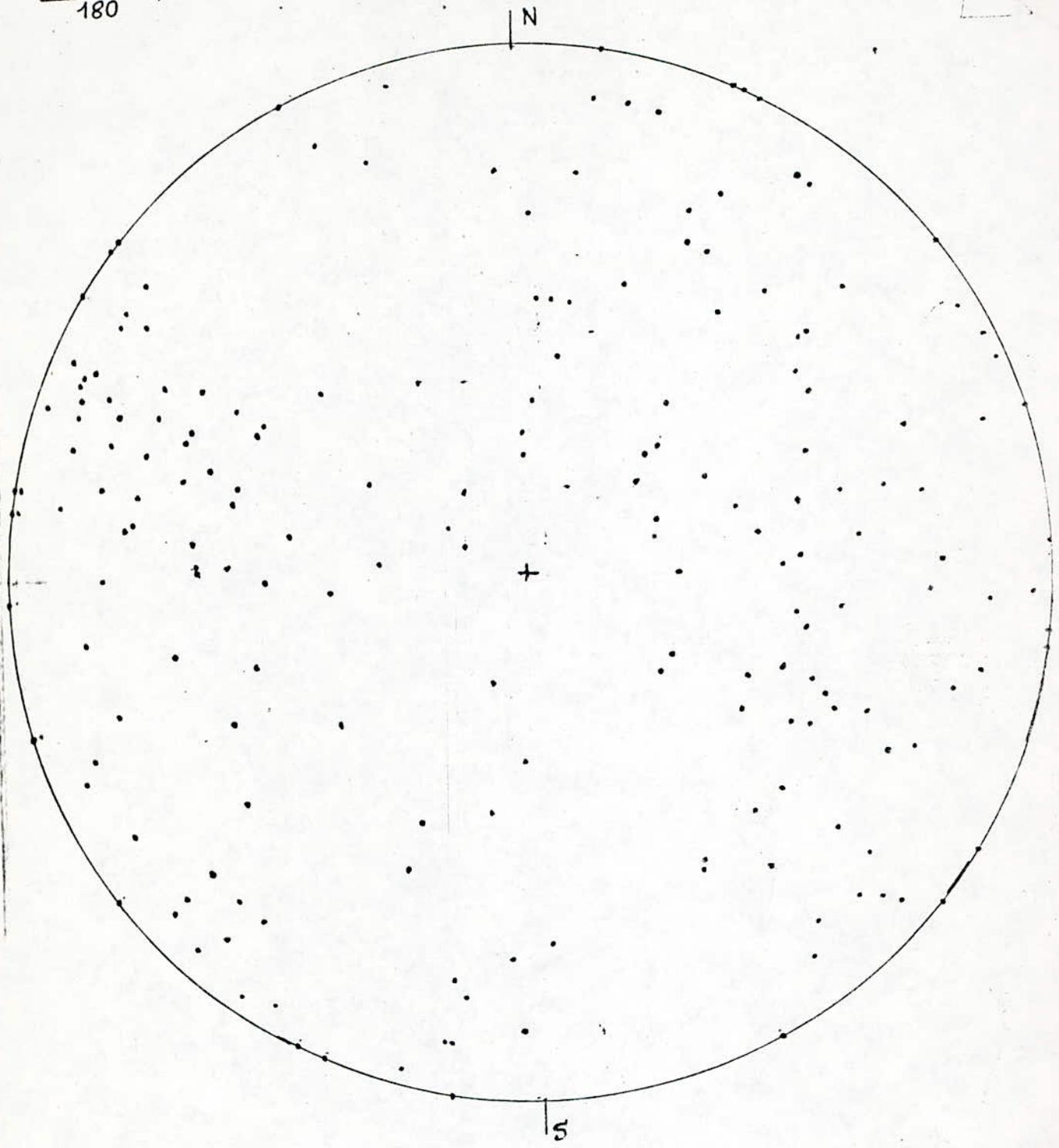


FIG 2.3

FREQUENCE DES POINTS.

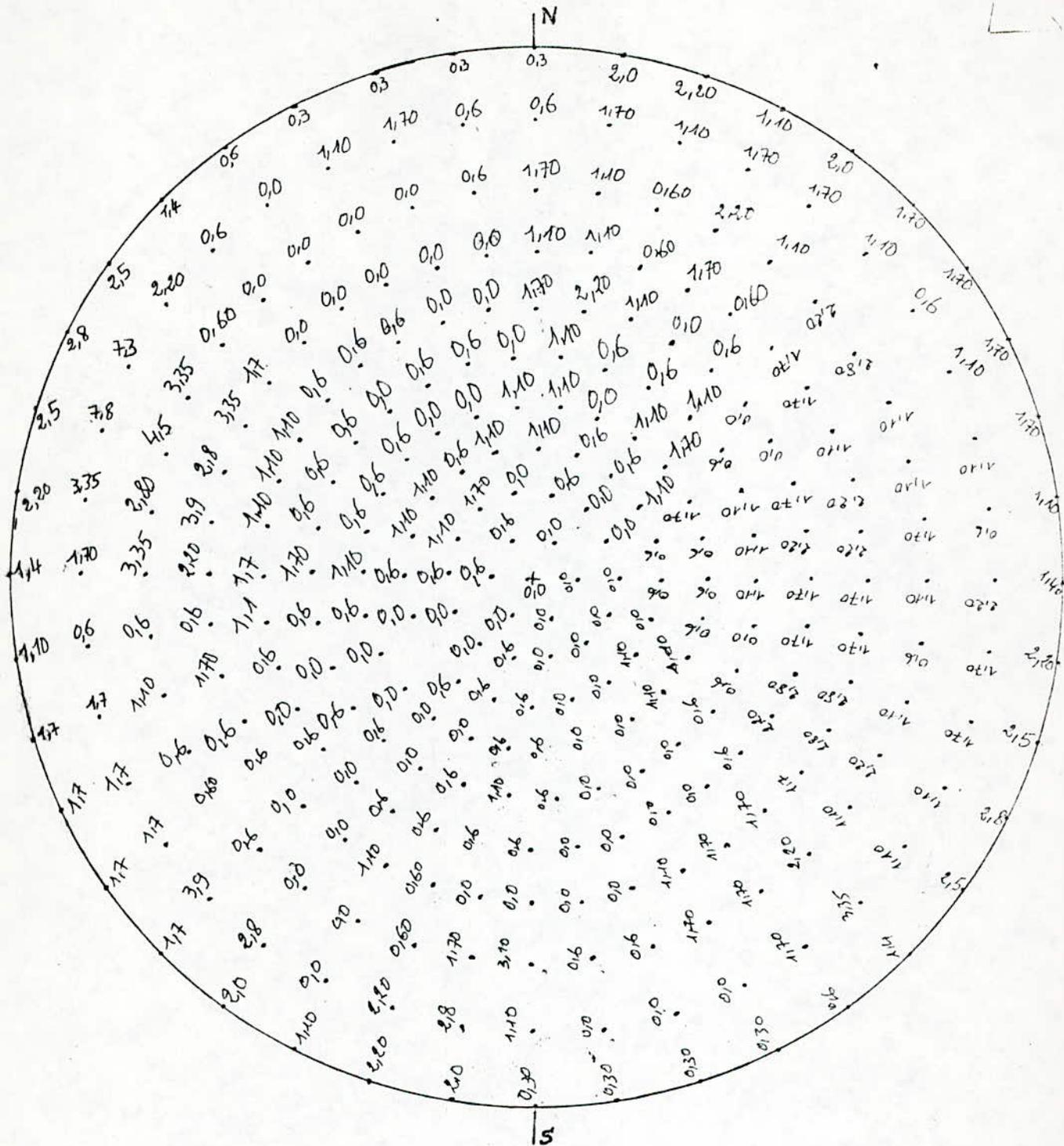


FIG 2.4

DIAGRAMME STRUCTURAL DU CALCAIRE . (Diagramme de SMIDT)

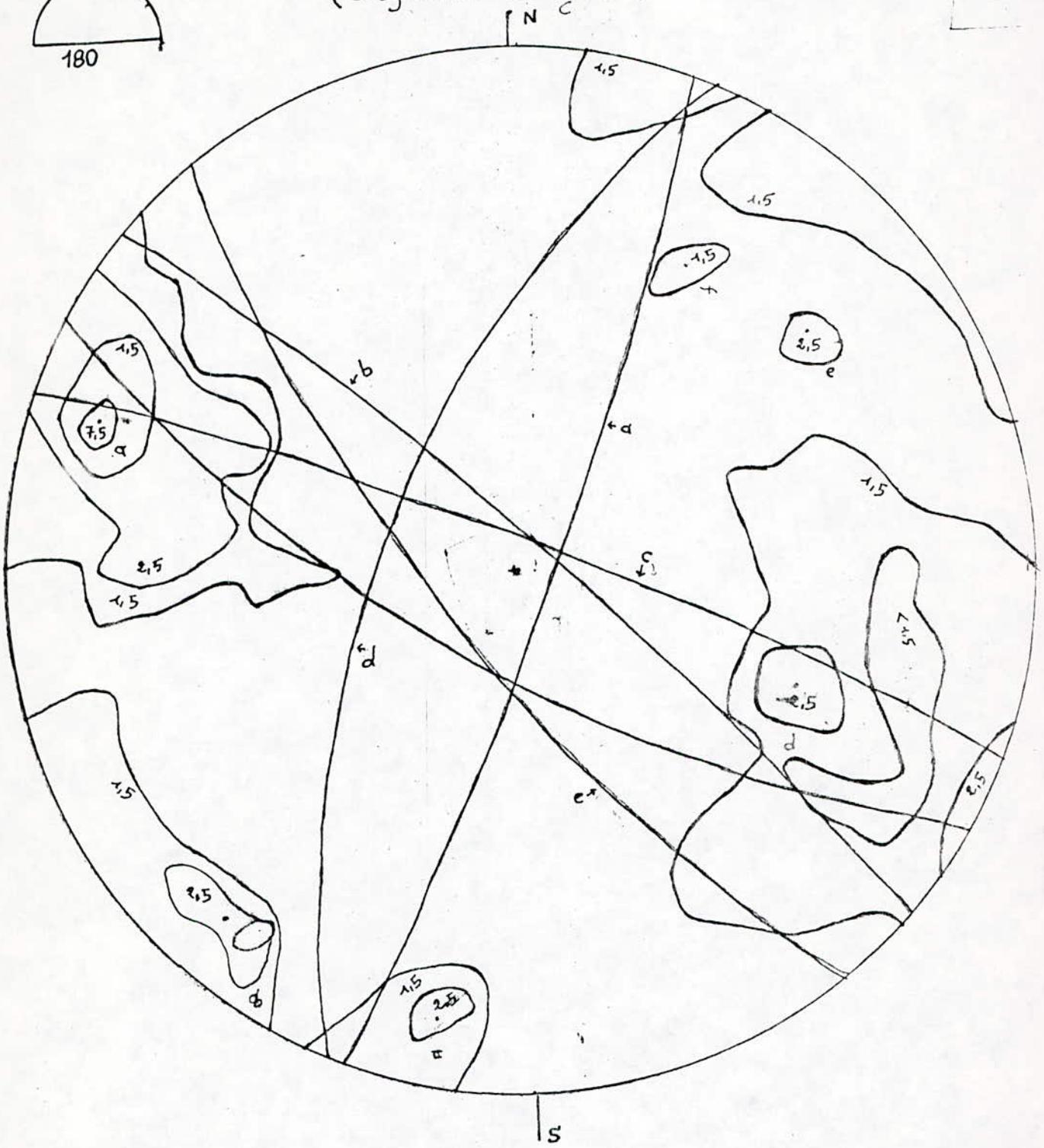
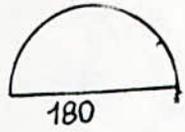
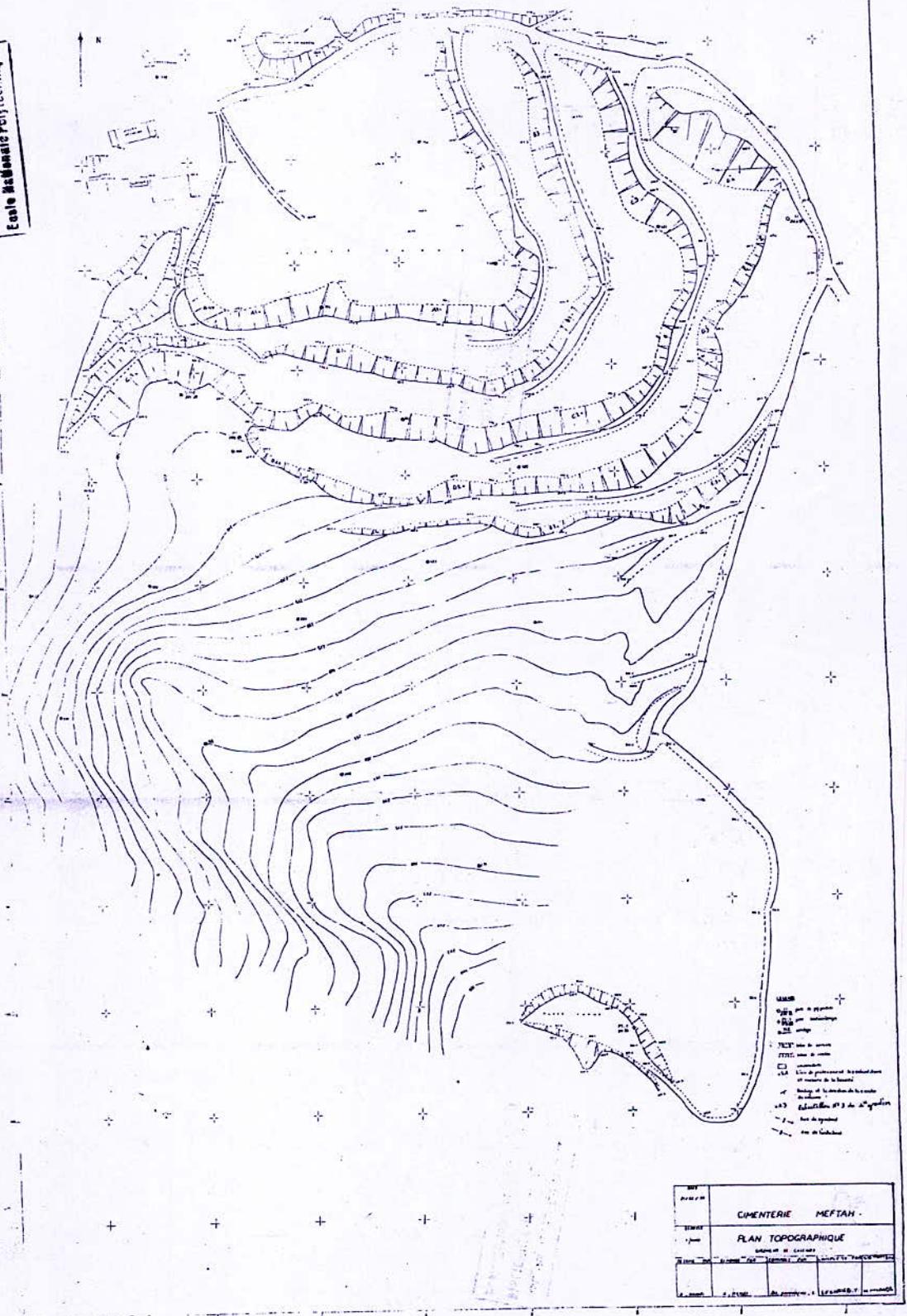


FIG 2.5

المكتبة الوطنية المتعددة التخصصات
 BIBLIOTHÈQUE — المخطبة
 Ecole Nationale Polytechnique



- 1000 m
- 950 m
- 900 m
- 850 m
- 800 m
- 750 m
- 700 m
- 650 m
- 600 m
- 550 m
- 500 m
- 450 m
- 400 m
- 350 m
- 300 m
- 250 m
- 200 m
- 150 m
- 100 m
- 50 m
- 0 m

PROJET	CIMENTERIE MEFTAH
TITRE	PLAN TOPOGRAPHIQUE
DATE	1963
PROFESSEUR	LEFEBVRE
ETUDIANT	LEFEBVRE