

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT GENIE MINIER



PROJET DE FIN D'ETUDES

**Etude comparative et choix des
procédés de plan de tir dans les
massifs rocheux**

Proposé par :
Dr.Mohamed Aguid
BACHAR

Présenté par :
TIBRI Abderrahmane

Dirigé par :
Dr.Mohamed Aguid
BACHAR

Promotion Juin 2000

10, Avenue Pasteur, Hassen Badi-B.P.182 ElHarrach-ALGER

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à:

- ♥ Ma mère modèle d'affection et de bonté.
- ♥ Mon père pour son optimisme et sa sagesse.
- ♥ Mon oncle ABD ELKADER qui a toujours été présent dans les pénibles moments.
- ♥ Mes frères: ALI, YACINE et DJAMEL.
- ♥ Mes sœurs.
- ♥ Mes oncles.
- ♥ Mes tantes.
- ♥ A tous mes cousins et cousines.
- ♥ A toute la famille TIBRI.
- ♥ A HAMDID, YACINE et RABAH.
- ♥ A tous mes amis sans exception.

Abderrahmane

REMERCIEMENT

Je tiens à remercier sincèrement mon promoteur monsieur MOHAMED AGUID BACHAR et monsieur ACHAB DJAMEL pour leur grande contribution à la réalisation de ce travail.

Je tiens à exprimer mes vifs remerciements pour toute personne ayant participé de près ou de loin à l'élaboration de ce travail, en particulier tous les enseignants du département génie minier de l'école nationale polytechnique qui ont contribué à ma formation.

Enfin, je tiens à remercier également le personnel de l'Entreprise Nationale des Granulats (E.N.G.) en particulier Madame ACHAB, Mr. HARIATI HASSANE, Mr FILALI, et Mr BAAZIZ qui ont suivi mon travail durant ce stage de projet de fin d'étude.

SOMMAIRE

INTRODUCTION GENERALE :	1
CHAPITRE 1 : CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX.....	2
INTRODUCTION:	2
I. LES CARACTERISTIQUES PHYSIQUES ET GEOMECHANQUES.....	2
II. LES CARACTERISTIQUES MECANQUES	4
III. INDICES TECHNOLOGIQUES.....	7
IV. LES DISCONTINUITES ET HETEROGENEITES DU MASSIF :	8
V. INFLUENCE DE LA STRUCTURE SUR LA COMPOSITION DU TIR.....	8
VI. CONDITIONS HYDROLOGIQUES :	9
CHAPITRE 2 : EXPLOSIFS.....	10
I. GENERALITES :	10
II. COMPOSITION ET TYPES DES EXPLOSIFS :.....	11
III. CARACTERISTIQUES PRATIQUES DES EXPLOSIFS	13
.....	15
IV. LES EXPLOSIFS COMMERCIALISES EN ALGERIE	15
CHAPITRE 3 : PRINCIPES DE SCHEMAS DE TIR A CIEL OUVERT.....	17
I. BLOCOMETRIE	17
II. FORATION.....	19
III. LE CHOIX DE L'EXPLOSIF	25
IV. AMORÇAGE	27
V. SEQUENCE D'INITIATION	35
VI. PARAMETRES GEOMETRIQUES DE PLAN DE TIR	35
VII. NUISANCE ET VIBRATION.....	46
CHAPITRE 4 : ETUDE DES METHODES DE CALCUL DES PARAMETRES DE TIR	52
1. METHODE DE LONGEFORS	52
2. METHODE DE L'ONEX	55
PARTIE APPLICATION	
INTRODUCTION :	57
CHAPITRE 5 : CARRIERE D'ELMA-LABIOD.....	58
CHAPITRE 6 : LA CARRIERE D'EL-KHROUB.....	67
CHAPITRE 7 : CARRIERE DE SI-MUSTAPHA.....	78
CHAPITRE 8 : CHOIX DES PROCEDES DE PLAN DE TIR POUR LA CARRIERE D'EL- KHROUB.....	89
CONCLUSION GENERALE	97

Introduction générale :

Pour un terrain donné, le prix de revient total de l'abattage, incluant les coûts de foration, d'explosif et de moyens d'amorçage, passe par un minimum correspondant au diamètre de foration le mieux adapté au contexte. La valeur de ce diamètre optimum dépend des caractéristiques géomécaniques du terrain abattu, de la nature et du mode d'amorçage des explosifs utilisés, de leur prix, du type d'engin de foration disponible dans l'exploitation et de son coût de fonctionnement.

De manière plus générale les résultats de tir doivent être adaptés aux objectifs de l'exploitation. Dans une carrière produisant des granulats on cherchera à réduire la consommation d'énergie, l'usure et les temps d'arrêt des concasseurs en limitant le nombre des gros blocs produits par le tir.

De plus, il ne faut pas perdre de vue les conséquences fâcheuses d'une mauvaise conception des tirs sur la sécurité du personnel et sur les nuisances affectant l'environnement (ratés de tir, projections, bruits, vibrations ...). Il est bien connu qu'un tir qui « marche bien » produit des vibrations d'un niveau généralement acceptable pour l'environnement. Par conséquent, la mise au point d'un « bon » plan de tir peut revêtir une importance fondamentale pour la rentabilité d'une exploitation.

Le but de notre étude est de déterminer les avantages de chaque technique pour différents procédés et faire un plan optimal en se basant sur les différentes expériences faites sur les trois carrières proposées par l'Entreprise Nationale des Granulats « E.N.G. » en faisant une étude comparative pour différents plans de tir (amorçage, foration, résultats obtenus), dans notre étude on vise surtout la consommation spécifique, la fragmentation, et la bonne exécution des différents procédés.

PREMIERE PARTIE

Chapitre 1 : Caractérisation du massif rocheux

Introduction:

Le massif à abattre est généralement constitué de blocs monolithiques plus ou moins continues(- la matrice rocheuse-)séparés par des discontinuités qui résultent de l'histoire géologique du massif – stratification, cassures tectoniques, ...ces discontinuités constituent généralement des plans de faiblesse du massif, propices au glissement, circulation d'eau, perte de pression des gaz de détonation lors du tir, projection, nuisances.

Le massif rocheux peut également être hétérogène, c'est à dire constitué de zones possédant des propriétés mécaniques différentes(par exemple alternance de bancs durs et tendres), ou hétérogénéité liée à des altérations locales.

Enfin, la présence éventuelle d'eau peut influencer sur les conditions de l'abattage et les résultats du tir.

L'identification pétrographique, basé sur la nature des minéraux que contient la roche, fournit au praticien avisé des éléments de classification pétrographique.

Dans le cas d'un minéral, il faut préciser la composition minéralogique de la roche. En plus de sa teneur on s'intéresse à déterminer les différentes propriétés de notre massif.

I. Les caractéristiques physiques et géomécaniques [1]

I.1. Densité :

Elle représente le rapport entre les poids spécifiques de la roche et celui de l'eau. Le poids spécifique étant la quantité de la matière qui occupe un volume unitaire ;

$$\zeta = \gamma_r / \gamma_w \dots\dots\dots(1)$$

Chaque type de roche est caractérisé par une densité, on peut donner à titre d'exemple les valeurs pour quelques roches dans le tableau 3.

I.2 Fissuration et porosité : (voir tableau 1 et 2)

La présence des vides microscopique au sein de la matrice rocheuse fragilise la roche. La porosité n, définit comme étant le pourcentage en volume de l'ensemble des vides contenus dans la roches (pores et fissures) est donné par la relation:

$$N= 1- \zeta/\zeta_m \dots\dots\dots(2)$$

ζ : densité de la roche ;

ζ_m : densité des seuls grains minéraux.

La porosité varie de 0 à 3% suivant le type de la roche.

La compacité est liée à la porosité : plus une roche est «compacte », moins elle est poreuse.

Indice de continuité :

L'indice de continuité «IC» est un indicateur souple et très sensible de la présence de vides contenus dans la matrice rocheuse.

Par définition :

$$IC = V_p / V_p^* \dots\dots\dots (3)$$

Avec:

V_p : vitesse de propagations des ondes mesurées en laboratoire.

V_p^* : vitesse théorique, résultant de la composition minéralogique.

Tableau1

Indice de continuité	Très faible	faible	moyen	fort	Excellent
IC(%)	<25	50	75	90	>95

Le degré de fissuration :

Le degré de fissuration DF exprime la proportion en volume des vides correspondant aux seules fissures. il s'exprime en fonction de l'indice de continuité IC et de la porosité n par les deux formules suivantes :

1. Si $n < 5\%$ (roche peu poreuse) :

$$DF = (100 - IC) / 100 \dots\dots\dots (4)$$

2. Si $n > 5\%$ (roche poreuse)

$$DF = (100 - IC - 1.4n) / (100 - 1.4n) \dots\dots\dots (5)$$

Tableau2

Degré de fissuration	Très fort	fort	moyenne	faible	Très faible
DF.....	>80	75	50	25	<10

Dimension de bloc structural

C'est la distance entre les fissures, elle est donnée par la formule suivante :

$$d_m = L / n \dots\dots\dots (6)$$

où :

L : est la distance de la partie de massif en mètres

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

Coefficient d'affaiblissement structural λ

La stabilité des gradins s'exprime par :

- l'angle de frottement interne ;
- la cohésion (c) .

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

$$\sin(\varphi) = \frac{(R_c - R_t)}{(R_c + R_t)} \dots\dots\dots (7)$$

$$C = 0.5(R_c.R_t)^{1/2} ; \text{ Mpa} \dots\dots\dots (8)$$

R_c : résistance à la compression mesurée en Mpa ;
 R_t : résistance à la traction mesurée en Mpa.

II. Les caractéristiques mécaniques

II.1. Résistance à la compression (R_c)

Elle est obtenue à la suite d'un essai de compression à la presse sur un échantillon normalisé.

la détermination de ces contraintes ne reflète pas l'état naturel de la roche, à cause des raisons suivantes :

- 1) les prélèvements et le transport des pierres sont très délicats ;
- 2) les opérations d'essais ne sont pas normalisées.

Elle peut être calculer suivant la formule suivante (formule 9)

$$R_c = P_{\max} / S$$

P_{\max} : la charge appliquée.

S : surface d'application.

II.2. Résistance à la traction

Elle peut être déterminée par l'essai brésilien. La formule suivante peut cependant être utilisée pour apprécier la résistance à la traction formule (10)

$$R_{tr} = R_c / 10$$

R_c : est exprimée en Mpa

A titre indicatif, nous donnons certaines valeurs pour différentes roches dans le tableau suivant :

Tableau3 [16]

Nature de la roche	Densité T/m3	Résistance à la traction Ct T/m2	Résistance au cisaillement Ccs T/m2
gypse	2	100	300
Grès tendre Schiste siliceux Calcaire tendre	2.3	200	300
Calcaire moyen Grès moyen Schiste	2.5	300	300
Calcaire mi-dur	2.6	400	700
Marbre blanc	2.7	450	700
Calcaire dur Calcaire cristallin Calcaire siliceux	2.65	500	1100
Quartz	2.65	300 à 500	1000
Granit moyen	2.75	800	1000
Granit dur Gneiss	2.8	800	2000
Basalte	3.0	800	2000
diabase	3.2	1800	3000

II.3 Coefficient d'élasticité ou module de Young

Défini à partir de l'essai de compression simple, il permet une classification «en raideur » des roches, selon le tableau II qui suit :

Classification des roches en raideur à partir de «E»

Tableau 4 [8]

Roche	Très déformable	Moyenne	raide	Très raide
E(Mpa)	<200	10.000à20.000	50.000	>80.000

Le module peut également être déterminé à partir de la mesure de la célérité des ondes longitudinales Vp et transversales Vs à partir de la relation :

$$E = \rho \cdot V_s \frac{3V_p^2 - 4V_s^2}{V_p^2 - V_s^2} \dots\dots\dots(11)$$

ρ : masse volumique.

Cet essai de compression simple permet également la mesure du coefficient de poisson « ν ». On introduit le module de cisaillement « G » défini par :

$$2G = E/(1+\nu) \dots\dots\dots (12)$$

$$\nu = \frac{(V_P^2 - 2V_S^2)}{2(V_P^2 - V_S^2)} \dots\dots\dots (13)$$

II.4. Coefficient de Poisson

La mesure du coefficient de Poisson comporte les même incertitudes que la mesure du coefficient de Young.

On donne quelques valeurs comme exemple

Tableau5: [1]

Roche	Référence	Coefficient de Poisson
Andésite de Boulder	U.S.B.R	0.21-0.32
Canyon.....	Labasse.	0.4
Argile	Bollo.	0.31
sèche.....	Labasse.	0.25-0.4
Calcaire.....	Bollo.	0.34
Charbon.....	Muller.	0.08-0.12
Gneiss.....	Muller.	0.12-0.25

II.5. Abrasivité

Le terme de «dureté» n'a de signification physique que pour les minéraux constitutifs (dureté minéralogique); il est à proscrire pour les roches; il ne faut en aucun cas l'assimiler ni à la résistance, ni à l'abrasivité.

L'Abrasivité qui caractérise la capacité de la roche à provoquer une usure des outils, dépend à la fois de sa teneur en minéraux durs au sens de la dureté minéralogique(par exemple le quartz)et de la l'assemblage des grains (cohésion de la roche).

II.6 Altérabilité

Le tir et l'extraction de la roche entraînent de profondes modifications de son environnement: décompression, fissures criées par l'explosif, modification des réseaux d'écoulement, de la température de la roche, mise en présence des eaux pluviales.

Par exemple, certains minéraux hydrophiles(argiles, anhydrite,...) sont susceptibles de gonfler jusqu'à provoquer des désordres dans le massif, de même les basses températures peuvent provoquer la gélification des roches saturées d'eau; les variations de température peuvent accentuer la fissuration. [8]

III. Indices technologiques

III.1. Indice de difficulté de destruction

Il est donné par la formule empirique suivante :

$$I_{dis} = 0,005 \cdot K_t \cdot (R_c + R_{cis} + R_{tr}) + 0,5\gamma \dots\dots\dots(14)$$

$$K_t = 1,2 \cdot d_{ms} + 0,2 \dots\dots\dots(15)$$

dms : dimension de blocs structuraux
 Rc : résistance à la compression
 γ : poids volumique en tonnes/m³

III.2. Coefficient de tirage (tirabilité) : [2] [18] [8]

On distingue trois formules principales de calcul des charges :

- a) celle qui s'applique aux fourneaux coniques, utilisé en génie militaire ;
- b) celle qui s'applique aux charges linéaire travaillant en isolement, utilisée dans les travaux des tunnels;
- c) celle qui s'applique aux charges multiples parallèles au front d'abattage, utilisée pour les carrières.

On ne s'intéresse qu'aux charges multiples, déterminées par la formule suivante:

$$q_0 = 10^{-3} (0,1k_t \cdot (R_c + R_{cis} + R_{tr}) + 40 \cdot \gamma) ; [Kg] \dots\dots\dots(16)$$

Tableau 6 :

q0(Kg/m3) <	0.1	0.1 à 0.2	0.2 à 0.3	0.3 à 0.4	0.4 à 0.5
tirabilité	facile	moyenne	difficile	Très difficile	Exclusivement difficile

III.3. Indice de résistance au contact (Ic) : [18]

La résistance au contact caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche, elle est exprimée par la relation :

$$I_c = 1,9 \cdot R_c \dots\dots\dots(17)$$

Rc : exprimée en MPa.

III.4. Coefficient de dureté de l'agrégat(f_c) : [18]

Ce coefficient caractérise la pression relative de l'outil de foration sur la roche, au moment de la destruction de celle-ci ; elle s'exprime par la relation suivante :

$$f_c = I_c / 0,62 \dots\dots\dots (18)$$

I_c : indice de la résistance au contact ;

IV. Les discontinuités et hétérogénéités du massif : [8]

Le terme de discontinuité désigne toute interruption physique du rocher (par exemple : plans de stratification, de schistosité, diaclases, fractures, fentes de tension, failles, ...) qui résulte de son histoire géologique, souvent complexe.

Ces discontinuités favorisent des altérations et accumulations de produits de remplissage ; ainsi peuvent se constituer des hétérogénéités et altérations de divers ordres.

Des données quantitatives concernant le nombre, la localisation de ces fissures sont nécessaires au mineur pour la mise au point de ses tirs ; trop souvent, il les croit économiquement inaccessibles, les néglige ou les estime trop sommairement. En fait, ces données sont en grande partie accessibles sans surcoût excessif en utilisant ses propres outils de tous les jours, topographie élémentaire, boussole, relevés de cassures, relevés de forage, la foration des troncs de tirs peut s'avérer d'une très grande aide si l'on prend la peine de recueillir les informations qu'elle fournit sur la partie invisible du massif (qui finalement, est la seule qui intéresse le mineur).

Le repérage des divers types de discontinuités est une opération relativement simple qui fournit des éléments précieux sur :

Les conditions de stabilité des parois.

L'élaboration du plan de tir (orientation, blocométrie, ...).

Les niveaux des vibrations escomptés.

Enfin, la mesure en continu des paramètres de forage, de la vitesse de rotation, du couple, de la vitesse instantanée de pénétration, permet une description très fine des propriétés du massif rocheux, en particulier, le passage éventuel de zones faillées est détecté, permettant au mineur d'en tenir compte lors du chargement du trou.

V. Influence de la structure sur la composition du tir

Il est communément admis que la structure du massif rocheux conditionne très largement les résultats du tir, la détermination quantitative de ses efforts est souvent délicate. Par ailleurs, la structure résulte de grandeurs physiques et géométriques multiples, parfois malaisées à déterminer et à représenter. [2]

On peut schématiquement classer les massifs en trois groupes :

Massifs homogènes, compacts et peu fissurés.

Massif dans lequel la structure prédominante est constituée de bancs nettement individualisés (formation sédimentaire).

Massif fracturé sans direction privilégiée.

L'emploi de l'explosif ne présente généralement pas de difficultés dans le massif rocheux de premier groupe :

L'absence de discontinuités permet un bon travail à l'explosif (bonne propagation des vibrations, bonne pressurisation du massif). Dans les massifs présentant une structure, qu'elle s'apparente au second et au troisième groupe, la mise en œuvre de l'explosif présente un certain nombre de difficultés spécifiques liées à :

- Des vibrations,
- La stabilité de front.

Lors du tir les vibrations émises dans l'environnement sont modifiées par la présence des discontinuités. [8]

VI. Conditions hydrologiques : [8] [2]

La présence d'eau dans un terrain constitue toujours une source de préoccupation pour le géotechnicien. Pour le mineur, elle pose trois problèmes liés à :

- La foration.
- Choix de l'explosif.
- Son rôle dans le processus d'abattage.

Le rôle exact de l'eau dans le processus d'abattage fait l'objet de discussion et de controverses. On peut toutefois émettre les quelques idées suivantes :

L'eau occupe l'espace annulaire compris entre l'explosif (encartouché) et la paroi. L'impédance acoustique globale des produits de détonation se voit ainsi augmenter (par augmentation de leur densité) améliorant par le transfert d'énergie au massif rocheux. De même, la présence d'eau limite la détention des gaz de détonation, augmente donc la pression exercée sur la paroi. Alors l'eau c'est un élément de couplage de l'explosif au massif rocheux.

L'expérience montre que le bourrage à l'eau est efficace sur le plan théorique, on peut montrer également que l'inertie de la masse d'eau est suffisante pour permettre une montée en pression des gaz de détonation dans le trou avant injection de la colonne liquide.

Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est vraisemblablement sans influence sur la propagation des vibrations celle contenue dans les discontinuités joue un rôle favorable dans la transmission des vibrations. Il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides transmet bien les vibrations longitudinales (mais non les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure un couplage hydraulique des différents blocs constituant le massif rocheux, favorisant la transmission des vibrations . L'amortissement de la vibration est donc réduit de façon significative . Ainsi la présence d'eau doit favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés.

Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux : le géotechnicien sait que l'eau altère la résistance au cisaillement des discontinuités, le massif rocheux est donc globalement moins résistant (c'est pourquoi les instabilités observées sur les gradins se manifestent après les périodes de pluies), et par conséquent plus apte à être abattu. La présence d'eau doit donc faciliter l'abattage du massif, par réduction globale de sa résistance.

La nature du massif rocheux intervient donc, à chaque stade sur le comportement des différents phénomènes résultant de l'action de l'explosif.

Chapitre 2 : Explosifs

I. Généralités :

L'exécution de trous dans les roches est destinée principalement au chargement, qui est l'opération du placement d'explosifs pour le tir.

L'explosif est un composé chimique qui à pour propriétés, amorcé de façon appropriée, d'être soumis à des transformations chimiques violentes et rapides, se traduisant par la libération de grandes quantités d'énergie en un laps de temps réduit. Cette énergie sert à arracher la masse rocheuse qui se trouve devant lui, en direction de la surface libre, un explosif peut produire des pressions allant jusqu'à 100.000 atm un petit trou de dimension communément pratiquée dans les carrières, peut produire une énergie de 25.000 MW en une seconde. Cette quantité d'énergie est énorme, et doit être convenablement exploitée, étant donné sa courte durée. La majeure partie de cette énergie provient du grand volume des gaz produit par l'explosion. La dynamite libère à 0°C et sous 1 atmosphère, un volume de 850 à 870 dm³ de gaz par kilogramme d'explosif. Etant donné la température élevée d'explosion (2500 à 4000 °C), ce volume est encore bien plus grand atteignant par exemple avec la Nitroglycérine une augmentation de 18000 à 19000 fois le volume solide d'origine.

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

Lorsque l'explosion a lieu, l'onde de choc parcourt la roche avec une vitesse de 3000 à 5000 m/s.

Le diamètre initial du trou s'élargit de près du double, par suite d'une déformation plastique.

L'onde de choc se déplaçant à la périphérie, provoque dans la roche des tensions radiales et des tensions tangentielles. Arrivées à certains points ces deux tensions subissent des variations qui vont d'un maximum positif (compression d'un maximum négatif distension) puis s'annulent.

Les tensions radiales ne produisent pas d'effet invisible ni visible dans la roche. Les tensions tangentielles, cependant lorsqu'elles sont distension produisent une fissuration selon des rayons partant du centre du trou. Ces fissurations sont très petites et à peu près pratiquement invisibles, mais constituent le premier ébranlement dans la structure du matériau.

L'onde de choc lorsqu'elle arrive à la surface libre du gradin, tend à projeter le matériau à la surface. Ce phénomène peut se produire dans des gradins lorsqu'il s'agit d'un matériau relativement peu compact, et peut constituer un danger, par suite de la projection de fragments à grande distance. Ceci n'arrive pas dans le granit homogène et les roches semblables.

Dans l'onde de choc 9% seulement de l'énergie totale sont utilisés, étant donné que l'angle de rupture, c'est à dire l'angle selon lequel le matériau est arraché, est de 120°, soit seulement le tiers du périmètre total d'action d'onde de choc, on en conclue que 3% seulement de l'énergie de l'explosif est utilisée lors de cette phase.

En ce qui concerne la rupture du matériau, rien ne s'est encore produit pratiquement jusqu'à cette phase. L'action dynamique jusqu'alors commence à devenir statique, par suite de la pression des gaz qui se forment dans le trou. Ceux-ci est par une pression très élevée et repoussent la masse rocheuse en avant, exploitant le travail préparatoire de l'onde de choc et provoquent des fissures radiales. Grâce à cette poussée, les résistances internes sont surmontées, et la fragmentation se produit suivie de la projection des produits. [2]

II. Composition et types des explosifs :

Composition chimique

Les explosifs ne sont pas pareils, à cet effet il y a certains explosifs qui sont des corps purs, correspondant à une formule chimique bien précise. C'est le cas de la pentrite et de trinitrotoluène par exemple. En raison de leur prix, ces explosifs sont surtout réservés à l'usage militaire. On en trouve cependant en petites quantités dans les produits à usage civil tels les cordons détonants, les détonateurs à bousteurs.

En général les explosifs industriels sont des mélanges ; les constituants de ces mélanges peuvent être :

Des composés chimiques explosifs obtenus en fixant sur une molécule organique des groupements nitrés contenant de l'oxygène qui sert à brûler le carbone et l'hydrogène de la molécule : nitroglycérine, dinitroglycol, coton azotique.

Des comburants dont le rôle est d'apporter de l'oxygène pour permettre la combustion complète des composés organiques explosifs présents, et la combustion des ingrédients non explosifs : il s'agit en général, de nitrates minéraux comme le nitrate d'ammonium ou le nitrate de soude.

Des combustibles dont le rôle est :

L'absorption de la nitroglycérine (NG2) et du dinitroglycol pour diminuer la sensibilité au choc de l'explosif.

L'apport d'énergie complémentaire à l'explosif : cas de l'alumine.

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

- Les allégeants, mouillants, gélifiants, utilisés dans les bouillies.
- Le stéarate de calcium produit hydrofuge améliorant la résistance à l'eau de l'explosif.
- L'eau associée à un gélifiant qui assure une bonne résistance à l'humidité aux bouillies.

Types d'explosif

Actuellement on utilise six grands types d'explosifs industriels qu'on classe selon deux critères :

Le mode d'action : On distingue :

Explosifs brisants, dont la transformation, presque instantanée, est accompagnée d'effets brisants. Ils sont utilisés sans bourrage et sont particulièrement sensibles au choc et à la flamme.

Explosifs lents, dont l'emploi est généralement enterré avec bourrage.

La composition chimique : On distingue :

II.1. Explosif nitrés :

II.1.a. Les dynamites :

Ce sont les plus anciennes, elles contiennent (10 à 90%) de nitroglycérine et se présentent sous forme de cartouches mélange de nitroglycérine [NGL] et de dinitroglycol.

Les autres composants sont des combustibles et des comburants selon le taux de la nitroglycérine on distingue :

Les dynamites plastiques ou dynamites gommes contenant plus de 20% en masse de NGL dans une gangue de coton azotique.

Les dynamites pulvérulentes, contenant moins de 10 à 20% de NGL et qui se présente sous forme de matière pulvérulente hétérogène.

II.1.b La penthrite et l'hexogène :

Se sont des corps cristallisés, peu solubles dans l'eau, très stables, ils sont très brisants et très puissants.

II.2. Explosifs nitrates

Constitués d'une proportion importante de 67.5 à 87.5% de nitrate d'ammonium, auquel s'ajoute un balisant (TNT, penthrite).

II.3. Nitrate fuel

Se présente en vrac constitue environ 95% de nitrate d'ammonium et de 5% de fuel. Ces explosifs sont peu sensible et n'ont donc pas de coefficient de self excitation.

II.4. Explosifs bouillies

Se sont des solutions aqueuses de divers nitrates minéraux et de divers sensibilisants, on peut les rencontrer actuellement sous deux formes distinctes :

Les gels à consistance pâteuse, qui sont généralement en cartouches.

Les bouillies pompables, dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage.

II.5. Les émulsions

Ce 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

II.6. Les nitrates fuel alourdis

Se sont les explosifs de la génération la plus récente. Ils sont constitués par du nitrate fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie, ou d'émulsion (25 à 75%) dont le rôle est d'améliorer les performances et la résistance à l'eau du nitrate-fuel sans en accroître la sensibilité.

Les nitrate-fuel alourdis sont surtout utilisés en vrac. Ils se présentent sous la forme : Produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion du nitrate-fuel est supérieure à 40% ; dans ce cas leur chargement en vrac s'effectue par gravité.

Des pâtes plus ou moins visqueuses contenant des granulés épars du nitrate-fuel lorsque sa proportion est inférieure à 40% ; le chargement s'effectue dans ce cas par pompage. Le tableau 7 présente les différentes compositions des types des explosifs industriels. [2] [9]

II.7. Catégories d'explosifs

Tous les explosifs peuvent être classés dans les catégories suivantes :

Explosifs déflagrants (faibles ou lents), ce sont ceux qui détonnent lentement, atteignant au maximum 300m/s. ils provoquent une flamme longue et prolongée (poudre noire).

Explosifs détonnants (explosifs puissants), ce sont ceux qui détonnent avec une grande vitesse, atteignant lorsqu'ils sont comprimés 1200 à 1700 m/s. ils provoquent une flamme courte et chaude.

Explosifs de sécurité (autorisés) ce sont ceux qui provoquent une flamme très courte de peu de durée, et une température relativement basse de 1500°C. on les qualifie autorisés étant donné qu'ils sont soigneusement essayés dans des milieux explosifs (contenant des grisous, de la poussière de charbon, ...).

III. Caractéristiques pratiques des explosifs

Comme le massif rocheux est analysé et ses caractéristiques connues aussi, il faut que l'explosif qu'on utilise soit connu et ses paramètres bien définis.

III.1. Vitesse de détonation

C'est la vitesse de propagation d'onde explosive dans la masse de l'explosif, mesurée en mètre par seconde, elle dépend de :

la densité de l'explosif qui est liée proportionnellement à la vitesse jusqu'à une valeur où elle présente un maximum au-delà duquel la détonation peut devenir impossible cette valeur de la densité ne peut être atteinte en pratique que si les explosifs sont comprimés accidentellement et de manière excessive au cours du tir.

- La résistance du matériau entamant la charge : elle croît avec cette dernière
- Le diamètre de la charge : elle croît avec ce dernier jusqu'à une certaine valeur, dite vitesse idéale qui n'est pas atteinte avec les diamètres usuels.
- La composition chimique de l'explosif.

III.2. Coefficient d'utilisation pratique : C.U.P

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

$$C.U.P\% = \frac{\text{poids d'explosif de référence}}{\text{poids d'explosif essayé}} \times 100 \dots\dots\dots(20)$$

III.3. Coefficient de self – excitation : C.S.E

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

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

III.4. Sensibilité au frottement et au choc

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

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

III.5. Résistance à l'humidité

L'action de l'eau ou de l'humidité fait diminuer la force de l'explosif et peut même aboutir à le rendre inactif. C'est pour cela que l'on fabrique des explosifs résistants à l'humidité, quand l'explosion de la substance est provoquée juste après la charge, on peut employer un explosif à faible résistance à l'humidité. Mais quand il s'écoule un certain laps de temps, régulièrement entre la charge et la détonation, on doit avoir recours à des explosifs à haute densité et à bonne résistance à l'humidité.

III.6. Stabilité à la chaleur et au froid

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

III.7. Gaz d'explosion

Les gaz résultants de l'explosion sont principalement, l'anhydride carbonique, l'azote et la vapeur d'eau, et sont peu toxiques, étant donné les proportions suivant lesquelles ils se forment. Mais des gaz beaucoup plus toxiques apparaissent parfois, tels l'oxyde de carbone, et les oxydes d'azote.

Dans les travaux à ciel ouvert, ce fait a peu d'importance ; mais dans les tunnels et les mines, on doit les prendre en considération (bonne ventilation).

IV. Les explosifs commercialisés en Algérie

L'office national des explosifs (ONEX) produit une gamme variée d'explosifs à savoir :

IV.1. Les explosifs gélatineux

Ils contiennent beaucoup d'huile explosive avec plus de 12% de nitroglycérine. Ce sont des explosifs brisants insensibles à l'eau et utilisés dans les travaux d'abattage des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grès durs et le granit.

Ces explosifs sont désignés dans le commerce par le nom de :

Geonit ;
GélanitI ;
GélanitII.

IV.2. Les explosifs pulvérulents :

Se sont des explosifs nitrates et ne contiennent pas ou très peu d'huile explosives, ils sont recommandés pour les roches dures à mi-dures, la mollasse et les schistes.

MarmanitI ;
MarmanitII ;
MarmanitIII ;
Carrinit ;
Anfomil.

Caractéristiques des explosifs algériens [22]

Tableau 7

Désignation commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance c.u.p	c.s.e (cm)	Volume gaz l/Kg	Utilisation
Geonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	18	733	Explosif sismique en région humide Explosif pour roche dures
GelanitI	Bonne	1.40	6300	1.33	8	865	Abattage en carrière. Roche dures
GelanitII	Bonne	1.45	6000	1.27	6	808	Explosif pour roches dures Abattage souterrain
Carrinit	médiocre	1.0	4500	1.27	10	892	Explosif pour roches dures à mi-dures
MarmanitI	médiocre	0.95	4000	1.28	5	842	Explosif pour les roches de duretés moyenne. abattage souterrains
MarmanitII	Médiocre	0.98	4100	1.27	2	868	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
MarmanitIII	médiocre	0.95	3800	1.18	2	907	Explosif pour les roches tendres.
N.18 bis	médiocre	0.95	2500	1.16	4.5		Explosif sismique en région sèche. Explosif pour roche tendre.
Anfomil	médiocre	0.90	3000	1.15	0	975	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosif pour roche tendre

Chapitre 3 : Principes de schémas de tir à ciel ouvert

La principale source d'énergie utilisée par les mineurs est l'explosif. Pour la plupart des travaux d'abattage, de creusement, ... le tir est préféré à la coupe par outils. Pour atteindre ces objectifs techniques et économiques, l'utilisateur doit connaître :

- Le mode de travail des explosifs et le comportement des terrains lors du tir ;
 - Les caractéristiques de la chaîne pyrotechnique composée par les explosifs et leur accessoire.
- Ceci lui permet de déterminer le plan de tir en tenant compte des contraintes imposées par - - l'environnement (sécurité des personnes et des immeubles, nuisances, stabilité des terrains...). De ce qui précède, l'élaboration d'un plan de tir prend en considération les paramètres suivants :

1. la blocométrie ;
2. la foration ;
3. le choix de l'explosif ;
4. l'amorçage ;
5. les paramètres géométriques du schéma de tir ;
6. vibrations(nuisances) ;

I. Blocométrie

On la représente par :

I.A. la dimension maximale de blocs (d_{\max})

Les différentes dimensions admissibles de blocs se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir : [4] [6] [18]

- * La capacité du godet de l'excavateur (chargeur) :E ;(m³) ;

$$d_{\max} \leq 0.8(E)^{2/3} \dots\dots\dots(21)$$

- * dimension d'ouverture du concasseur :B ;(m³) ;

$$d_{\max} \leq 0.8.B \dots\dots\dots(22)$$

- * capacité de la benne du camion

$$d_{\max} \leq 0.5.(Vc)^{2/3} \dots\dots\dots(23)$$

- * largeur de la bande du convoyeur : Bd ; (m) ;

$$d_{\max} \leq 0.5.Bd + 0.1; \dots\dots\dots(24)$$

I-B. La taille moyenne des blocs

d'après KUZUTSOV [19], la taille moyenne des blocs est :

$$X_m = K(E.H.B)^{1.6} . (Es)^{-0.633} ; m \dots \dots \dots (25)$$

Avec :

E : espacement entre trous(m) ;(m)

H : hauteur de gradin (m)

Es : énergie spécifique de volée (KJ/T).

K : coefficient fracturation, dépend de la nature des roches.

K=7 : roche moyennement fissurée ;

K=10 : roche dure, très fissurée ;

K=12 : roche dure, faiblement fissurée.

I.C. Le fuseau granulaire

En 1983, CINGHAM a fait un modèle plus élaboré ci-après dit modèle de KUZ-RAM

$$1 - Y = EXP \left(- \ln 2 \left(\frac{X}{X_m} \right)^n \right) \dots \dots \dots (26)$$

avec :

y : pourcentage de passant à travers le tamis ;

x : ouverture du tamis ;

Xm : taille moyenne des blocs ;

n : indice de forme de la courbe.

$$n = 0.5 \left(2.2 - \frac{14.b}{dt} \right) \left(1 - \frac{W}{b} \right) \left(1 + \frac{E}{B} \right) \left(\frac{L}{H} \right) \dots \dots \dots (27)$$

Tel que :

Dt : diamètre de trou de mine (mm)

W : la déviation du trou de mine(mm)

En général : n=(0.8 à 2.2)

Ce modèle permet de déterminer le pourcentage des passants à travers les cribles.

II. Foration

La foration des roches est un art difficile et il existe une multiplicité d'appareils. En effet, on peut forer des trous de grands ou de petit diamètre de grande ou de faible profondeur, des trous rigoureusement rectilignes, parallèles et rapprochés pour faire du prédécoupage à l'explosif ou des trous de mines en vue d'un tir de mine dans une grande variété de terrains tendres, moyennement durs, durs, très durs, homogène ou hétérogènes.

Pour cela l'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre ; la précision avec laquelle les paramètres seront respectés aura une grande influence sur les résultats. Alors la foration doit prendre en compte :

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

II.1. Choix du matériel de foration : [5] [20]

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

- 1- Le gisement dont la forabilité dépend de la nature du matériau et la masse à abattre. Les caractéristiques de la roche (résistance à la compression, abrasivité), ainsi que la structure du massif (hétérogénéité, puissance, position du toit, discontinuité) sont généralement déterminants.
- 2- Les caractéristiques de l'exploitation : matériel de reprise (chargeuse, pelle), granulométrie recherchée (diamètre maximal, présence de fines ou non), programme de production ;
- 3- l'environnement : présence d'habitation, vibration, bruit, poussière. Ces quelque élément ne sont évidemment pas limitatifs mais un seul élément d'entre eux peut, dans certains cas, aboutir à une orientation du choix du matériel à utiliser.
A titre d'exemples :

Pour une roche très abrasive le prix de revient de l'équipement de foration et des taillants plus les tiges seront déterminants.

On cherchera dans ce cas à limiter la foration en choisissant un diamètre le plus élevé possible ; Les paramètres caractérisant le matériel de foration à utiliser peuvent être résumés par :

A- Le diamètre de foration :

Le diamètre de foration est un paramètre très sensible qui est lié à la hauteur de gradin et au volume à abattre. Il varie de 27mm à 216 d'après les renseignements acquis.

B- La profondeur à forer :

Elle détermine la plage de diamètre utilisable (les engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en petit diamètre) et peut dans certains cas, imposer une technique (fond de trou pour les profondeurs importantes) .

C- La quantité de matériau à abattre :

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

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

II.2. Les techniques de forage et les équipements de foration : [20] [5] [11]

Toutes les techniques de forage existantes actuellement utilisent :

- un mouvement de rotation
- un mouvement de descente accompagné ou non d'un mouvement de percussion ;
- un soufflage d'air comprimé destiné au minimum à permettre la remontée des éclats de foration et refroidir les outils de foration .

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

Le mouvement de rotation et descente, ainsi que le soufflage de l'air, sont assurés par un train de tige ou tube solidaire d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou . la roto-percussion, technique actuellement la plus répandue pour la réalisation de forage en génie civil, nécessite l'utilisation d'un frappeur situé, soit en surface (marteau hors de trou) soit entre le taillant et le train de tige (marteau fond de trou).

On distingue quatre techniques de foration :

- 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 avec outil tricône .

Les équipements de foration représentés essentiellement par les outils et les pièces de transmission, constituent le matériel «consommable» d'une unité de foration et peuvent représenter jusqu'à 50% du prix de la foration

II.2.1. Foration par roto-percussion avec marteau hors du trou

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

Les matériels roto-percutants sont caractérisés par :

la fréquence de frappe : 1000 à 4000 coups/min ;

l'énergie par coup ;

la possibilité ou non de faire varier l'un ou l'autre de ces paramètres .

en règle générale, une faible énergie et une fréquence élevée donnent de bons résultats en terrain tendre, mais ne permettent pas toujours une foration correcte dans les roches dures .

l'utilisation de marteau hydraulique à caractéristiques variables permet de s'adapter au terrain à forer .

II.2.2. Foration par roto-percussion avec marteau fond de trou

Le mouvement de rotation est assuré par un moteur fixé en surface sur la glissière et transmis à un frappeur situé à l'intérieur et à la base du trou par l'intermédiaire d'un train de tube. le principe de fonctionnement de cette méthode présente plusieurs avantages :

- Une grande propreté du trou et une meilleure qualité de la paroi du forage ;
- Le soufflage réalisé permet un plus gros débit d'air comprimé ;
- L'énergie transmise au taillant est indépendante de la profondeur.
- Il est possible d'injecter de l'eau.

L'emploi de tubes de forage assure un bon guidage grâce à leur rigidité ; les coincements sont diminués et les arrivées d'eau peuvent être plus facilement colmatées.

L'air de l'échappement de pression élevée et de gros diamètres (>150mm) autorise des performances élevées et pratiquement constantes quelle que soit la profondeur.

II.2.3. Foration rotary par outil tricône

Ce procédé fait appel à de puissantes machines, capables de maintenir des poussés de 10 à 30 t.

l'outil utilisé est à partir de 160mm de diamètre .

Ce mode de foration est utilisé pour de très grandes exploitations.

II.2.4. Foration par coupe rotative avec outil à lames

Cette technique est surtout utilisée par les cimentiers. Le matériel utilisé doit assurer sur l'outil une pression élevée et transmettre un couple élevé (jusqu'à 800m/Kg) si l'on veut obtenir une pénétration correcte. Ce procédé n'est utilisé que pour les roches peu abrasives et de résistance faible a moyenne.

II.2.5. Foration pneumatique

Relativement simple de fonctionnement et d'entretien, les unités pneumatiques bénéficient d'une bonne connaissance de la part des foreurs, ce qui permet de limiter considérablement les aléas dus au fonctionnement.

L'entretien en est simple et l'investissement limité par rapport à une unité hydraulique. On notera également le meilleur comportement du système pneumatique dans les formations hétérogènes, sous réserve cependant, d'avoir affaire à un foreur qualifié.

Cette technique permet au foreur de bien «sentir et repérer» les hétérogénéités du massif traversées ; il sera ainsi possible d'assurer une meilleure répartition des explosifs lors du chargement.

De telles unités de foration sont généralement de grosses consommatrices en air comprimé et demandent des compresseurs puissants qui peuvent permettre l'adaptation de système de sécurité du type dépoussiéreur.

II.2.6. Foration hydraulique

La foration hydraulique a permis un certain nombre d'améliorations par rapport à la foration pneumatique percutante.

Augmentation des performances et de la productivité, la transmission d'un choc plus puissant est possible et des vitesses d'avancement plus importantes sont obtenues.

En terrain hétérogène un limiteur de couple peut agir sur la poussée de l'avanceur et permet un ajustement automatique de celle-ci : on obtient ainsi des vitesses d'avancement proches de l'optimal, donc un accroissement de productivité.

Diminution de la consommation d'énergie : la consommation d'un marteau hydraulique est d'environ le tiers, voire le quart de la consommation d'un marteau pneumatique équivalent. Ce poste est relativement important lorsque l'on sait que la consommation de gas-oil peut varier de 0.1 à 5L au mètre foré.

Amélioration des conditions de travail, de la sécurité et de l'environnement :

- un capteur de poussière équipe généralement les engins extérieurs de foration ;
- un changeur de barres avec dispositif semis- automatique et stockage et changement assure la mise en place et le retrait des tiges sans manipulation manuelle ;
- l'adoption d'une cabine permet au foreur de travailler dans de bonnes conditions quel que soient les conditions climatiques et assure une meilleure sécurité lors des déplacements.

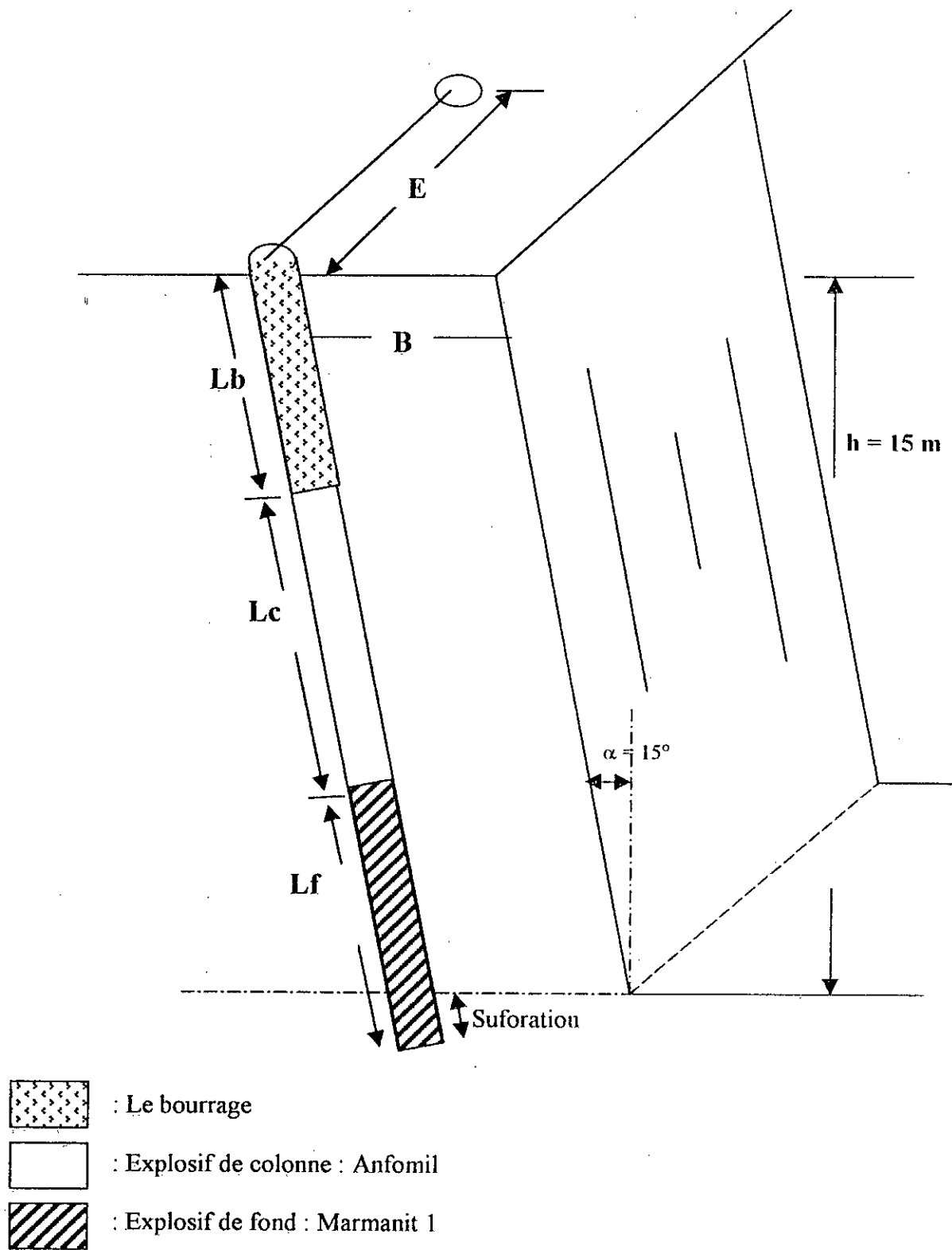


Figure VI.1 : Distribution de la charge d'explosif[10]

II.3. Comparaison de différentes méthodes de forage

Tableau8[22]

outils	Le marteau hors du trou	Le marteau fond du trou	Le tricône
Application	Forage de trous relativement peu profond	Forage plus profond. passe mieux dans les roches faillées et hétérogènes	Forage de roche de densité moyenne à toute profondeur.
Vitesse de pénétration	Plus grande vitesse de pénétration au départ, mais ralentissement avec l'ajout des tiges	La vitesse de pénétration varie peu avec la profondeur. la vitesse moyenne de pénétration est plus élevée.	Nécessite une poussée plus importante pour approcher la vitesse de pénétration du marteau fond de trou.
Consommation d'air	Consomme davantage d'air puisque l'air de la frappe n'est pas utilisé pour le nettoyage du trou .	A diamètre égal consomme moins d'air puisque l'air de l'échappement est utilisée également pour le nettoyage du trou. Une pression plus élevée peut être utilisée pour augmenter la vitesse d'avancement .	Nécessite un débit d'air ou de boue important pour le nettoyage du trou et pour remonter les cuttings à la surface, directement lié au rapport diamètre des tiges (section de l'espace annulaire)
Niveau de bruit	Un silencieux d'échappement est nécessaire si le bruit est important. le bruit dû à l'impact est difficile à contrôler	Le niveau de bruit est faible puisque le bruit dû à la frappe et à l'échappement est absorbé dans le trou.	Niveau de bruit très bas.
Accessoires	L'équipement est soumis à beaucoup d'effort et sujet au remplacement.	Consommation d'équipement réduite.	Une forte poussée ainsi qu'un couple élevé à la rotation peuvent abréger la durée de vie des tiges de forage.
maintenance	La machine doit subir les effets de la vibration et de l'impact de forage.	Maintenance peu Elevée.	Les vibrations sont plus importantes. Elles proviennent de la poussée plus grande et entraînent une maintenance plus fréquente.

Conclusion :

Un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte d'un abattage.

Dans tous les cas chaque forage doit être rigoureusement implanté en X,Y,Z et α (inclinaison) et la perforatrice doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate forme bien réglée :

- Le repérage en X et Y est en fonction de la maille de foration retenue ;
- Le nivellement en altitude (Z) est effectué à partir d'un lever en altitude des points représentatifs de la plate forme. on doit veiller, en particulier dans le cas de réalisation de risberme, à bien définir au départ la côte maximale à atteindre par la foration, afin d'éviter toute détérioration de la riseberme par les explosifs . Dans le cas d'un abattage classique, tous les trous sont vérifiés avant le chargement et les surprofondeur éventuelles sont réglées par l'adjonction à la base du forage de résidus de foraiton ;
- l'inclinaison des forages (α) doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

On note à ce sujet que s'il est relativement facile à réaliser des forages verticaux, il en est tout autrement pour la réalisation de forage inclinés (cas de prédécoupage et abattage différé). Certains dispositifs électroniques ou optiques existent actuellement et permettent une implantation rigoureuse de la foration.

la recherche de la qualité de la foration doit rester un objectif du foreur, aussi bien que du maître d'œuvre. Qui doit savoir l'exiger et la reconnaître.

III. Le choix de l'explosif

Le choix de l'explosif sur un chantier déterminé sera essentiellement le résultat d'un bilan technico-économique, fonction des objectifs de ce chantier. Les éléments concernant le site, la production et le coût seront pris en compte. [9] [21]

1. La roche :

- * Nature
- * Fissuration
- * Eau
- * Densité.

L'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. mais de plus l'explosif doit être « adapté » à :
L'énergie explosive générée par la détonation doit passer du milieu détonant au massif rocheux. Ce transfert est régi par des lois physiques faisant intervenir les impédances acoustiques de l'explosif et de la roche.

Si un massif est pré-fracturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussé (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz) ;

Ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance.

Test d'impédances : [4] [2]

Les études faites sur le terrain ont prouvé que le transfert d'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur quand le rapport :

$\frac{\rho D}{\rho_0 D_0}$: est compris entre 0.4 et 0.7 voire se rapprocher de 1.

ρ : densité de chargement de l'explosif dans le trou.

$$\rho = d_e \left(\frac{\phi_e}{\phi_t} \right)^2 \cdot K \dots\dots (28)$$

avec :

de : masse volumique de l'explosif

ϕ_e/ϕ_t : couplage de la charge

K : coefficient de tassement : Mv explosif dans le trou/Mv explosif hors de trou

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

En pratique, les valeurs de rapport (1) sont de l'ordre de 0,4. Pour l'augmenter on peut jouer sur la valeur de γ en améliorant le couplage de la charge (diamètre du trou plus grand ou explosif en vrac de façon d'obtenir $\phi_e = \phi_t$.

Un bon couplage de peut conduire à une bonne amélioration des résultats de tir .

L'impédance acoustique de l'explosif est généralement inférieure de celle de la roche . on cherchera donc à augmenter l'impédance de l'explosif(augmentation de la densité et de la vitesse de détonation).

2. L'environnement (vibration, nuisances et projections)

3. Le coût : (explosif, foration, traitement).

Les objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation :

Le coût de l'explosif étant relativement important dans le coût d'exploitation(Le coût de l'abattage au niveau de l'E.N.G est de 20DA/t en moyennes), son prix est pris en compte dans son choix.

Cependant les exploitants tendent de plus en plus à l'associer au coût de la foration et au coût du chargement du tas qui varient dans le sens inverse de celui de l'explosif.

Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif.

4. Production :

- Cadence
- Taille des engins (chargeuse- concasseur)

IV. Amorçage

IV.1. Définition :

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur (amorce ou autre chose semblable) dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

- L'amorce doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement..
- L'amorce doit être dans la position convenant la mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats.

Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes, ni à des torsions.

- L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire.

L'amorce doit avoir une forme et une position qui permet un chargement parfait.

Généralement pour un mauvais tir on accuse très souvent l'explosif. En réalité le résultat et surtout le rendement d'un tir dépend non seulement des caractéristiques de la roche, de l'état initial du massif en place et de la qualité et du type d'explosif utilisé. Mais pour beaucoup, dépend de la qualité de l'amorçage.

IV.2. Chaîne pyrotechnique d'amorçage

Une chaîne pyrotechnique se décompose de :

D'un générateur thermique, par exemple mèche lente ou perte d'allumage de détonateur électrique ;

D'un explosif primaire en quantité voisine de 0.6 à 2g prenant le régime détonant sous l'influence D'un apport thermique minimum ;

D'un explosif secondaire en quantité voisine de 0.6g généralement suffisant pour apporter aux explosifs secondaires utilisés en masse par le mineur le minimum d'énergie nécessaire pour assurer leur décomposition.

IV.3. Système d'amorçage

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

Les réactions pyrotechniques se développent de la façon suivante :

L'énergie thermique est apportée :

- Soit par une mèche ;
- Soit par guide d'onde de choc à 2000m/s dans un tube NONEL ou explosion contrôlée dans un gaz ou mini-cordon détonant ;
- Soit par une perle d'allumage dans le cas de détonateur électrique ; ce mode d'amorçage est le plus répandu dans le monde et actuellement celui qui garantit en général la meilleure fiabilité ;

Les compositions retardatrices brûlent dans des temps qui sont des multiples de 25 millisecondes pour la série des courts-retard (N°1 à N°12) et des multiples de 100 à 200 ou 500 millisecondes pour les détonateurs retard (temps de 500 à 6000 millisecondes).

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

L'explosif primaire initie en détonation l'explosif secondaire.

IV.4. Modes d'amorçage :

IV.4.1. La pratique actuelle de l'amorçage

Dans un trou de mine la charge est répartie et constituée de :

Une amorce d'explosif primaire ou brisant déposée au fond du trou sur une hauteur prédéterminée

Une charge colonne d'explosif secondaire alternée ou non selon les cas de l'explosif primaire et du bourrage.

Deux techniques d'amorçage peuvent être utilisées :

IV.4.1.A. L'amorçage latéral :

Le plus couramment utilisé en chantier, c'est l'amorçage pratiqué dans les mines profondes conformément ; s'effectuent par cordeau détonant de 10 à 40g. le cordeau va jusqu'au fond du trou, il est généralement lesté par une cartouche d'explosif puissant.

IV.4.1.B. L'amorçage fond de trou

Admis par la réglementation française en vigueur pour des trous de mines inférieure à 6m, il produit une inversion du sens de l'onde de choc dirigée du fond du trou vers la surface et de ce fait sollicite le massif rocheux dans son comportement mécaniquement le moins résistant. Il peut être réalisé à l'aide de détonateur électrique ou de détonateur de type NONEL ces derniers sont initiés par un tube cylindrique sur la face intérieur duquel est déposé un film d'explosif insensible aux chocs et qui transmet une onde de 2000m/s.

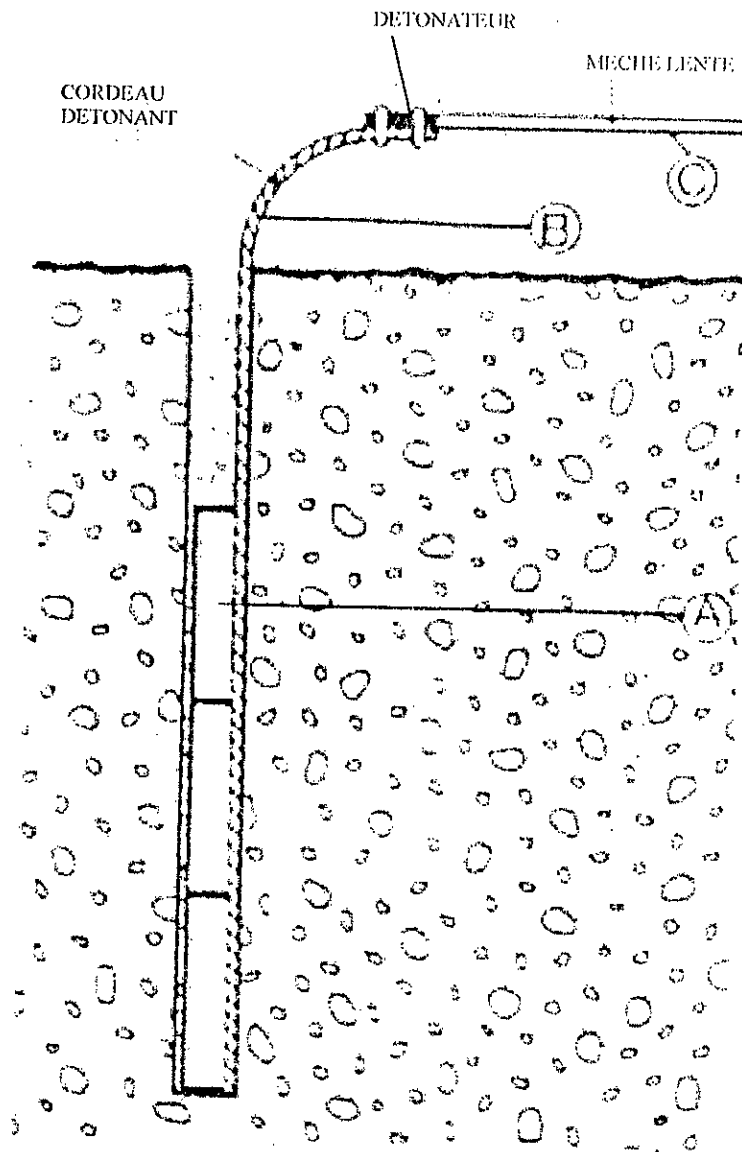


Fig IV.1 : Chaîne pyrotechnique avec cordeau [9]

- A- Explosif
- B- Dispositif d'amorçage
- C- Dispositif de mise à feu

Caractéristiques des détonateurs (O.N.E.X)

Tableau 9

Produits	Type	Temps de retard(s)	Nombre de retard	Résistance ohmique par détonateur
Détonateur électrique instantané(d.e.i)	Basse intensité	0	—	1.5 ohm
Détonateur électrique retard(D.M.R)	Basse intensité	1/2s	12(6s)	1.5 ohm
Détonateur électrique micro-retard(D.M.R)	Basse intensité	20 millisecondes	12(240millisecondes)	1.5 ohm
Détonateur électrique sismique	Basse intensité	0	—	1.5 ohm temps de réaction 1 milliseconde

IV.5. Conditions d'une bonne mise à feu

Pour avoir une bonne mise à feu il faut : un choix convenable entre l'initié :

- * charge amorce
- * brisant
- * explosif lui-même

et l'initiateur :

fil électrique et détonateur
cordeau détonant

IV.5.1. L'explosif

Energie de l'explosif : l'énergie de l'explosif dépend d'un type d'explosif à un autre . elle varie de 1 à 5 Mégajoules au plus puissant.

Remarque : 1 mégajoule est l'analogie d'un tonne qui tombe de 100m de haut.

On distingue deux type d'énergie par les quelles travaille :

l'énergie de choc – c'est celle qui agit comme un marteau et qui brise la roche.

L'énergie de gaz- c'est celle qui pousse la roche vers l'avant.

Pour un même schéma de tir un bon amorçage peut améliorer l'effet de tir de plus de 20% et récupérer plus de 95% de l'énergie disponible de l'explosif.

A. La densité de l'explosif : (mise en pression de l'explosif)

Plus la densité est élevée. plus son énergie d'explosion est grande et plus il, est difficile à amorcer.

Densité des explosifs usuels :

ANFO – amonitrate 0.95

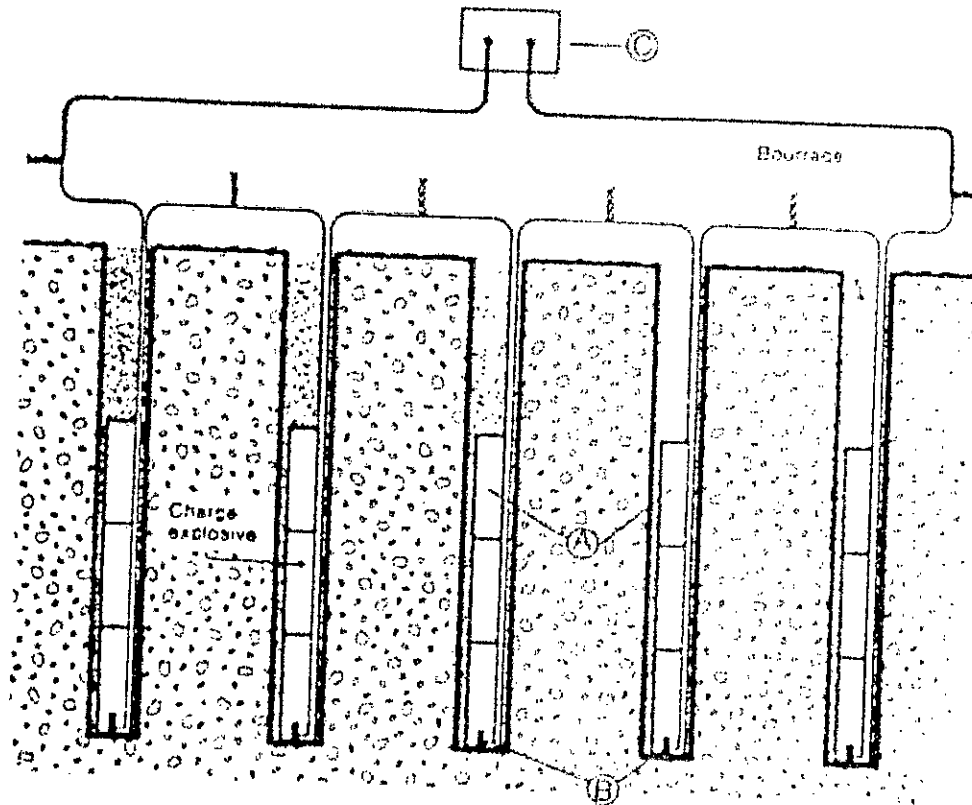


Fig.II-1 : Chaîne pyrotechnique avec détonateur électrique

- A- Explosif
- B- Dispositif d'amorçage
- C- Dispositif de mise à feu

Les détonateurs sont comprimés à 400 et 500bars.

B. Diamètre critique de l'explosif :

Il existe un diamètre limite en dessous duquel l'explosion ne peut se propager et ne peut avoir lieu.

Par exemple l'ANFO ne peut se fabriquer en dessous de 65mm.

Ce diamètre critique varie encore avec les conditions de température et de pression.

C. La température :

Plus la température est basse plus, le diamètre critique est plus grand et plus l'amorce doit être plus forte.

D. La pression :

Cette pression se manifeste lorsqu'il y a une différence manifeste entre le diamètre du trou et le diamètre de la cartouche d'explosif.

Par le jeu annulaire qui existait alors entre la cartouche et le trou de mine, lors de la détonation se produirait un souffle de gaz qui presserait à mort l'explosif en augmentant subitement sa densité rendant difficilement amorçable.

Ce phénomène produit dans les conditions de rapport :

$\frac{St-Se}{Se}$ qui doit être plus petit que 2.6.

IV.5.2. Les accessoires de tir [17] [22] [21] [2]

Pour la mise à feu des différentes charges explosives, il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de mine tels que : mèche, détonateurs pyrotechniques, amorce électrique, cordeau détonants ...

Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise à feu, de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait.

Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif.

1. La mèche lente ou de sûreté :

Elle est fabriquée à partir de poussière de poudre noire enveloppée dans du papier, du textile et de la matière plastique. Elle sert principalement à la mise à feu de détonateur pyrotechnique instantané.

2. Détonateur pyrotechnique N°8 :

La mise en détonation des explosifs brisants ne peut se faire qu'avec un détonateur. Le détonateur pyrotechnique N°8 en est le type le plus simple et est constitué d'un tube d'aluminium chargé d'explosif secondaire sans dispositif de mise à feu. Sa mise à feu se fait par une mèche lente placée en contact direct avec la charge d'amorçage. Le sertissage des rebords du détonateur avec la mèche assure une liaison robuste et une bonne étanchéité. (figIV.1).

3. Cordeau détonant :

Il est constitué d'une âme penthrite en poudre enrobée dans du textile puis dans une gaine en matière plastique.

Le cordeau détonant rend grands services lors des travaux de minage. il sert principalement à :

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact.
- L'amorçage simultané de plusieurs charges explosifs à la fois.
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation.
- Dans les trous de mines profonds où les charges sont séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation.

L'amorçage d'une cartouche est réalisé par l'introduction de détonateur dans l'axe de celle-ci ou encore par la fixation solide de la cartouche au cordeau détonant. La cartouche ainsi préparée est appelée cartouche amorce. (figIV.1)

IV.6. Tir électrique

La technique moderne de minage à ciel ouvert ou en souterrain entraîne des volées comportant un nombre de plus en plus élevé de coups allant parfois sur de grandes distances.

Les dispositifs de mise à feu doivent dans ce cas assurer une sécurité maximale et une grande efficacité.

Le tir électrique donne cette possibilité et permet l'amorçage et la mise à feu électriquement d'une volée à un moment précis, soit instantanément ou dans un ordre déterminé et à des intervalles exacts et très courts.

IV.6.1. Détonateur électrique :

La partie la plus importante d'un détonateur est la tête d'amorce qui se compose de deux lamelles conductrices, isolées et maintenues à une certaine distance l'une de l'autre. Les lamelles sont reliées par deux fils constituant le pont à incandescence. Ce pont est logé dans une pastille d'allumage qui fait exploser la charge primaire, transmettant ainsi la détonation à la charge secondaire et finalement à toute la charge du trou de mine. (figIV.2)

IV.6.1.A. Détonateur électrique instantané D.E.I :

Leur réaction à l'impulsion électrique est immédiate.

Les détonateurs instantanés portent le numéro 0, et sont généralement placés en début de série dans les tirs programmés.

IV.6.1.B. détonateur «électrique à retard D.E.R :

Détonateur à retard ordinaire, le temps de réaction entre chaque numéro est la demi-seconde.

IV.6.1.C. Détonateur électrique micro-retard :

Le temps de réaction entre chaque numéro est de 20ms à 25ms. (voir chapitre explosif) les détonateurs à micro-retard sont utilisés pour les tirs à ciel ouvert en carrière, dans les travaux de construction ainsi que dans les mines où elles ont remplacé les amorces instantané.

Leur utilisation permet :

- * Une diminution de la vibration du sol et d'un déplacement d'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des retards lors des tirs programmés aux environs des constructions.
- * Une meilleure fragmentation des déblais et une meilleure prévision d'étalement des produits de tir.
- * Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de taille ou dans les délais.
- * La possibilité d'orienter l'onde de choc en appliquant la technique de bouchons pour la création d'un dégagement.

IV.6.2. Circuit électrique :

Pour réussir le tir d'une volée de coup de mine, il est nécessaire d'établir un bon circuit électrique. Celui-ci devra être préparé avec attention et sera contrôlé avant sa mise sous tension.

les causes possibles d'un raté peuvent être :

- * Une insuffisance de la tension de l'exploseur ;
- * Des connexions et des raccords mal effectués ;
- * Ou tout simplement l'existence d'un court circuit dans la ligne de tir.

IV.6.3. Vérification de circuit électrique :

La vérification du circuit électrique est une opération très importante pour la suite des travaux.

La conformité au circuit électrique avant la mise sous tension se fait par des appareils de mesure d'électricité.

lors du contrôle trois cas de figures peuvent se présenter :

- L'appareil de mesure indique une valeur de +ou- 10% de la valeur calculée selon la loi d'ohm. Dans ce cas le circuit est bon et le tir peut être exécuté.
- L'appareil de mesure indique le zéro ou l'infini, il y a dans ce cas rupture du circuit.
- L'appareil de mesure indique une résistance beaucoup plus grande que la valeur calculée dans ce cas il y a des résistances anormales qui sont venues s'ajouter au circuit à cause de mauvaises connexions.

IV.7. Détonateur électronique : [17]

IV.7.A. Intérêt du tir électronique

Les détonateurs pyrotechniques classiques électriques ou non électriques ont une précision très insuffisante lorsqu'on veut des dates de départ avec une exactitude de l'ordre de la milliseconde. Cette précision est requise pour la mise en œuvre de méthodes évoluées de limitation des vibrations, pour le tir sélectif ou la démolition.

D'autres avantages se révéleront dans la facilité de mise en œuvre, la sécurité embarquée du système et la facilitation de la gestion du stock de détonateurs (tous les détonateurs sont identiques).

IV.7.A. Principe de fonctionnement

Un détonateur électronique est composé d'un module électronique et d'un détonateur pyrotechnique instantané. Le module électronique reçoit des ordres de propagation, il enregistre le nombre de détonateurs de la volée, et enfin donne l'ordre codé de mise à feu. L'énergie nécessaire au fonctionnement de la tête pyrotechnique est stockée dans une capacité de tir (condensateur) qui n'est chargée qu'au dernier moment. Le départ a lieu en temps réel sur ordre transmis à la console par le boutefeux.

La précision de ces détonateurs a permis également d'éprouver la méthode temporelle visant à réduire les nuisances vibratoires.

Les résultats sont très satisfaisants, puisque l'on a obtenu une réduction des vitesses maximales de l'ordre 30%.

V. Séquence d'initiation

Son choix dépend de :

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

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

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

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

VI. Paramètres géométriques de plan de tir

Le plan de tir doit prendre en considération ces objectifs et adopter les paramètres de tir pour y répondre.

Toute la réflexion porte sur l'adoption des paramètres suivants : (figVI.1)

- 1- La hauteur du front de taille.
- 2- Le diamètre des trous de foration.
- 3- La maille de foration.
- 4- L'inclinaison des trous.
- 5- Le nombre de rangées de trous.
- 6- Charge d'explosif dans les trous

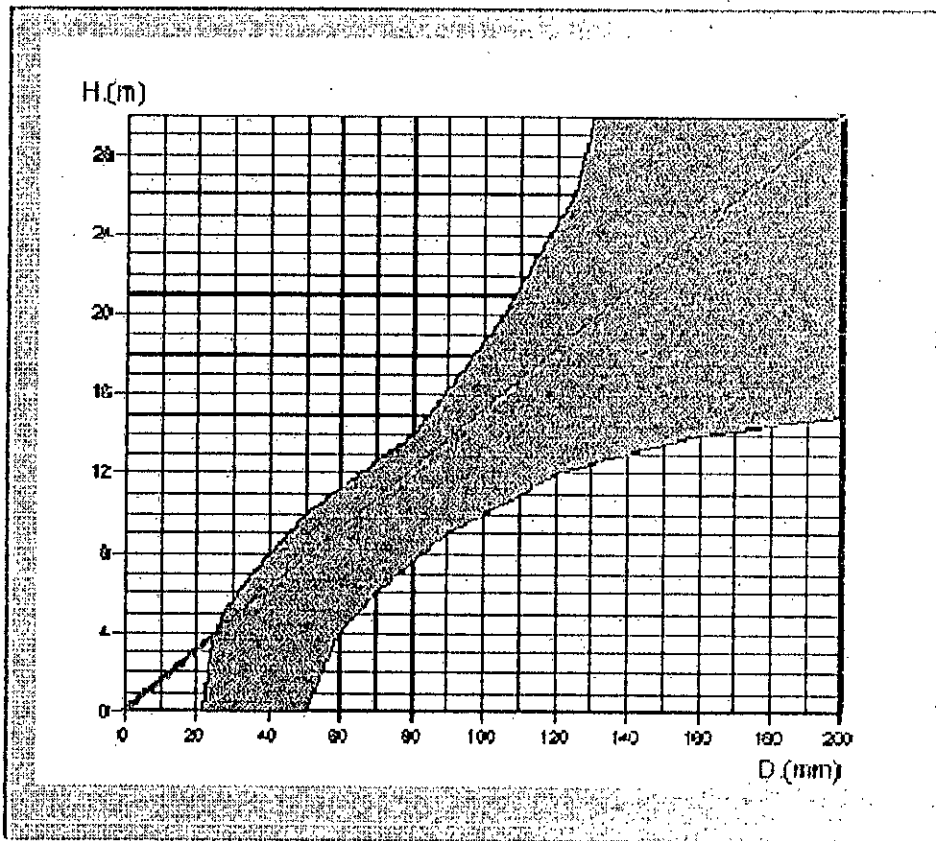


Fig IV-1 Relation entre la hauteur du gradin et le diamètre de foration

VI.1. Hauteur de front de taille et diamètre de foration

Les règlements concernant la sécurité et l'environnement limitent la hauteur des fronts de taille, particulièrement pour ce qui est de la quantité d'explosif pouvant être chargée dans chaque trou. En fonction de la production, des restrictions dues à l'environnement et aux types des matériaux forés, le diamètre des trous dans le cas de foration en gradin varie de 27 à 240.

Nous donnons ci après les fourchettes de correspondance d'application entre diamètre de foration et hauteur du front de taille. (voir figure VI.2)

Une approche très empirique retient une hauteur au plus de l'ordre de 200 fois le diamètre de foration.

Quoiqu'il en soit, la hauteur adoptée sera en fonction du volume unitaire de production à abattre et sera dans la fourchette de 10 à 15 m pour rester dans le cadre de la réglementation actuellement en vigueur. Et il est admis que cette hauteur puisse dépasser les 20 voir 40m par endroits. Sous réserves particulières d'exploitation comme par exemple lors de la liquidation des gradins du sommet en fin d'exploitation le long de l'horizon topographique.

Pour cette hauteur de foration, des raisons techniques, économiques et de sécurité sont à prendre en compte :

- * le travail de foration perd de l'efficacité lorsque le trou est trop profond
- * Dans les matériaux abrasifs, l'usure et la vie des taillants dépendent du temps de foration.
- * La sortie du pied est liée à la surprofondeur de foration, à la charge d'explosif mais à la position réelle de cette charge de pied. La limite de hauteur sera dictée en fonction de la puissance du matériel de foration disponible :
- * Diamètre du taillant et capacité du compresseur.
- * Type de chariot de foration

VI.2. Maille de foration

Un bon contrôle des effets de tir peut se faire en appliquant pour les trous de mines les paramètres suivants : (fig VI.1)

1. ligne de moindre résistance
2. le sous forage (sur profondeur de forage)
3. le bourrage
4. l'espacement entre trous.

VI.2.1. La ligne de moindre résistance (banquette) : [16] [21] [5]

La banquette la distance réelle qui sépare le trou ou la première ligne de foration de la surface libre du gradin. Cette distance est notée B

La banquette est exprimée en fonction de diamètre par la formule empirique suivante :

$$B = (20 \div 40) \times \phi \dots\dots\dots (29)$$

Le rapport (20/40/) est à prendre en fonction de la roche et de l'explosif.

Beaucoup d'auteurs ont donné une approche de calcul de cette distance « B » en faisant, dans une formule, appel à de coefficients techniques liés à roche et à l'explosif que le praticien, dans bien souvent des cas, ne maîtrise pas : la plus connue de toute est donnée par les granitiers scandinaves :

la formule de LONGEFORS ET qui exprime :

$$B = K \cdot \phi \sqrt{\frac{\varepsilon \cdot \rho}{c \cdot p \cdot (E/B)}} \dots\dots\dots(30)$$

avec :

K coefficient à ajuster

ϕ : diamètre de foration

ρ : densité de chargement de la charge d'explosif en Kg/m

ε : énergie de l'explosif exprimée en joule/kg (ou C.U.P)

C : coefficient de la roche à abattre

P : coefficient de charge de sortie de pied

E/B : rapport de maille = espacement entre trous/B

VI.2.2 Le sous forage « Sf »

Les trous de mine sont généralement forés plus bas que le niveau désiré du gradin pour être certain que les effets du tir donnent un bon dégagement du pied et préserver une certaine planimétrie du plan de roulage du gradin inférieur.

Ceci est justement très important pour les performances du cycle de transport.

La longueur de la surprofondeur « Sf » varie, comme la ligne de moindre résistance, avec les caractéristiques de la roche ; elle est généralement égale à 0.2 à 0.4 fois la ligne de moindre résistance .

$$Sf = (0.2 \div 0.4) \times B \dots\dots\dots(31)$$

VI.2.3. Le bourrage « Lb »

Le bourrage désigne le remplissage du trou de mine dans sa partie supérieur non chargée d'explosif.

Le meilleur choix pour le matériau de bourrage, est le sable concassé 0/3 de carrière.

La hauteur de bourrage est généralement prise à :

$$Lb = 0.7 \cdot B$$

Il n'y a pas une règle précise pour cette hauteur de bourrage . Certains préconisent 0.5.Lm et d'autres plus récemment propose même de ne plus faire de bourrage, la nouvelle génération d'explosifs dégagent tant de volume de gaz que les gaz eux-mêmes provoquent le bourrage.

VI.2.4. Espacement entre trous « E »

L'espacement entre trous peut être calculé de même empiriquement comme 1.25 à 1.8 fois la ligne de moindre résistance.

$$E = (1 \div 2) \times B \dots\dots\dots(32)$$

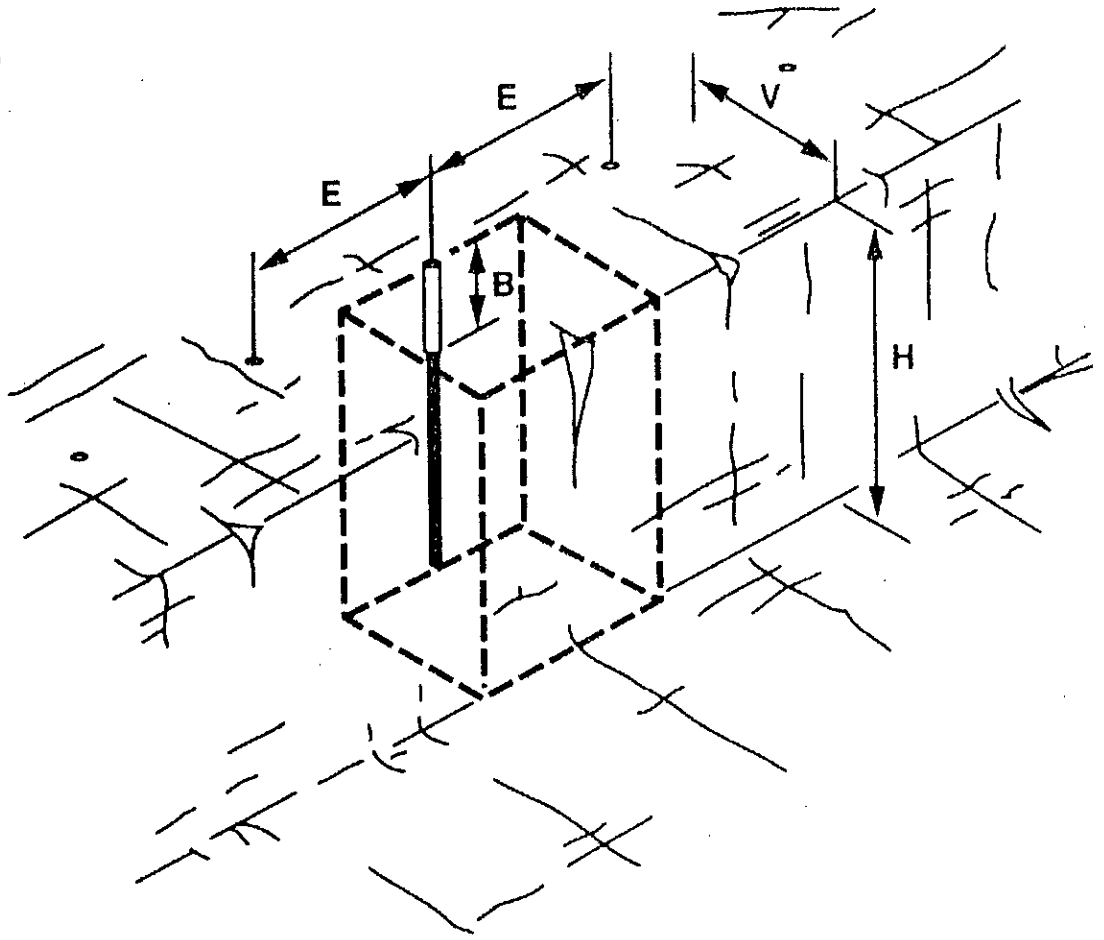


Fig.IV.2. Espacement entre trous

VI.2.5. Maillage et conséquence de la variation de la forme de quadrillage

1. variation de la ligne de moindre résistance « B » (fig VI.3)

Une distance trop grande par rapport au front de dégagement gaspille de l'énergie « la roche est gelée sur le gradin »

Une distance trop grande par rapport au front entraîne une fragmentation grossière de la roche et la présence de gros blocs avec effet arrière de la ligne de tir.

Une banquette correcte minimise les effets arrières, maximalise la fragmentation et le mouvement en avant de la roche pour, faciliter son extraction et son chargement.

En principe, l'utilisateur cherche à obtenir que les plus grands blocs obtenus à l'abattage passent par l'ouverture d'entrée de son concasseur primaire. connaissant l'ouverture de son concasseur et sachant également à quelque chose près, que les plus grands blocs abattus ont le tiers de la dimension de la ligne de moindre résistance, on définit donc cette ligne de résistance comme étant aussi égale à :

$$B = 3 \cdot 80\% B_c \dots \dots \dots (33)$$

B_c : ouverture de concasseur

Une autre méthode pour déterminer la ligne de moindre résistance :

- 1) Lorsque il s'agit d'une disposition verticale des trous d'abattage la ligne de moindre résistance est déterminée par la formule suivante :

$$B = \frac{\sqrt{0.56p^2 + 4mqpH_g L_{tr}} - 0.75p}{2mqH_g} \dots \dots \dots (34)$$

- 2) formule simplifié

$$B = \frac{\sqrt{0.25p^2 + 4qpH_g L_{tr}} - 0.5p}{2qH_g} \approx 0.9 \sqrt{\frac{p}{q}} \dots \dots \dots (35)$$

avec :

p : la charge d'un mètre de trou

$$p = 785 \cdot \phi^2 \cdot \Delta \dots \dots \dots (36)$$

ϕ : diamètre de trou[m]

Δ : densité de l'explosif

m : coefficient de rapprochement des trous, $m = E/B$

E : distance entre les trous en rangée

q : consommation spécifique de l'explosif

H_g : hauteur de gradin

L_{tr} : longueur de trou

m : dépend de la structure du massif. il y a une formule pour calculer m , mais d'une manière approchée en l'absence d'étude de la fissuration on peut prendre :

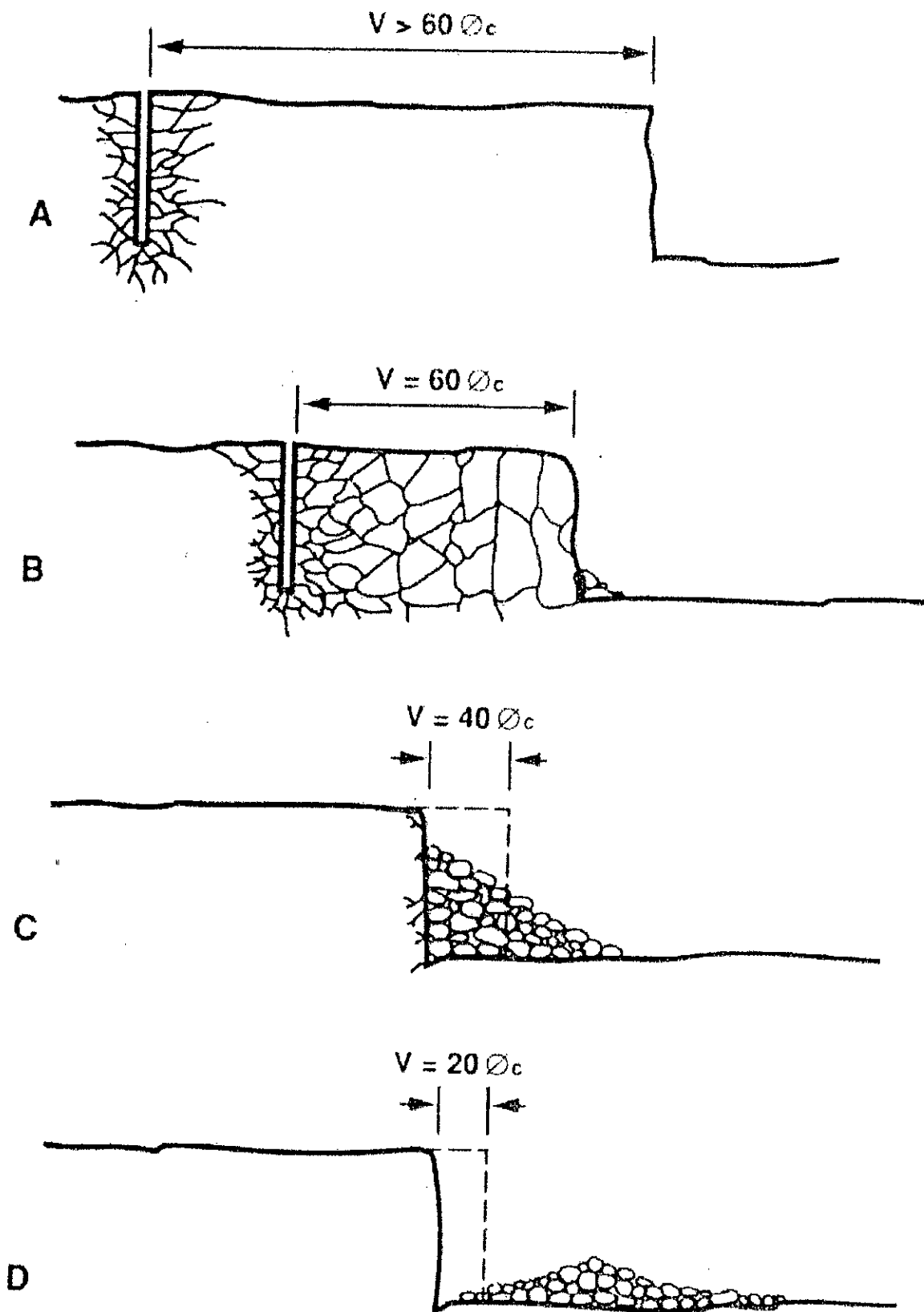


Fig IV-3 Influence de la banquette sur les résultats de tir

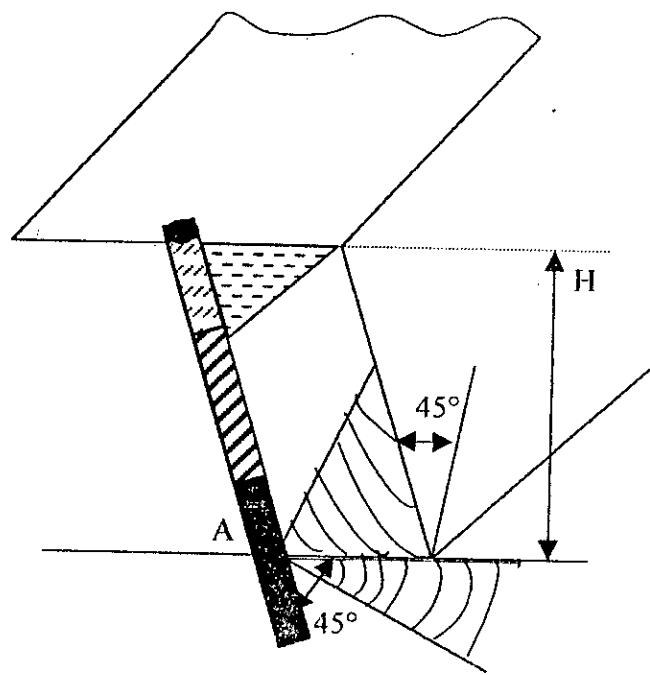
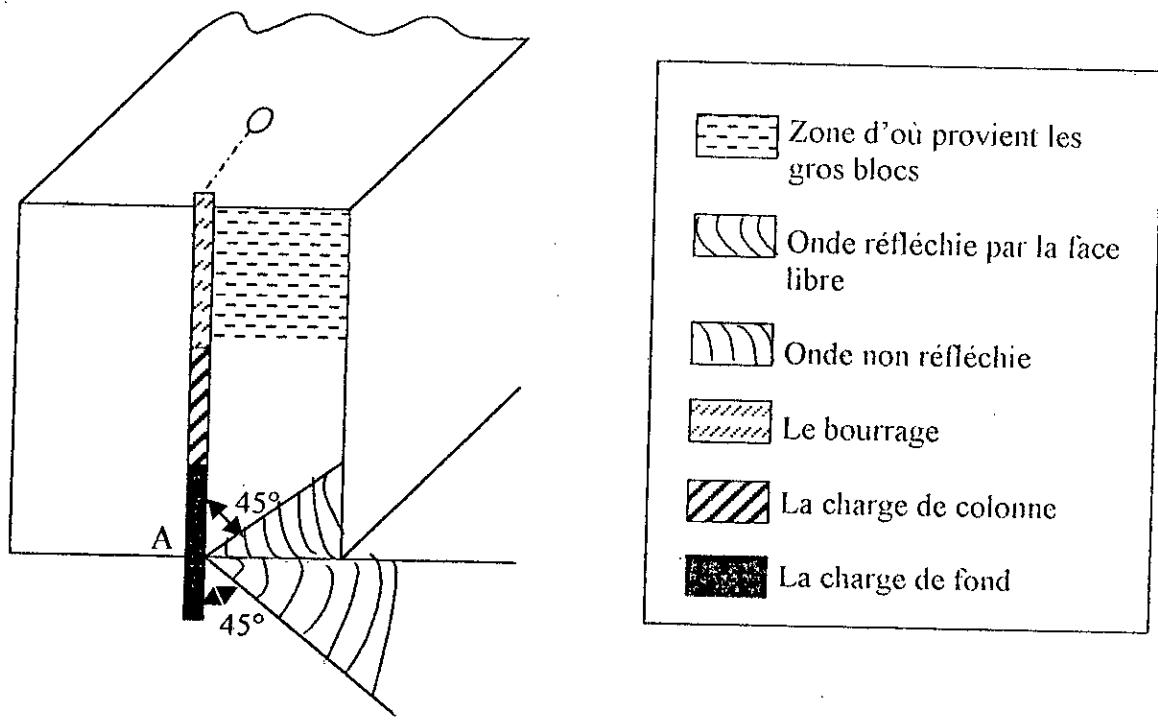


Figure VI.5 : Effet de L'inclinaison des trous d'un gradin la fragmentation

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{p}{q}}$$

mais après le calcul il faut vérifier les condition de sécurité,

$$1) B \geq Bs = H_g \text{ctg}(\alpha) + C \dots\dots\dots(37)$$

- Bs : banquette à la surface
- α : angle de talus
- C : berme de sécurité, (C<3m)

2) Si B<Bs alors :

Dans le cas où « B » ne vérifie pas les condition de sécurité, il faut changer la disposition du trou, prendre autre valeur du coefficient de rapprochement entre trous, la nouvelle valeur est donnée par la formule suivante :

$$m = \frac{p(L_{tr} - L_b)}{qH_g (H_g \text{ctg}\alpha + C)^2} \dots\dots\dots(38)$$

$$B = \frac{\sqrt{p^2 + 4mqH_g L_{tr}} - p}{2mqH_g} \dots\dots\dots(39)$$

2. variation des quadrillages « B.E »

Le principe suivant peut être retenu :

Entre axe « E » plus grand que Lm donne un excellent fractionnement primaire au détriment d'une légère augmentation d'explosif.

$$E = (1.8 \div 2)B \dots\dots\dots(40)$$

Entre axe « E » égal à Lm, fractionnement primaire moindre avec peu d'éléments très fins et d'élément très gros, c'est donc une granulométrie moyenne et une consommation d'explosif moyenne.

B=E

Entre axe « E » plus petit que Lm, production d'enrochement, consommation d'explosif relativement faible, par contre risque d'effet arrière .

VI.3. Positionnement des trous :

Le travail en carrière conduit généralement à la foration de plusieurs rangées de trous dans une configuration quadrillée ou en quinconce.

L'application de ces maillages et la mise en place d'amorces électriques micro- retard améliore le contrôle du tir et le contrôle de la fragmentation des déblais, pour autant que les trous soient forés à l'emplacement prévu de façon à obtenir un résultat optimum de l'explosif. (fig VI.4)
Des erreurs grossières dans le positionnement peuvent avoir pour résultat la production d'une plus grande quantité de roches de fragmentation insuffisante nécessitant un débitage secondaire.

VI.4. L'inclinaison des trous

La pratique limite à 20° l'angle (plus couramment 15°) d'inclinaison du trou foré par rapport à la verticale. Cette limite est en partie fixée par le bon sens de pouvoir charger par gravité les trous de mines que ce soit en vrac ou en cartouches. (voir fig VI.5)

Les avantages obtenus portent sur :

- meilleure sortie du pied de gradin avec moins d'effet de cratère
- allongement du trou donc des charges explosives bien réparties et plus favorables au rendement
- moins de blocs en tête avec moins d'effet arrière sur le haut du gradin

VI.5. Le nombre de rangées

Lorsque le site ne permet pas une grande longueur du front, pour satisfaire le volume de production exigé. On a recours au tir à plusieurs rangées. Cette possibilité est liée à l'emploi du tir aux micro- retards permettant l'abattage successif de plusieurs rangées l'une après l'autre.

En pratique, il est souhaitable que pour les dernières rangées la maille soit réduite de 20 à 30% afin d'augmenter ainsi la charge spécifique et faciliter le dégagement de celle ci.

VI.6. charge de l'explosif dans les trous

a- finalement la charge de trou pour la première rangée est :

$$Q_1 = q.B.E.Hg \dots\dots\dots(41)$$

Longueur de charge :

$$L_{chl} = Q_{(1)} / p ; m \dots\dots\dots(42)$$

Avec :

P : capacité de chargement de trou

b- pour les autres rangées :

la longueur de la charge est :

$$L_{chn} = Q_{(n)} / p ; m \dots\dots\dots(43)$$

la charge est de :

$$Q_{(n)} = q.H.E.b \dots\dots\dots(44)$$

avec :

b : distance entre rangées.

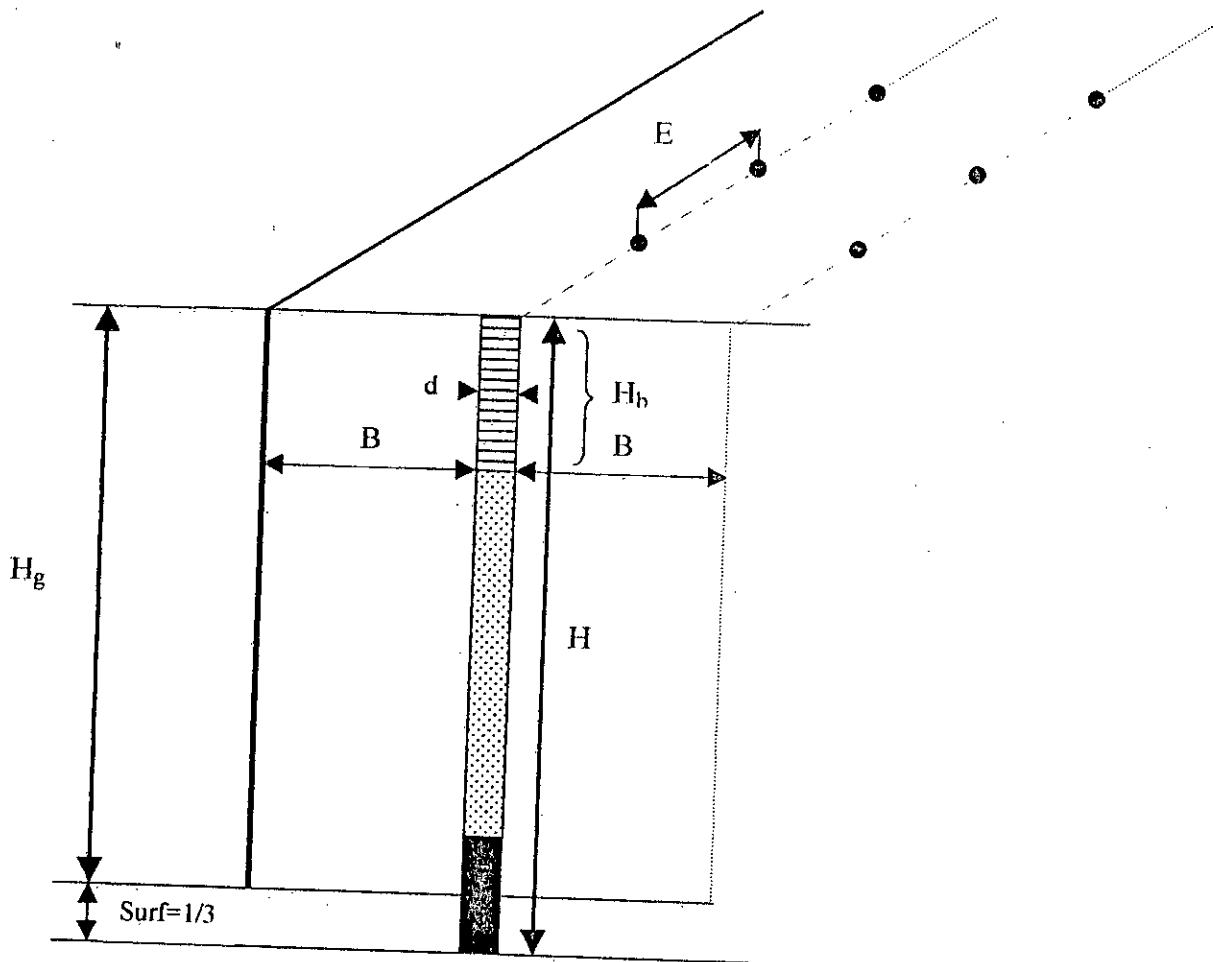


Fig.1 : paramètres géométriques du plan de tir pour un trou vertical

VII. Nuisance et vibration

VII.1. Introduction :

L'emploi des explosifs dans les carrières est pratique courante mais il occasionne un certain nombre d'inconvénients ; projections de roches, bruit et vibrations du sol qui sont généralement créateurs des nuisances et de dangers pour le personnel de la carrière et les populations qui vivent au voisinage.

De bonnes connaissances des effets immédiats et prolongés des détonations des charges explosives permettront de maintenir les dégâts provoqués par celle-ci dans des limites tolérables pour l'environnement, cela peut se faire en jouant sur les paramètres du plan de tir (la quantité de charge d'explosifs, la durée des micro-retards....) ou en prenant des mesures concernant la disposition de la carrière (implantation d'amortisseurs ou absorbeurs des vibrations du sol, installation d'isolants acoustiques,...).

VII.2. Les projections des roches : [23] [10]

Des projections exceptionnelles peuvent se produire, chaque fois que la charge utilisée est trop importante par rapport à celle théoriquement requise, ainsi a-t-on signalé des dégâts provoqués à des constructions et à des populations, des blessures subis par des personnes à plus de 500m du lieu de tir, à l'effet direct de projections de roches.

A. Causes principales provoquant les projections des roches :

Ceci peut être dû en particulier lorsque :

- Accumulation d'explosif dans une poche.
- Hauteur de bourrage insuffisante.
- Une faille fait communiquer le fourneau de mine avec l'extérieur du massif.

B. détermination des rayons de la zone dangereuse (R_a) :

Une deuxième méthode de calcul du rayon de la zone dangereuse consiste à déterminer la valeur maximale de linge 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}) :

$$W_{cond} = W_{max} \cdot 70\% = 0,70 \cdot W , \text{ en [m]} \dots\dots\dots (45)$$

D'après W_{cond} on calcule les valeurs $R_d \geq 200$ m pour le relief plat (tableau 10)

Tableau 10

W_{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

tab.10 : « rayons de zone dangereuse »

(n=1)* : nombre d'intervalle des retards

La roche étant homogène, l'intervalle de retard est constant. En utilisant l'équation (1) et en se basant sur les données du tableau ci-dessus, nous avons déterminé les vitesses initiales de projection et qui sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau11

W_{cond} (m)	R_d (m)	V_o (m/s)
1.5	200	44
4.0	300	54
8.0	400	62
10	500	70
15	600	76
20	700	82

VII.3 Les vibrations [10]

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 diminué sensiblement les ébranlements provoqués par les explosions, et des calculs plus précis permettent de déterminer la valeur exacte des charges devant être tirées.

Plusieurs formules ont été proposées, combinant à la fois la vitesse d'oscillation, la charge momentanée la distance entre le tir et le point de mesure. la plus utilisée est celle proposée par LANGEFORS et KIHSTROM :[2] [10]

$$V_{max} = K \left(\frac{R}{Q^n} \right)^{-m} \dots\dots\dots(46)$$

- avec : V_{max} : vitesse d'oscillation en (mm/s)
- Q : la charge momentanée en (Kg)
- R : distance de mesure en (m)
- n : exposant de la charge (on prend en pratique $n=1/2$)
- K : coefficient tenant compte du tir et du terrain
 - $K = 400$ pour les roches dures
 - $K = 200$ pour les roches tendres
 - $K = 100$ pour les terrains de couvertures
- $R/(Q)^{1/2}$: le niveau de vibration.(distance pondérée).

Une autre méthode de calcul [12]

1. Pour un tir instantané :

$$V_{ins} = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5} \dots\dots\dots(47)$$

3. tir à retard ou microretard :

$$V_{mr} = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5} \cdot f(m_z \tau) \dots\dots\dots(48)$$

τ : intervalle de retard en ms

$$f(m_z \tau) = \begin{cases} -12.9(m_z \tau)^2, & m_z \tau \leq 0.153 \dots\dots\dots(49) \end{cases}$$

ou :

$$f(m_z \tau) = \frac{0.275}{\sqrt{m_z \tau}}, m_z \tau > 0.153 \dots\dots\dots(50)$$

- m_z : nombre exponentiel de retard
- Q : charge unitaire

On cherche à estimer les charges d'explosifs admissibles en fonction des distances entre les lieux de tir et les différentes constructions afin que les seuils de vibration ne soient pas dépassés.

VII.4. Mesure de la fréquence naturelle du terrain (f)

Cette fréquence est mesurée expérimentalement, a l'aide d'un vibrographe, d'un oscillographe ou d'un détecteur de vibration. La vibration d'une onde de choc a trois dimensions (verticale, transversale et longitudinale), dont la verticale est la plus forte.

$$v_{max} = 2\pi f A_{max} \Rightarrow f = v_{max} / 2\pi \cdot A_{max} \dots\dots\dots(51)$$

- v_{max} :vitesse maximale d'oscillation de l'onde.
- A_{max} :amplitude maximale de vibration.

VII.5. Les bruits :

L'explosion provoque également des vibrations acoustiques, transmises par l'air, la plus grande partie provient de la libération des gaz des cordons détonant placés sur le sol, et l'échappement des gaz de tirs des charges à travers des fissures provoquées dans le massif ou le haut du fourneau de mine après explosion du bourrage.

1- Caractéristiques du phénomène acoustique

Le phénomène acoustique est caractérisé par une crête de surpression de l'aire très brève suivi d'une série d'oscillations de la pression.

Les très grosses explosions aériennes peuvent provoquer des dégâts importants aux constructions à cause de l'effet du souffle, dû à la dépression qui suit la crête de surpression.

2- Définition des risques :

Les quantités d'explosif tiré directement à l'air libre dans l'exploitation normale des carrières, sont en général petites et la surpression engendrée va rarement jusqu'au bris des vitres même si la gêne créée par le bruit est appréciable pour le voisinage.

Il convient de noter que si la quantification du risque de bris de vitres est facile, celle créer par l'explosion est plus malaisée, des expériences ont montré que des vitres correctement montées se brisent à partir d'une surpression de 50millibars. La gêne ressentie par les personnes est probablement en liaison avec la surpression maximale engendrée par le bruit et avec sa durée.

Il ressort que pour des tirs normalement confinés en carrières :

- La gêne créée au voisinage pour le bruit est ressentie avant que le risque des dégâts aux constructions (bris de vitres) ne soit pas appréciable.
-
- Sauf circonstance météorologique particulièrement défavorable (vents mal orientés, gradient thermique négatif en altitude... etc.) des tirs qui ne provoquent pas de vibration du sol, dangereuse pour un bâtiment, ne provoquent pas des dégâts par onde sonore.
-
- Toutefois les mesures pratique ont montré que la distance de sécurité qu'il faut prendre afin de protéger les constructions est donnée par la formule suivante :

$$R_p = K_p \cdot \sqrt{Q}^m \dots\dots\dots(52)$$

où :

Q : charge totale qui explose en Kg ;

K_p : coefficient qui tient compte de l'effet du souffle dont les valeurs sont dictées par le tableau suivant :

Tableau12Effet du souffle	Kp
Sans dégâts	10 ÷ 40
Bris de vitres possible	5 ÷ 9
Bris de vitesse totale	2 ÷ 4
Démolition des baraques des hangars	1,1 ÷ 1,9
Démolition des maisons faibles en brique et en bois	0.5 ÷ 1,0

VII.6. La stabilité des talus

Pendant les travaux de tirs; le problème le plus important de point de vue technologique est ; l'influence des travaux de tirs sur la stabilité des talus.

On peut évaluer le rayon d'influence de la fissuration à l'intérieur du massif ou de la dernière rangée :

$$R = K_{sp} \sqrt{Q} \quad ; m \dots \dots \dots (53)$$

ou :

K_{sp} : coefficient qui tient compte de l'état du massif considéré, pour $f=(4 \text{ à } 20)$, $K=(0.6 \text{ à } 1.02)$.

Q : charge maximale pour une série en Kg.

Pour des roches de faibles duretés on peut avoir des glissements tandis que pour des roches dures, des fracturations du talus.

VII.7. Moyens de réduction des nuisances dues a l'explosif en site urbain

1. Introduction :

Il ressort à l'évidence que les nuisances provoquées par les tirs en carrières sont d'abord liées à la sensibilité humaine et conduiront les populations riveraines à formuler des plaintes bien avant que les vibrations de toutes natures ne présentant un danger réel pour les constructions. La mise en œuvre des moyens de réduction des nuisances peut donc être considérée comme une action préventive pour le voisinage.

D'une manière générale, en un point donné le niveau des vibrations croit avec la charge d'explosif tiré, décroît avec la distance au point du tir est peut être modifié par la nature et l'état de fracturation des terrains, sur un site donné, pour réduire les nuisances dues aux tirs, on peut agir sur les caractéristiques du schéma du tir et sur le site lui-même.

2. Mesures de protection qu'il faut prendre au niveau du schéma du tir :

a. Au niveau de schéma du tir

- Décomposer la charge d'explosif en charges élémentaires tirées avec retard ou micro-retards d'au moins 20 millisecondes en effet, dans le cas d'un tir avec retards ou micro-retards, le niveau des vibrations est lié à la charge élémentaire avec le même retard et non pas à la charge totale.
- Eviter au maximum le minage secondaire (charges superficielles) pour le fractionnement des blocs. Ce procédé intensifie le niveau de la surpression aérienne et les nuisances sonores
- Supprimer pour la même raison le cordeau détonant posé sur le sol et employant des détonateurs électriques à micro-retards. On peut aussi recouvrir les cordons détonants au sol par une épaisseur de terre d'au moins de 20 cm.

b. Au niveau de site et de l'aménagement du terrain

- Choisir autant que possible une orientation du front qui soit adaptée aux conditions naturelles (fissurations, pendages des couches) en sachant que les vibrations naturelles se transmettent de préférence parallèlement aux discontinuités du gisement.
- Eviter d'aligner le front de tir dans la direction du site à protéger, cette situation tendant à croître le niveau des vibrations.
- Diminuer les charges d'explosifs pour certains tirs particuliers : lorsque le tir est adossé directement au front et surtout lors des tirs centraux d'approfondissement
- Certaines mesures spéciales peuvent enfin être prises pour réduire les nuisances, on pourra ainsi :
 - 1) Procéder à des tirs de prédécoupage provoquant un plan de fissuration préalable qui amortira les vibrations du sol.
 - 2) Placer des barrières de trous forés pour atténuer les vibrations au voisinage du site à protéger.
 - 3) Implanter des rideaux d'arbres pour atténuer l'intensité de la surpression aérienne.
 - 4) Enfin il faut faire des enregistrements des vibrations à l'aide de géophones tridirectionnels qui permet de définir et de vérifier la loi de propagation dans le massif et de ce fait de s'assurer que les charge unitaires mises en œuvre ne compromettent pas les ouvrages riverains (maison d'habitation, tunnel,...)

Chapitre 4 : Etude des méthodes de calcul des paramètres de tir

1. Méthode de Longefors [4] [7] [12]

Cette méthode se base essentiellement sur la relation qui existe entre le diamètre de trou et la banquette(B).

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

- Les trous sont surforés sur une longueur de 0.3B (B étant la banquette);
- La charge de pied s'étend sur une longueur de 1.3B;
- Un bourrage d'une hauteur déterminée $H_b=B$;
- La charge de la colonne occupe la place restante dans le trou ;

Ces données sont représentées sur le schéma.

Les différents paramètres utilisés dans cette méthode sont donnés par les formules suivantes :

I. Charge linéaire de pied

$$L_p = \rho (D/36)^2, \text{ en Kg/m} \dots \dots \dots (54)$$

Dt: diamètre du trou en mm

ρ : densité de chargement de l'explosif en tonnes/m³

II. La charge linéaire minimale

Pour briser la roche, lorsque la banquette est B, est donnée par la relation empirique suivante :

$$L_p = 0.88 \cdot (f/S_p) \cdot (E/B) \cdot ((0.07/B) + R + 0.04B) \cdot B^2 \dots \dots \dots (55)$$

Où :

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

tableau 13

α (°)	0	20	30
f	1	0.9	0.85

A partir de ces données on peut chercher une fonction approximative $f=fct(\alpha)$ pour déterminer « f » en fonction de « α » autre que 0, 20 et 30.

Par interpolation on obtient :

E : espacement des trous en m ;

B : banquette en m ;

$$f = \left(\frac{(\alpha - 20)(\alpha - 30)}{600} \right) - \left(\frac{0.9}{200} \right) (\alpha)(\alpha - 30) + \left(\frac{0.85}{300} \right) (\alpha)(\alpha - 20) \dots \dots (56)$$

Sp : strength de la charge de pied ;

$$Sp = \left(\frac{5Q}{6Q_0}\right) + \left(\frac{1}{6}\right)\left(\frac{W}{W_0}\right) \dots\dots\dots(57)$$

Q et W étant l'énergie totale et le volume de gaz dégagé lors de l'explosion.
 Q0 et W0 correspondant à celle d'une dynamite suédoise

Q0 = 1160Kcal/Kg ; w0 = 850L/Kg.

Remarque : nous considérons la GELANIT II comme explosif de référence.

R résistance au tirage (en Kg/m3) varie de 0.2 à 1

- la banquette maximale dans cette méthode est donnée par :

$$B_{max} = \left(\frac{D_t}{33.8}\right) \left(\frac{\rho \cdot Sp}{F \cdot C \cdot E / B}\right)^{1/2} \dots\dots\dots(58)$$

avec :

C = R + 0.04.

ρ : densité de chargement l'explosif

$$\rho = d \left(\frac{De}{Dt}\right)^2 \cdot K \dots\dots\dots(59)$$

d : masse volumique de l'explosif

Dt : diamètre du trou

De : diamètre de l'explosif

Dt/De : coefficient de couplage de la charge.

K: coefficient de tassement:

K= densité de l'explosif / densité de l'explosif hors du trou

III. La charge de colonne (elle est donnée par la formule suivante)

$$Lc = \left(\frac{Lp}{2.7}\right) \left(\frac{1}{F}\right) \left(\frac{sp}{sc}\right) \dots\dots\dots(60)$$

Ou

Sc: strength de colonne.

La quantité d'explosifs en colonne est égale à :

$$qc = Lc \cdot (Hg / \cos \alpha) - 2B \dots\dots\dots(61)$$

avec :

α : inclinaison du trou de mine;

Hg : hauteur du gradin en m;

B : banquette pratique en m:

$$B = B_{max} - W ; m \dots\dots\dots(62)$$

avec

w: déviation de forage.

$$w = \left(3 \cdot \frac{D}{1000}\right) + \left(3 \cdot \frac{L}{100}\right) \dots\dots\dots(63)$$

D : est exprimé en (mm)

IV. La consommation spécifique

la quantité d'explosif pour abattre un m³ de la roche elle est donnée par la formule suivante :

$$Q = Q_1/V_0 \quad \text{en kg/m}^3; \text{ Kg/m}^3 \quad \dots\dots\dots(64)$$

avec :

V_0 est le volume des roches abattues par la détonation de la charge d'un trou de mine donné par la formule suivante:

$$V_0 = H_g \cdot E \cdot B / \cos \alpha \quad \dots\dots\dots(65)$$

pour les trous verticaux on a : $\cos \alpha = 1$

$$V_0 = H_0 \cdot E \cdot B \quad \dots\dots\dots(66)$$

Q_1 : la charge d'explosif dans un trou en Kg.

Correction à apporter aux formules :

Les trous n'étant pas rigoureusement parallèles et pouvant être mal positionnés, LANGEFORS applique une correction à la banquette pratique:

$$B = B_{\max} - 0.05H_g \dots\dots\dots(67)$$

C'est à dire

$$w = 0.05H_r \dots\dots\dots(68)$$

Dans le cas d'un tir en plusieurs rangées, les premières rangées empêchent les suivantes de sortir. La solution consiste à incliner les trous et à réduire la maille :

pour $\alpha = 26^\circ$

$$B = B_{\max} \cdot (1 - 0.03H_g) \dots\dots\dots(69)$$

Avec :

$$W = 0.03 \cdot H_g$$

V. La fragmentation :

la fragmentation est essentiellement réalisée par la charge de la colonne

$$\log (T) = 0.29 \cdot \log \left(B^2 \cdot \left(1.25 / \left(\frac{E}{\rho} \right) \right)^{1/2} \right) - 1.18 \log \left(\frac{q}{R} \right) - 0.82 \quad \dots\dots\dots(70)$$

q : consommation spécifique (Kg/m³)

T : taille des blocs (m) à 90 ÷ 95% passants.

2 . Méthode de l'ONEX

Calcul de la charge d'explosif [16]

De nombreux auteurs ont donné des formules dont l'efficacité en pratique se heurte à la connaissance des coefficients très souvent difficile à estimer. c'est pourquoi on préfère fournir ci dessous des données pratiques issues de l'expérience.

on dit, que pour une roche moyennement dure, on utilise, par m3 en place, 300g avec un tiers concentré à la base et les deux tiers en colonne .Ces 300g/m3 restent une évaluation qui permet en toute occasion, quelle que soit la roche, de ne pas laisser un tir en l'air .

pour des roches différentes la quantité d'explosif au m3variera en fonction du rapport CUP des explosifs utilisés .

la note de calcul de charge qui est conçu par les services de l'ONEX est :

la formule se base sur le fait que l'énergie développée par l'explosif lors de sa détonation doit vaincre les résistances de traction et cisaillement de la roche à abattre.

Energie>résistance à la traction +résistance au cisaillement

I. Energie de l'explosif :

La pression P que doit exercer l'explosif sur les parois du trou de mine a été déterminé expérimentalement et est exprimée par la relation suivante :

$$P = 0.012 \cdot CUP \cdot \rho \cdot \mu \cdot Cf \cdot \phi^2 \cdot \sqrt{10 \cdot V} \dots\dots\dots(71)$$

avec :

CUP : le coefficient de puissance de l'explosif

ρ : la densité de chargement donnée par :

avec :

ρ = poids de l'explosif / la surface de base de trou de mine . la longueur de la cartouche.

μ : le coefficient de rendement égale à $0.30\sqrt{Lm}$

Cf : la longueur de la charge de fond de l'explosif calculé en mètre.

ϕ : le diamètre des trous de mines en mm

V la vitesse de détonation de l'explosif en m/s

Lm : la ligne de moindre résistance en m

II. Résistance à la traction

la résistance à la traction de la roche pour une surface donnée peut être calculée selon la formule suivante :

$$RT= Ct.Ht.E\dots\dots\dots(72)$$

Avec :

Ct : coefficient de résistance à la traction d'après le tableau(voir chapitre I)

Ht : profondeur du trou de mine

E : espacement entre trous de mine

III. Résistance au cisaillement : est donnée par

$$R_{cs} = C_{cs} \cdot L_m \cdot E \dots\dots\dots(73)$$

Avec :

C_{cs} : coefficient de résistance au cisaillement d'après le tableau précédent.

* de ce qui précède, on obtient :

la résistance totale que l'explosif doit vaincre sera égale à :

$$RT = R_t + R_{cs} = C_t \cdot H_t \cdot E + C_{cs} \cdot L_m \cdot E = E(C_t \cdot H_t + C_{cs} \cdot L_m) \dots\dots\dots(74)$$

On a :

$$p \geq RT \dots\dots\dots(75)$$

de (1) et (2) on obtient :

la charge de pied :

$$C_f \geq \frac{RT}{0.012 \cdot CUP \cdot \rho \cdot \mu \cdot \phi^2 \cdot \sqrt{10 \cdot V}} \dots\dots\dots(76)$$

Conclusion :

On voit que les deux méthodes se basent sur la relation entre le diamètre de trou et la banquette ;sauf que la méthode de LANGEFORS est basée sur les valeurs du coefficient de tirage alors les calculs pratiqués se basent sur la résistance totale qui est la somme de la résistance à la traction et celle au cisaillement.

Pour la consommation spécifique les calculs sont les même. Pour celle de LANGFORS le R représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche . Plus R est grand, et plus il faudra resserrer la maille. La surface de la maille varie en fonction de $\frac{1}{\sqrt{R}}$

DEUXIEME PARTIE

Introduction :

Dans le cadre de notre projet de fin d'étude portant sur l'optimisation des plans de tir à ciel ouvert, nous avons réalisé une étude comparative sur trois carrières de l'Entreprise Nationale de Granulats (E.N.G.). ce sont les carrière d'Elkhroub à Constantine, d'Elma-labiod à Tebessa et de Si- Mustapha à Boumerdes.

Les matières exploitées sont des calcaires pour les deux premières carrières, tandis que la carrière de Si-Mustapha exploite une granodiorite.

Nous donnons ci après, le système d'exploitation ainsi que les paramètres du plan de tir pour chaque carrière.

Notons enfin, que ces informations ont été récoltées lors de notre stage pratique effectué dans ces trois unités de production de granulats.

Chapitre 5 : Carrière D'ELMA-LABIOD

Introduction :

La carrière d'EL-MA-LABIOD un gisement qui composé de couches différentes de calcaires, et qui sont utilisable comme matériaux de remplissage pour les mélanges des bétons bitumineux, pour les bétons et comme ballast pour les chemins de fer.

I. Situation géographique de gisement : (voir schéma de situation)

Le gisement d'EL-MA-LABIOD (ADILA) est attribué aux monts de Tebessa, faisant partie de système de l'Atlas saharien, à 2,5 Km à l'ouest du village d'EL-MA-LABIOD, et qui est à 27Km au Sud de Tebessa suivant la route nationale (RN 16).

Les coordonnées géographiques de la partie centrale du gisement sont :

35° 13' de latitude Nord

et 08° 08' de longitude Est de GREENWICH

II. Structure géologique : (voir carte géologique)

Le gisement est représenté par une assise de calcaires du Maastrichtien moyen qui se développent par l'intermédiaire de la zone de transition de l'alternance de calcaires marneux et des marnes sur les marnes du MAASTRICHTIEN inférieur.

l'assise utile est sub-horizontale et a un faible pendage, principalement, vers l'Ouest et le Nord Ouest avec un angle de 3 à 5° en moyenne 0.

Les roches de la couverture sont représentées par des dépôts du Quaternaire ayant une épaisseur de 0,00 à 4,1 m.

La superficie du gisement d'ADILA est de 100ha environ. .

Les calcaires de l'assise utile peuvent être divisés en 3 types génétiques :

calcaire faiblement marneux cryptogène d'origine organique

Calcaire blanc- grisâtre à teinte crème, massif, très durs.

Calcaires de type conglomérats intraformationnel avec galets de calcaires à taille de 2 à 3Cm liés par un calcaire à grains plus fins.

VI. Régime de fonctionnement de la carrière

Les travaux dans la carrière d'EL-MA-LABIOD (ADILA) nécessitent le régime de fonctionnement suivant :

Nombre de jours ouvrables par semaine = 5 jours

Nombre de jours ouvrables par an = 250 jours.

Horaires de travail

La carrière : de 5h à 13h

Le traitement : de 7h à 15h

L'administration de 8h à 16h



VII. La production de la carrière d'ADILA

La production de la carrière pour les années 1998 et 1999 est :

1998 :

production prévue 300000 t

production réalisée 238050 t

Le rendement R est de : $R=238050/300000$

$R=80\%$

production journalière pour l'année 1998 :

$Q_j = Q_{an}/N_j$;

$Q_j = 948 \text{ tonnes /jour}$

1999 :

production prévue : 280000t

production réalisée : 257700t

production journalière Pour l'année 1999 :

$Q_j = Q_{an}(1999)/N_j$;

$Q_j = 1031 \text{ T/jour}$

V. Matériels d'exploitation

Terrassement : Un Bulldozer

Chargement : Un chargeur, Godet : 5m³

Transport : 4 dumpers , capacité : 35 tonnes

foration :

chariot de foration

Compresseur : INGERSOL-RAND, 12bar, 17m³/mn.

VI. Effectif de l'unité

Les différents services de l'unité :

service carrière, traitement, maintenance , approvisionnement, commercial, comptabilité, sécurité.

L'effectif total de l'unité est de 72 personnes dont :

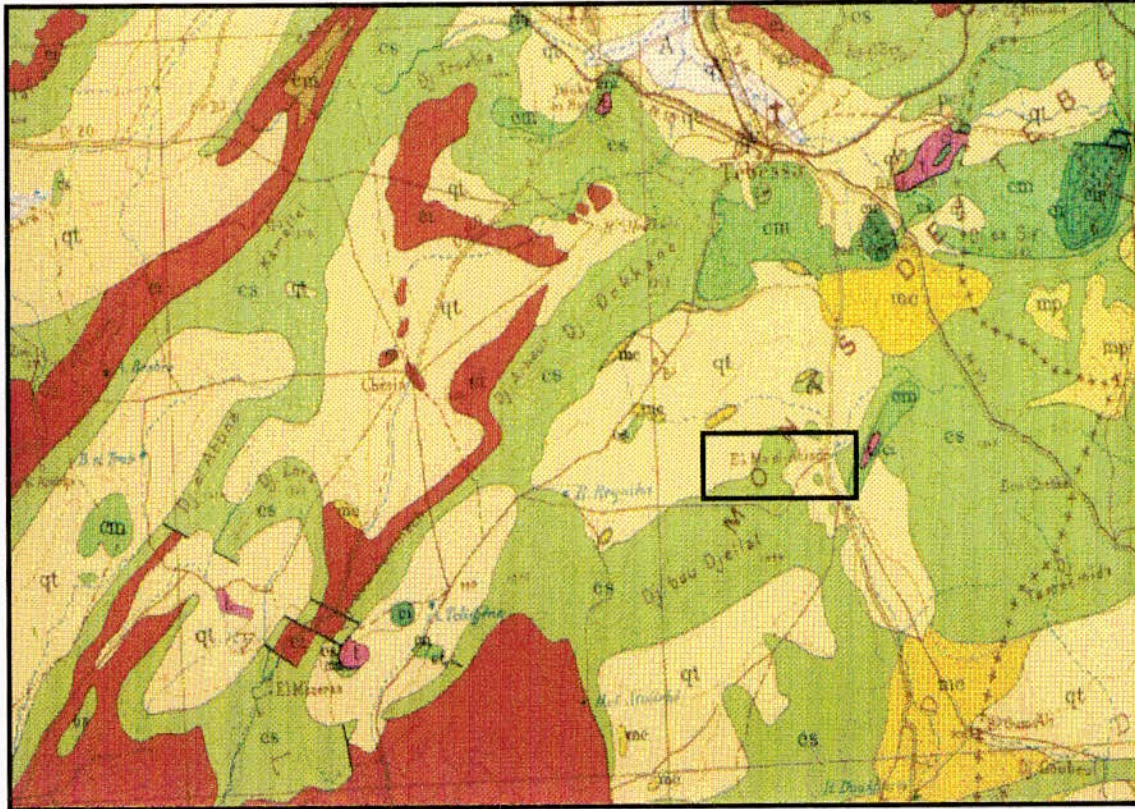
7 cadres ;

15 maîtrises ;


50 ouvriers.

VII. Exploitation de la carrière

L'extraction de la matière première pour la production de granulats se fait principalement à partir du niveau 1130/1145m.



Legende

qt	Quaternaire continental : Alluvions, reg, terrasses (argile, agglomérés)
pc	Pliocène continental : Poudings, calcaire lacustres
mp	Pantien Localement équivalent du mc (grés, sables)
mc	Miocène continental : (argiles, conglomérats)
o	Oligocène marin : (grés, calcaires)
em	Eocène moyen, marin (marnes, calcaires)
ei	Eocène inférieur marin (calcaires)
cs	Crétacé supérieur marin (calcaires, marnes)
cm	Crétacé moyenmarin (calcaire)
ci	Crétacé inférieur : Faciès marin normaux
cir	Crétacé inférieur : Faciès récifaux ou sub-récifaux, calcaires, marnes
t	Trias marin ou lagunaire (calcaires, marnes)
	Gisement : El Ma Labiod

CARTE GEOLOGIQUE REGIONALE
(Gisement d'El Ma Labiod W. TEBESSA)
 (Extrait de la carte géologique de l'Algérie é : 1/500 000 réduite)

Le gradin dont la hauteur moyenne est de 15 m avance de Sud vers le Nord par volées dont la largeur moyenne est de 7 à 8m (2 rangées).

La longueur de front de taille est de 120m environ.

En parallèle un nouveau gradin vient d'être ouvert dans la partie Sud du gisement (couche N°4) à la cote 1127m et sa hauteur actuelle est de 6m environ.

Il est à noter que le gradin est destiné à alimenter les projets de route et même de chemin de fer de la région étant donné les caractéristiques qualitatives de cette zone qui permettent de répondre aux normes exigées dans ces domaines

VIII. Cycles des travaux d'abattage

A. travaux de forage et de tir

Les principales opérations réalisées pendant un cycle d'abattage sont :

Terrassement (assuré par un bulldozer). (préparation de la plate forme de travail pour les engins de foration)

- Foration selon un plan de tir établi d'avance.
- Chargement de trou de mines
- Connexion
- tir.

1. foration :

La foration ne connaît pas de problèmes majeurs au niveau de cette unité. En effet, le personnel est calcifié et les engins de foration sont en très bon état de marche.

L'implantation des trous de mines se fait en utilisant des levés topographiques (nivellement) réalisés grâce à des instruments de mesures techniques tel que le niveau ou le théodolite.

Les principaux paramètres utilisés dans cette carrière sont :

- Diamètre de foration : 108mm.
- Mode de foration : fond de trou
- Profondeur : 18m maximum.
- Banquette : 3.5m
- Espacement entre trous : 3.5m
- Inclinaison : 0 à 20°

2. Tir :

Chargement des trous de mines

A – Les explosifs :

Deux types d'explosifs sont utilisés pour l'abattage des roches : un explosif de fond qui est de la Marmanit II et un explosif de colonne qui est de l'Anfomil.

Le chargement des trous se fait généralement comme suit :

- 1/3 de charge de fond et 2/3 pour la charge de colonne.

Cependant, et pour les difficultés existantes pour l'approvisionnement en explosifs, le chargement des trous de mine peut se faire à raison de $\frac{1}{2}$ pour la charge de fond et $\frac{1}{2}$ pour la charge de colonne .

Exceptionnellement, on utilise la Marmanit II comme charge de fond et colonne en même temps. Les caractéristiques des explosifs sont citées précédemment (voir tableau 7)

Le bourrage : est fait par le sable 0/3.

La longueur de bourrage : 03.5m

Amorçage :

L'amorçage de la volée se fait par une chaîne pyrotechnique constituée de :

- mèche lente
- cordeau détonant
- détonateur pyrotechnique (N°8)
- relais pyrotechnique (micro-retard)

L'amorçage des trous de mine est latéral, il se fait grâce à une cartouche amorce (brisant) attachée à un cordeau détonant (20g/m) et disposée au fond du trou. (voir figI.2).

IX. Les paramètres de tir utilisés dans la carrière d'Elma-labiody

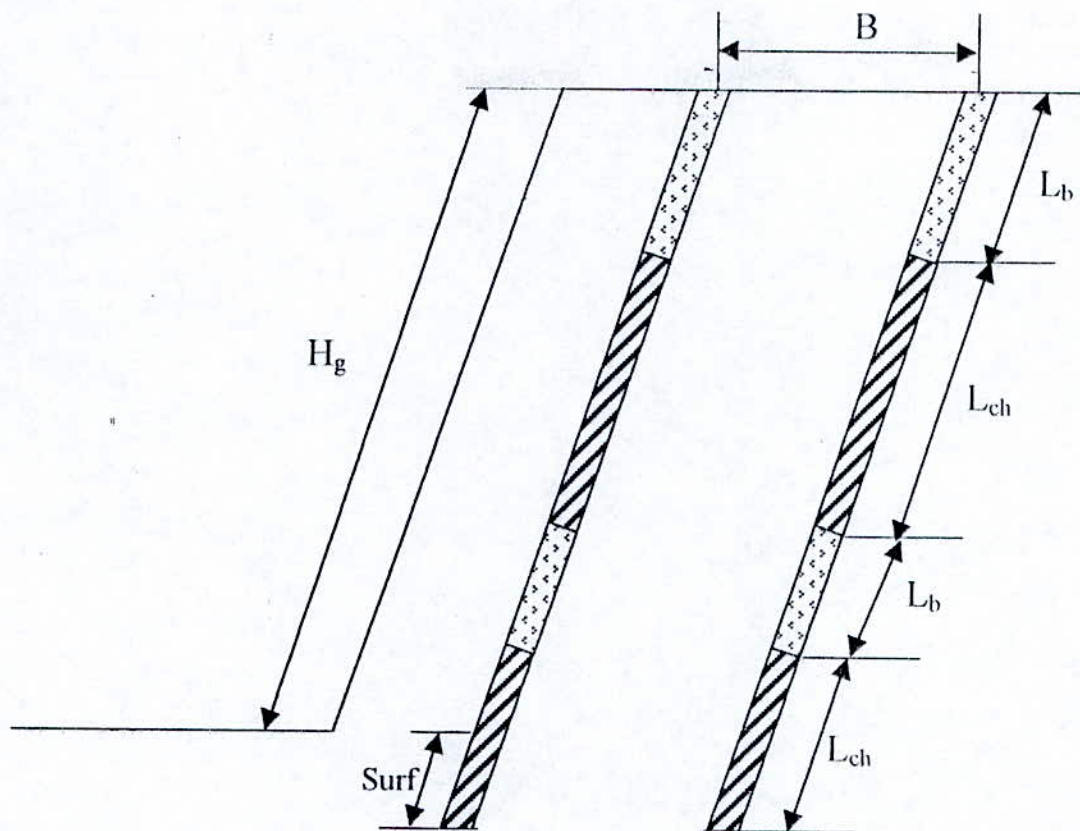
A titre d'exemple nous donnons ci-après les paramètres d'un tir réalisé au niveau de cette carrière : (voir figI.1)

1- Paramètres géométriques

- Diamètre de foration : 108mm
- inclinaison : vertical
- Profondeur par trou : 17m
- banquette : 7m (en deux rangées)
- espacement entre trous : 3.5.
- nombre de trous : 60
- nombre de rangées : 2

2- dimension de la volée

- hauteur : 15m
- longueur : 100m
- largeur : 7m
- volume à abattre : 10500m³



Le bourrage intermédiaire



Charge explosive

Figure I.1 : distribution de la charge dans un trou pour la carrière d'Elma-Labioud

Tableau 14 Consommation du tir(voir le tableau suivant)

Consommation	Charge de pied	Charge de colonne	Détonateur	Cordeaux détonant		relais	fil
Type	Marmanit	-	DetN°8	20gr	08gr	Micro-retard	Mèche lente
Quantité	3600	-	02 pièces	1425 m	08m	08 pièces	03m
Prix unitaire (DA)	198.53	-	59.15	76.32	58.37	66.58	27.20
Coût (DA)	714 708	-	118.3			532.64	81.6
Le coût total							824663

- La consommation d'explosif par tonne : 131,86gr/t ;
- coût explosif par tonne : 30.20DA/t

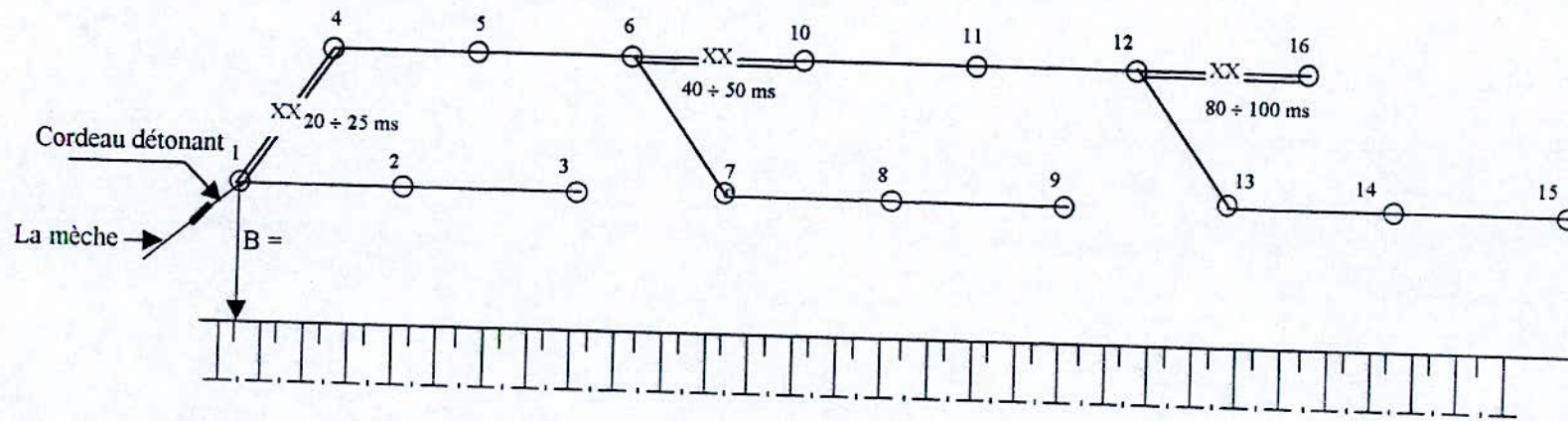
Conclusion :

La carrière d'Elma-labiod est bien organisée, les procédés de foration et de tir sont exécutés selon les règles de l'art minier

Les travaux d'extraction sont caractérisés par une bonne préparation de la volée, une mise en œuvre acceptable et ordonnée et des résultats satisfaisants caractérisés surtout par un bon étalement des tas abattu, taux de hors gabarit acceptable et une bonne évolution des plates formes d'extraction.

Cependant, il est à regretter l'utilisation d'un système de mise à feu pyrotechnique (Mèche lente), méthode abandonnée dans la plupart des carrières du monde en raison du manque de sécurité et des difficultés de contrôle des tirs.

Il serait préférable de remplacer cette manière d'amorçage par un dispositif électrique offrant contrairement plus d'avantages sur le plan de la sécurité et sur la qualité des tirs.



X : Relais à microretard de 20 ms ou 25 ms de base

— : Détonateur (Pyrotechnique)

○ : le trou de mine

FIGURE I.2 : PLAN DE TIR AVEC LA SYSTEME D'AMORÇAGE

Chapitre 6 : La carrière d'El-Khroub

Introduction :

La carrière d'EL- KHROUB est une de très grandes carrières de l'entreprise nationale des granulats « ENG », les réserves en catégories B et C1 sont évaluées respectivement à 72.1Mt et 58.3Mt, les réserves en catégorie B sont suffisantes pour approvisionner une unité de 1Mt/an pendant 60 ans. Qualitativement la matière première aux normes exigées dans les domaines d'utilisation de granulats (béton, routes). Les travaux d'exploitation ont débuté en 1978.

Cette carrière produit :

Les granulats, et le carbonate de calcium.

I. Situation géographique du gisement

Le gisement est situé à 20Kms au S.E de Constantine soit à 8Kms au Sud d'El-Khroub.

Coordonnées Lambert :

X=866100.00

Y=334960.00

Z= 780.00

L'accès à l'unité de production se fait à partir de Constantine par : (voir le plan de situation)

* la RN10 sur 18Kms ;

la RN20 ver Guelma sur 5Kms ;

le chemin de l'exploitation de la zone industrielle sur 387metres.

II. Aperçu géologique

D'après le rapport géologique, gisement d'El-khroub est constitué par des roches carbonatées des dépôts marins du crétacé inférieur et crétacé moyen, il est situé sur le versant Nord du Djbel AIN-EL-BEIDA.

Il est constitué par de calcaires massifs, sans aucune stratification apparente. De couleur beige claire. Ces calcaires présentent des fissures subverticales qui découpent le front de taille en d'énormes blocs prismatiques.

Le massif est assez homogène (même faciès sur tout le front de taille) ;

Il montre cependant une épaisseur de deux mètres de roches altérées en surface. La découverte est constituée de matière argileuse, de couleur rouge – brunâtre. Son épaisseur varie de 30 à 40cm.

Cette découverte pollue la roche dans la partie terminale du gisement au niveau du gradin supérieur ou elle colmate les fissures superficielles



Situation du gisement E.N.G. / El-Khroub

III. Régime de fonctionnement de la carrière :

Le régime actuel de la carrière permet à cette dernière de s'organiser tout en assurant le développement de la production et une rentabilité relative de tous ses secteurs.

Il dépend des conditions de travail et principalement de la sécurité de l'entreprise.

Les travaux dans la carrière d'El-Khroub nécessitent le régime de fonctionnement suivant :

Nombre de jour ouvrable par semaine = 5 jours ;

Nombre de jours ouvrables par an = 250 jours .

Un poste de travail pour l'administration : de 8 :00 à 16 :00

La carrière travail en deux postes

Le 1^{er} de 6 :00 à 13 :00

Le deuxième de 13 :00 à 19 :00.

IV. Production de la carrière :

La production de la carrière d'El-Khroub pour les années 1998 et 1999 est :

1998 : production annuelle = 415659 tonnes.

1999 : production annuelle = 438959 tonnes

production journalière :

$$Q_j = Q_{an}/N_j$$

Pour l'année 1998 : $Q_j = 1663 \text{ t/j}$

Production par poste:

$$Q_p = Q_j/N_p$$

Pour l'année 1998 : $Q_p = 831 \text{ t/poste}$

L'arrêt remarquable des projets de construction influe sur la vente des différents produits de granulats (3/8, 8/15, 15/25, ...), mais la carrière continuera à alimenter l'usine de carbonate de calcium (CaCO₃).

Les prévisions de la production pour l'année 2000 est de 540 000 tonnes

V. Matériel d'exploitation

Terrassement :

Bulldozer

Marque : caterpillar

Foration

sondeuse hydraulique

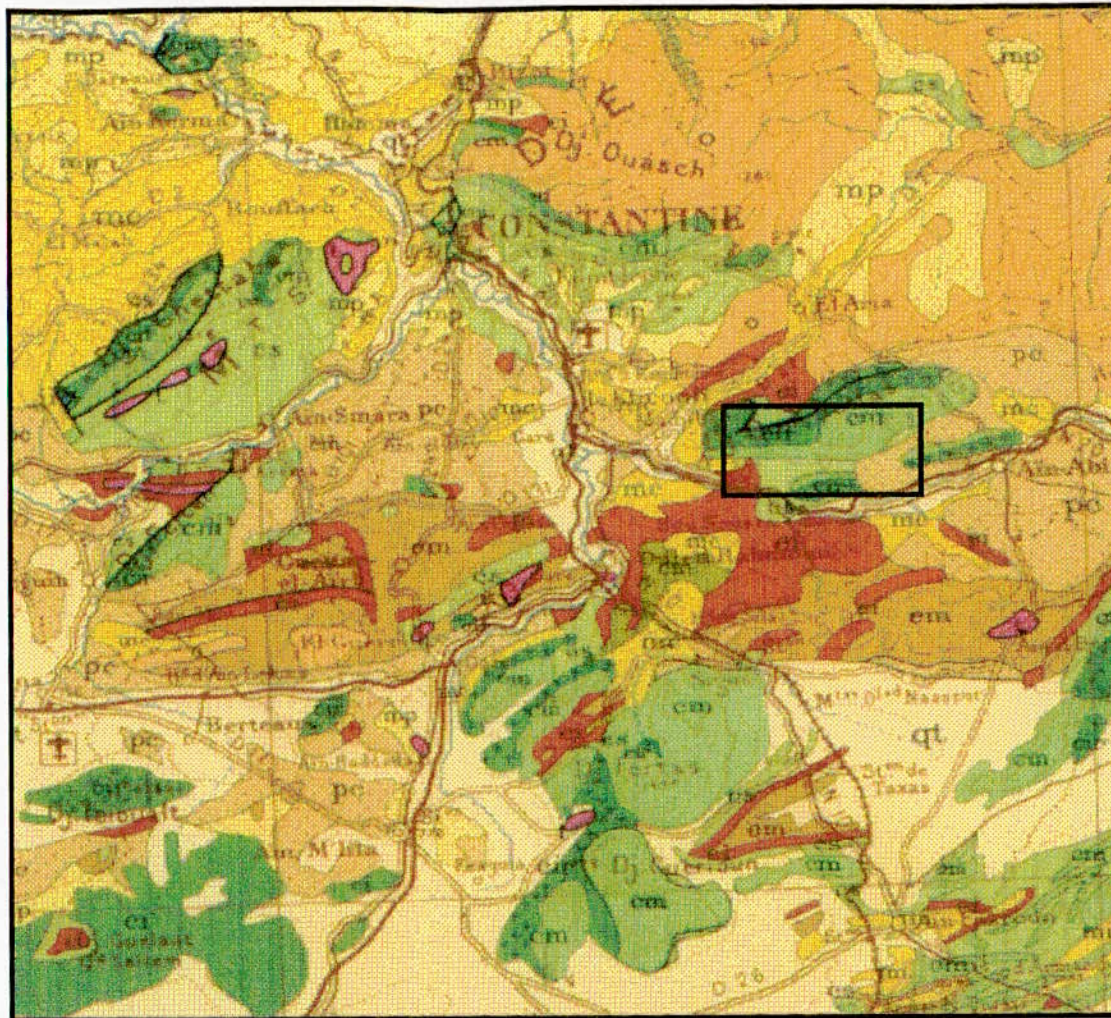
Marque : INGERSOLL-RAND

Ø de foration : 160mm

Capacité : 1800t/h

Chariot de foration

Marque : INGERSOLL-RAND



Legende

qt	Quaternaire continental : Alluvions, reg, terrasses (argile, agglomérés)
pc	Pliocène continental : Poudings, calcaire lacustres
mp	Pantien Localement équivalent du mc (grés, sables)
mc	Miocène continental : (argiles, conglomérats)
o	Oligocène marin : (grés, calcaires)
em	Eocène moyen, marin (marnes, calcaires)
ei	Eocène inférieur marin (calcaires)
cs	Crétacé supérieur marin (calcaires, marnes)
cm	Crétacé moyenmarin (calcaire)
ci	Crétacé inférieur : Faciès marin normaux
cir	Crétacé inférieur : Faciès récifaux ou sub-récifaux, calcaires, marnes
t	Trias marin ou lagunaire (calcaires, marnes)
	Gisement EL KHROUB

CARTE GEOLOGIQUE REGIONALE
(Gisement d'El Khroub W. CONSTANTINE)
 (Extrait de la carte géologique de l'Algérie é : 1/500 000 réduite)

Ø de foration : 105mm

Compresseur : INGRSOL-RAND, 12bar, 17m³/mn.

chargement

3 pelles sur pneus :

godet : 5 m³

capacité : 550t/h

roulage :

6 dumpers

charge : 35t

capacité totale de roulage : 1350t/h.

station de traitement :

est composée de deux lignes « a » et « b », la ligne « b » est en panne.

La capacité de station est de 2*400 soit 800t/h au primaire et de 400t/h au secondaire dans l'intervalle des classes comprises entre 0 et 40mm.

Capacité : 400t/h dans l'intervalle des classes comprise entre 0 et 40mm et 345t/h en 0/25mm;

VI. Effectif de l'unité (fin Mars 2000)

La carrière : 27

Traitement : 13

Maintenance : 18

Achat : 3

Vente : 6

Sécurité : 10

Administration : 14

Comptabilité : 3

Autres : 1

Laboratoire : 4

Remarque : tous les ouvriers de la carrière ont une expérience minimale de sept ou huit ans, c'est un très grand avantage pour la production et la bonne organisation.

VII. Exploitation de la carrière

L'excavation présente en front de taille de forme circulaire. Il comprend un ensemble de quatre gradins à différents niveaux

1^{er} gradin 765/780

2^{ème} gradin 752/765

3^{ème} gradin 743/752

4^{ème} gradin 734/743

Les premiers travaux d'ouverture ont débuté par le bas du gisement, lors de la mise en exploitation de cette carrière en 1978.

Le plan d'exploitation, reprend les travaux par le haut du gisement avec énormément de problèmes.

Les hors gabarits, qui occupent les différentes plates-formes de travail, sont dus aux mauvais résultats obtenus par les anciens tirs.

La station est alimentée par différents fronts de taille, cependant on vise la blancheur de la matière des différentes parties de gisement pour alimenter l'usine de carbonate de calcium (Ca CO_3).

On peut dire que c'est une exploitation sélective

VIII. Cycles des travaux d'abattage :

Les principales opérations réalisées pendant un cycle d'abattage sont :

- terrassement (assuré par un bulldozer) ;
- forage selon un plan de tir établi d'avance.
- chargement des trous de mine ;
- Connexion (amorçage) ;
- Tir.

A. travaux de forage et de tir

1. forage :

Pour la foration des trous de mines dans l 'carrière d'EL-KHROUB on utilise des chariots de foration et une sondeuse de marque DM25 dont leurs caractéristiques ont été citées précédemment .

Deux diamètres de foration, 105 mm et 160 mm sont utilisés avec des profondeurs qui varient de 9 à 19m.

La vitesse de foration de la DM25 est de 0.6m/min et sa capacité réelle est de 1800t/h.

2. Tir :

Est l'opération finale après la quelle nous aurons la roche abattue, fragmentée et préparée au chargement, le tir est précédé par plusieurs opérations :

le chargement des trous avec l'explosif .

le bourrage .

la connexion (amorçage).

L'ensemble des opérations exécutées avant le tir porte le nom de plan de tir et qui comprend tous les détails qui se rapportent aux différents procédés qui seront exécutés pour arracher le matériau de son massif.

Caractéristiques de la roche

Nature : calcaire moyen à dur

Durété : 5

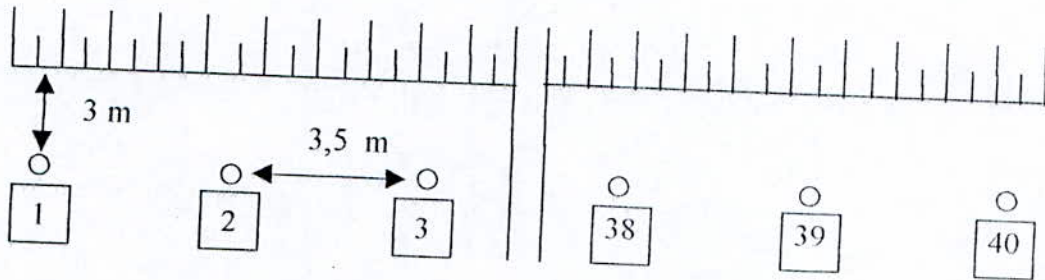
Résistance au tirage : 0.35

Masse volumique (t/m^3) : 2.6

Vitesse de propagation des ondes (m/s) : 3500

Caractéristiques des explosifs

- Coupe horizontale :



- coupe verticale:

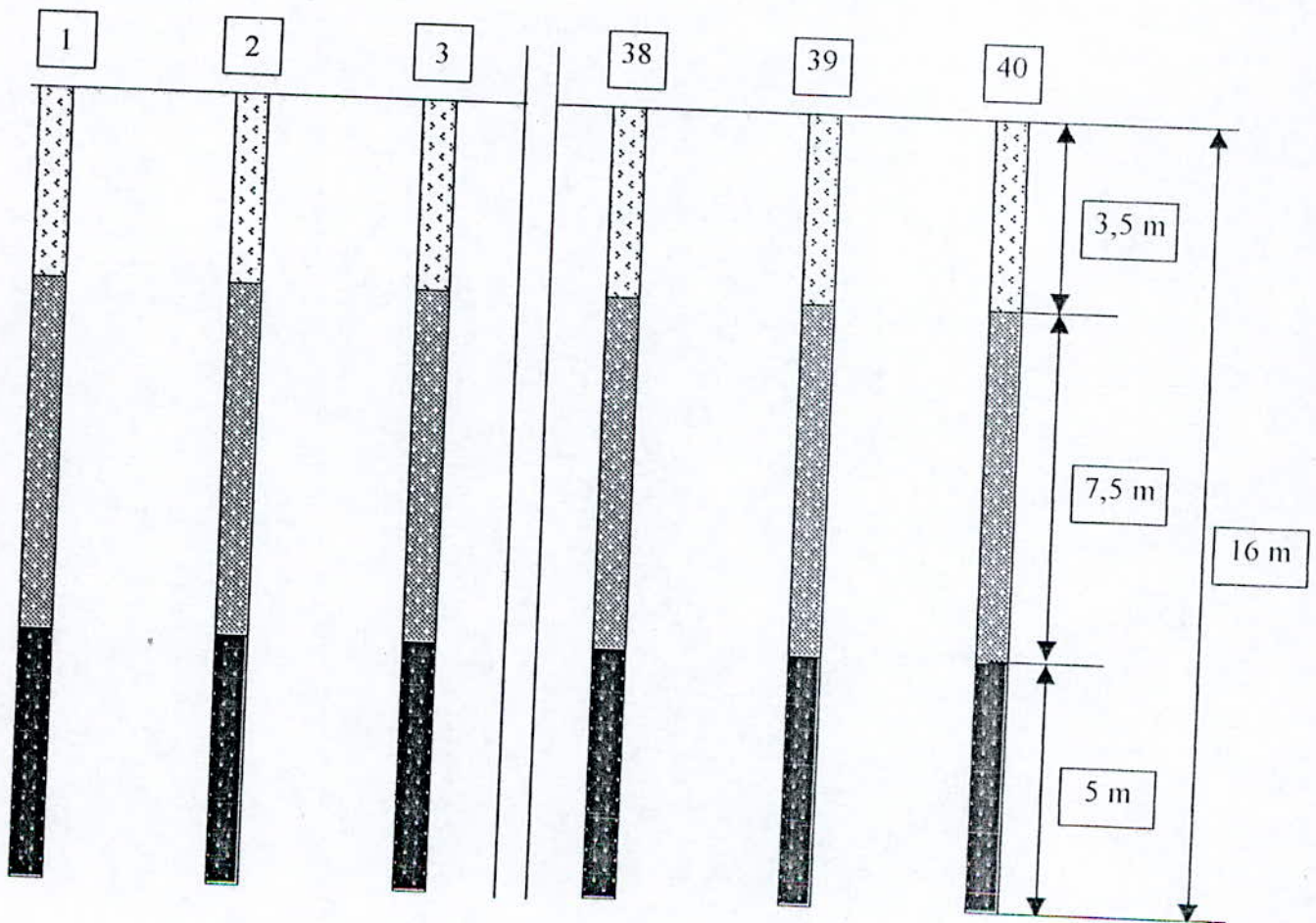


Figure II.1 : distribution de la charge dans un trou dans la carrière d'El Khroub

Les explosifs utilisés dans la carrière d'El-Khroub sont :

- 1- Marmanit II ou MarmanitIII (explosif de fond).
- 2- Anfomil (explosif de colonne)

chargement des trous :

Le chargement des trous de mines se fait de la manière suivante : (figII.1)
vérifier les trous et éliminer les obstacles essentiels peuvent générer le procédé de chargement
Préparer l'amorçage : en introduisant une cartouche amorce au fond de trou.
Introduire les autres cartouches de brisant jusqu'à $\frac{1}{3}$ de la charge totale d'explosif.
Introduire l'anfomil ($\frac{2}{3}$) de la quantité totale.

Bourrage des trous :

Dans la carrière d'El-Khroub, la matière utilisée comme bourrage est l'argile.

B. La connexion : (fig. II.2)

Dans cette carrière on utilise l'amorçage électrique à micro retard afin de diminuer les effets d'explosion qui peut influencer sur la station de Naftal. cet amorçage est fait comme suit :

On attache chaque cordeau détonant latéral par un détonateur électrique (0 à 12) pour chaque trou . Puis on relie les différents détonateurs entre eux pour obtenir un circuit fermé.

La connexion est faite en série pour faciliter le contrôle du circuit en cas d'erreur d'amorce.

Le tir est orienté de façon que le trou qui porte le détonateur N0(DMI) détonne le premier puis le N1 et ainsi de suite jusqu'au N12, le retard est de 25ms.

Le contrôle du circuit électrique se fait par un «ohm mètre » avant le tir .

Les paramètres de tir utilisé dans la carrière d'El-Khroub sont :

Dans cette carrière on distingue 4 niveaux d'exploitation de différentes hauteurs et les diamètres utilisés sont soit 105mm ou 160mm. Pour ces raisons, on citera un plan de tir avec différents paramètres.

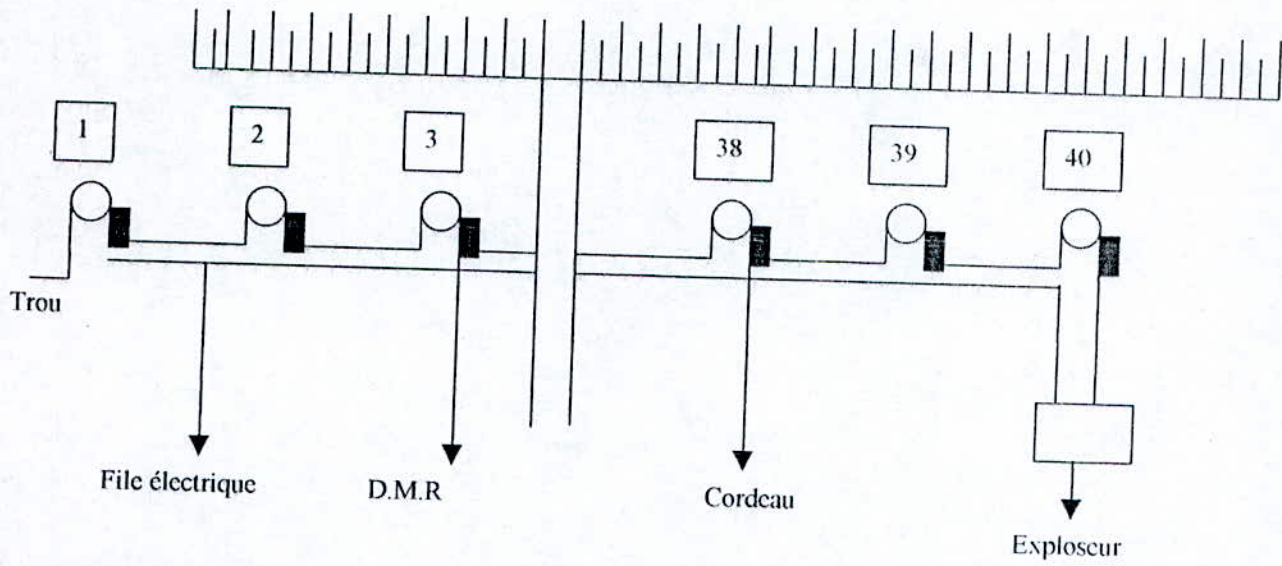


Fig.II.3 Méthode d'exécution de tir pour la carrière d'Elkhroub

1° donnés primaires
tableau15

nature de la roche		calcaire
Résistance à la compression	Bar	1000
Dureté	-	5
Hauteur de gradin	m	15
Diamètre de trou	mm	105

2° données secondaires :
tableau16

Angle d'inclinaison	Degré(°)	0
Distance entre trous	m	3.5
La largeur de la banquette	m	3
Profondeur de trou	m	16
Nombre de trou par rangée	Trou	40
Nombre de rangées	Rangée	1
Hauteur de bourrage	m	3.5
Charge de pied	Kg	25
Charge de colonne	Kg	50
Charge totale de trou	Kg	75
MISE A FEU	Détonateur électrique	-
Méthode de détonation	Exploseur électrique	-

Consommation de plan de tir :

Tableau17

Explosif et accessoires	nature	unité	quantité	Prix unitaire(DA)	Coût (DA)
Explosif de pied	MarmanitIII	Kg	1000	124.08	124080
Explosif de colonne	Anfomil	Kg	2000	93.50	187000
Cordeau détonant	20g	m	750	54.72	41040
Détonateur électrique instantané	DMI	pièce	2	54.00	108
Détonateur électrique à micro retard	DMR	pièce	38	70.80	2690.4
Coût total					350810.4DA

La consommation spécifique :est de 147 g/t

Le coût de tir :est de 17.30DA/t

Conclusion :

Le projet d'exploitation actuel a conduit à de bons résultats. La carrière est bien organisée, et commence à être très facile pour les engins de chargement et de transport sauf pour la piste qui conduit à la station et qui a une pente un peu abrupte, et la présence excessive des hors gabarits dans la plate forme inférieure de la carrière

Pour la foration, l'exécution de ce procédé est mal faite, parce que l'utilisation des instruments de mesure techniques pour l'implantation des trous est absente (levé topographique), pour cela il faut un contremaître pour vérifier toutes les mesures. Pour l'engin de foration, sondeuse DM25 elle est mal exploitée (donne de bon résultats pour les hauteurs de gradin plus grandes), pour les chariots de foration on ne voit pas l'exécution des trous inclinés alors qu'il donne un bon résultat pour la fragmentation et la consommation spécifique. En général les résultats de plan de tir actuel sont acceptables mais il faut prendre en considération les avantages de chaque technique pour tous les procédés exécutés avant le tir.

Chapitre 7 : Carrière de Si-Mustapha

Introduction :

Le gisement de Si-Mustapha est constitué de granodiorites fines et moyennes souvent porphyroïdes et de diorites quartzitiques grises teintées de vert et à texture massive.

Une granodiorite est un granite calco-alcalin à proportion d'orthose inférieure à celle des plagioclases.[12]

La superficie du gisement est de 50 ha environ.

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

- 9380000t en catégorie B ;
- 37039000t en catégorie C1 ;
- 29412000t en catégorie C2.

cette carrière produit des granulats (0/3, 3/8, 8/15,...)

I. Situation géographique du gisement

Le gisement de Si- Mustapha est situé à 53 Km à l'Est d'Alger et à 3 Km au Nord-Est de Thenia. (voir carte de situation régionale).

Ce gisement a été mis en évidence en 1975 dans le cadre du projet : « agrégats centre ».

Ce gisement est attribué à la partie centrale du massif de OULED BEN-MELAH .

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

La voie ferroviaire Alger-Tizi-Ouzou passe parallèlement à la route nationale N°12.

Une ligne de haute tension passe le long de la route nationale N°12 à 2 Km au Sud du gisement,

Une ligne secondaire à partir de celle là alimente l'unité .

Deux anciennes carrières, l'une appartenant à la SONATRO et l'autre à la SONATRACH sont situées au Sud du gisement, respectivement à 1.5 et 0.15 Km.

La région est sillonnée par un réseau d'oueds :

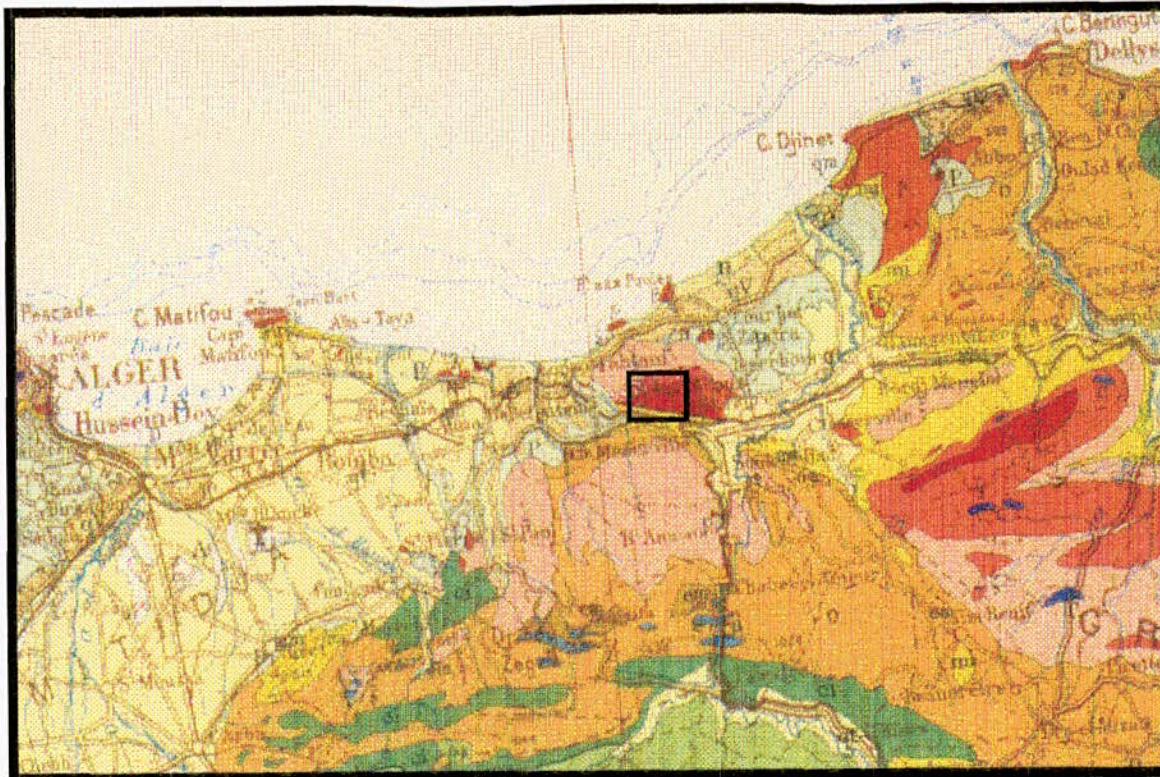
- Oued Boudouaou, à 4 Km au Sud du gisement ;
- Oued Isser avec ces nombreux affluents, à 13 Km à l'ouest du gisement.



■ Gisement de Si Mustapha



Situation du gisement E.N.G. / SI Mustapha



Legende

D	Dunes
qt	Quaternaire continental : Alluvions, reg, terrasses (argile, agglomérés)
qv	Villa franchien : Calcaires lacustres, argile à lignite, couches rouges
P	Pliocène marin
mi	Miocène inférieur marin
o	Oligocène marin : (grés, calcaires)
em	Eocène moyen marin
cs	Crétacé supérieur marin (calcaires, marnes)
ci	Crétacé inférieur : Faciès marin normaux
Ξ	Micaschistes, schistes satinés
ξ	Gneiss
γ	Granites / granodiorites
ρ	Rhyolites
□	Gisement

CARTE GEOLOGIQUE REGIONALE
 (Gisement de Si Mustapha W. BOUMERDES)
 (Extrait de la carte géologique de l'Algérie é : 1/500 000 réduite)

II. Aperçu géologique

Ce gisement fait partie de massif de granodiorites de Thenia de l'âge probablement antipaléogène. Il est constitué essentiellement de granodiorites à grains fins et moyens de couleur grise à gris foncé à teinte verdâtre. Le gisement a fait l'objet de recherche géologique jusqu'à la cote 230m.

Les cotes absolues de la surface étant de 300 à 410m. La surface du massif est altérée. L'épaisseur de la zone d'altération varie de 0 à 20-22m. des franges de granodiorites très fissurés se manifestent assez souvent.

Les roches quaternaires sont représentées dans le gisement par des sables éluviaux - argileux de couleur brune, ainsi que par de l'arène des granodiorites à blocs et débris isolés.

Le gisement est caractérisé par une tectonique complexe. Au Sud et au Nord, le massif de granodiorites se trouve en contact tectonique avec les roches encaissantes.

La zone étudiée est marquée par la prédominance des accidents tectoniques Est-Ouest, qui dans la partie Nord de l'aire explorée, sont parallèles et distants de 100 à 125 m.

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

III. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière

le régime de fonctionnement de la carrière est le suivant :

- nombre de jour ouvrables par an : 230 jours ;
- nombre de jours ouvrables par semaine : 5 jours ;
- nombre de poste de travail par jour : 02 postes ;
- un poste de travail pour l'administration : de 8 :00 à 16 :00
- durée d'un poste de travail : 8h

la capacité de l'unité est de : 500.000t/an

production pour les années 1998 et 1999 :

1998 :

prévision : 400.000tonnes

réalisé : 336.105tonnes

1999 :

prévision : 400.000t

réalisée : 357.457t

soit un rendement de 90%

production journalière :

$Q_j = Q_{an}/N_j$

Pour l'année 1998 : $Q_j = 1461t/j$

Pour l'année 1999 : $Q_j = 1554 t /j$

IV. Matériel d'exploitation

Terrassement : un Bulldozer, Marque : Cat

Foration :

Deux Chariots de foration : diamètre 105mm

Marque : INGERSOL RAND

Chargement :

- Trois pelle, sur pneu.
- Pelle sur chenille

Transport :

5 Camions benne (18.16m³)

Marque :EUCLID

Débitage des blocs hors gabarits :

Brise roche montée sur RH245HD

V. Exploitation de la carrière

L'ouverture de la carrière a débuté comme les autres carrières de bas vers le haut.

Le projet prévoit l'exploitation du gisement (étape N°1) qui considère les niveaux suivants :
NV 372 ; 357 ; 342 ; 327.

Le volume total de la couverture à évacuer durant l'ensemble de la période d'exploitation sera 1 800 493 m³.

La quantité de substance utile à extraire est de 17 850 212 m³

Les paramètres d'exploitation de la carrière sont comme suit :

- angle de talus d'exploitation et de liquidation de gradins sont pris égaux à 80°
- Angle de talus du gradin de découverte 45°.
- La largeur de la berme de sécurité est de 10m.
- Le plancher final d'exploitation (1ère étape) est arrêté à la cote 327 m.
- Inclinaison des planchers d'exploitation de 0.5% vers le Sud pour permettre l'écoulement libre des eaux.

Actuellement la production est réalisée par un seul gradin qui est de niveau 357/372m,
Et en parallèle on fait des travaux de décapage pour permettre l'ouverture de niveau 342m dans la zone sud- est du gisement. Il sera probablement productif en 2001.

VI. différentes étapes des travaux d'abattage

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

- 1- Enlèvement des stériles par bulldozer ;
- 2- Chargement des stériles par chargeuse dans des camions ;
- 3- Evacuation des stériles vers les terrils ;
- 4- Mise à terril par bulldozer ;
- 5- foration du réseau de tir et abattage de la matière utile.
- 6- Chargement des roches abattues par chargeur ;
- 7- Transport de la matière à la station de concassage, par camions.

VII. Travaux de forage et de tir

1. foration :

Le procédé de foration dans la carrière de Si-mustapha est réaliser par des chariots de foration de diamètre 105mm(dont leur caractéristiques sont citées précédemment) avec marteau fond de trou. Les trous sont réalisés avec une inclinaison de 13° .

2. tir

Ce procédé est différent par rapport aux deux autres carrières.

- 1- Soufflage de l'eau (existence de source d'eau) par air comprimé;
- 2- le chargement des trous avec l'explosif
- 3- Le bourrage
- 4- La connexion.

A- Caractéristique de la roche :

- Roche dure ;
- Forabilité moyenne ;
- Déstructibilité moyenne ;
- tirrabilité très difficile.

Densité : 2.5g/cm³

Résistance à la compression : 200/300Kg/Cm²

Los Angeles : 26.6 %

Vitesse de propagation : 5000m/s

B. Caractéristiques des explosifs

Les explosifs utilisés dans la carrière de Si-Mustapha sont :

Comme la roche considérée est dure et la vitesse de propagation des ondes de compression est élevée, et la présence de l'eau dans le terrain, on utilise les explosifs suivants :

B.1. Explosif de pied : GELANIT qui résiste mieux à l'eau (voir chapitre II). , dont les caractéristiques de la cartouche sont :

Diamètre : 65 mm

Poids : 2 Kg

B.2. Explosif de colonne :Anfomil

En vrac (voir chapitre II).

Chargement des trous :

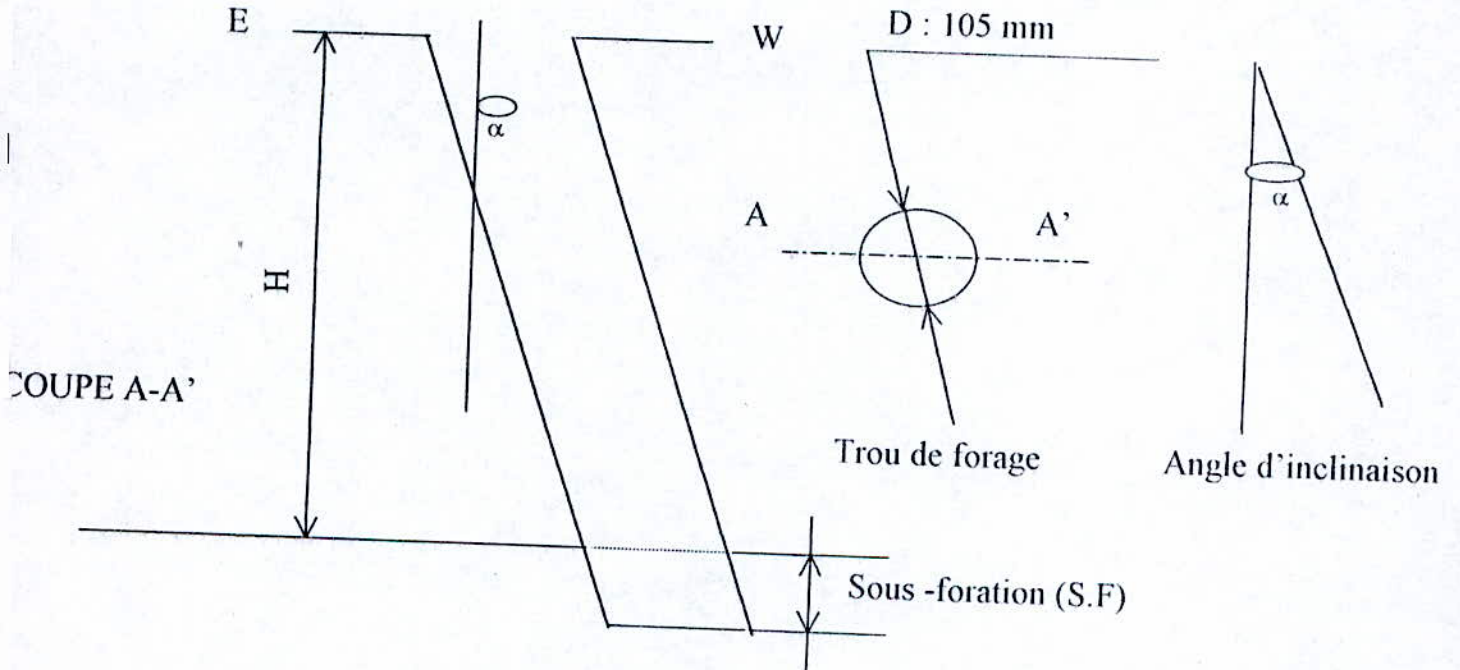
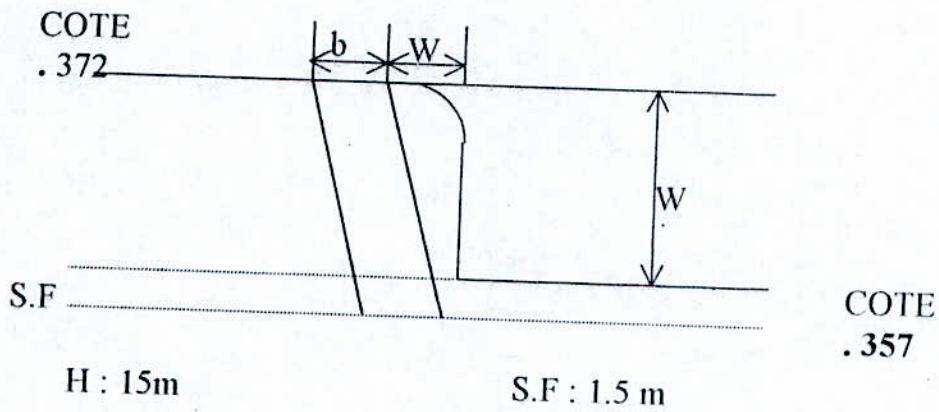
Le chargement des trous se fait comme suit :

- vérification des trous
- Soufflage de l'eau.

COUPE A-A'

E

WO



LEGENDE :

- a : : entre axe
- b : entre rangées
- W : banquette (L.M.R)
- LT : longueur du trou
- H : hauteur
- S.F : sur- foration
- D : diamètre du trou
- α : angle d'inclinaison

Figure III.1 : paramètres géométriques de plan de tir

- introduire la cartouche amorce dans le trou
- Introduire la charge de pied jusqu'à 20 à 25% de la longueur totale du trou.
- Introduire l'Anfomil jusqu'à 50 à 55%

B.3. Bourrage :

Dans la carrière de Si-Mustapha on utilise comme matière de bourrage le gravier 3/8 avec une longueur de 25% de la longueur totale du trou.

B.4. La connexion :

Dans cette carrière on utilise l'amorçage électrique à micro-retard avec une orientation des détonations des trous vers le centre de la volée. Comme il y a un axe de symétrie entre deux trous qui détonnent en même temps, cela favorise la réduction de vibrations. Le tir est exécuté par un explosif électrique (voir fig III.2).

C. Les paramètres de tir utilisés dans la carrière de Si-Mustapha sont : (voir fig III.1)

Dans cette carrière on a un seul gradin celui du niveau 372/357m avec une longueur de 276m.

C.1. Données primaires

Tableau 18

Nature de la roche	-	Granodiorite
Résistance à la compression	bar	200/300
Dureté	-	10
Hauteur de gradin	m	15
Diamètre de trou	mm	105

C.2. Données secondaires (voir fig III.3)

Tableau 19

Angle d'inclinaison	Degré (°)	13
Distance entre trous	m	4
La largeur de la banquette	m	4.6
Profondeur de trou	m	16
Nombre de trou par rangées	trou	69
Nombre de rangées	rangée	1
Hauteur de bourrage	m	*
Charge de pied	Kg	21.5
Charge de colonne	Kg	75
Charge totale de trou	Kg	96.5
Mise à feu	-	- Détonateur électrique
Méthode de détonation	-	Explosif électrique
Poids de la cartouche	Kg	2
Diamètre de cartouche	mm	65
Longueur de cartouche	Cm	*

C.3. Consommation d'un plan de tir

Tableau20

Explosif et accessoires	Nature	Unité	Quantité	Prix unitaire (DA)	Coût(DA)
Explosif de pied	GELANIT II	Kg	1483.5	93.50	483 862.50
Explosif de colonne	Anfomil	Kg	5175	154.14	228 666.69
Cordeau détonant	12g	Ml	1250	36.48	45 600.00
Détonateur électrique à micro-retard	DMR	U	71	70.80	5026.80
Fil de tir	2C	Ml	500	9.72	4860.00
Coût total					768015.99

1. Le volume à abattre en tonne :

$$V = E.B.Hg \rho' . Nt$$

Nt : nombre de trous.

$$V = 4.6 * 4 * 69 * 15 * 2.5 = 47\ 610t$$

2. La consommation spécifique : est $Q_s = 139.8g/t$

3. Coût consommation : est $C = 16.13DA/t$

Conclusion :

Le gisement de granodiorite de SI-MUSTAPHA est une source importante de matière première pour la production des agrégats, les conditions technico-minières et de transport sont favorables. Pour les travaux de tir on voit que l'inclinaison des trous de mines et l'utilisation de tir à micro-retard influent positivement sur les résultats de plan de tir (effet arrière réduit, bonne sortie du pied), mais comme il y a un seul front de taille l'existence des fissures secondaire au niveau de talus pour quelques parties du front influent sur la maille de foration qui conduit à obtenir des gros blocs.(le problème sera réglé à l'ouverture du niveau 342m).

Conclusion pour la partie application

La question qui peut être posée pour cette partie de l'étude consiste à savoir sur quelle base peut-on comparer les trois carrières étudiées .

La réponse pour cette question reste très sensible à cerner dans des cas bien définis, en fait, la plupart des auteurs ayant traité ce sujet parlent souvent de différents paramètres qui peuvent influencer sur l'élaboration du plan de tir mais, en général, d'une manière plus théorique que pratique. Ainsi, et pour permettre aux intéressés à ce sujet de comprendre clairement

l'influence de la variation de telle ou telle condition, nous avons étudié les différentes conditions d'exploitation pour chaque carrière (conditions géologiques, systèmes d'exploitations, exécution des procédés et surtout la foration, le matériel qui existe dans l'unité de production, les exigences de la production, et enfin le système d'amorçage pour l'exécution du tir, et le prix de l'explosif pour chaque région). Pour voir la différence en quelque sorte on va présenter les différents points suivants qui regroupent les importantes différences :

Conditions naturelles

Pour la carrière de Si- Mustapha la granodiorite est dure et l'existence d'une source d'eau nécessite l'utilisation d'un explosif puissant et insensible à l'eau (GELANIT), et le chargement des trous se fait après le soufflage de l'eau (temps de chargement des trous important par rapport à celui des autres carrières (une perte de temps se la veut dire un coût supplémentaire) , alors que cela ce n'est pas le cas pour les deux autre carrières qui exploitent un calcaire moyennement dur et sec (explosif utilisé : MarmanitII).

Conditions technologiques

La disponibilité d'un brise roche à la carrière de Si- Mustapha leur permet d'avoir un taux de hors gabarits supérieur à 10%et de diminuer la consommation de l'explosif alors que pour les deux autres carrières on cherche surtout à obtenir un pourcentage de 95% inférieur à 1m.

- l'existence d'un seul gradin au niveau de la carrière de Si- Mustapha et les difficultés rencontrées pour l'approvisionnement en explosif complique un peu plus l'opération d'abattage. En effet, le volume à abattre par tir est plus important par rapport à celui de la carrière d'El-khroub ou d'Elma- labiod qui ont plus d'un gradin et où les tirs se font une à deux fois par mois , alors que pour la première carrière le tir est fait une fois par trimestre.

L'amorçage :

Les carrières d'El-khroub et de Si Mustapha utilisent l'amorçage électrique avec détonateurs à micro-retard qui a donné de bons résultats surtout pour la réduction des nuisances, par contre pour la carrière d'Elma-labiod l'emploi de la mèche lente peut conduire à des accidents si des précautions rigoureuses ne sont pas prises pour contrôler la chaîne pyrotechnique et les ratés sont très difficile à traiter.

Enfin, on peut dire que chaque carrière a ses exigences et conditions qu'on doit respecter pour faire un bon choix des différents paramètres de tir, mais le point très important et qui reste commun pour toutes les carrières du monde, c'est bien l'exécution (il faut avoir des personnes qualifiées pour pouvoir appliquer tel ou tel procédé selon les exigences du métier).

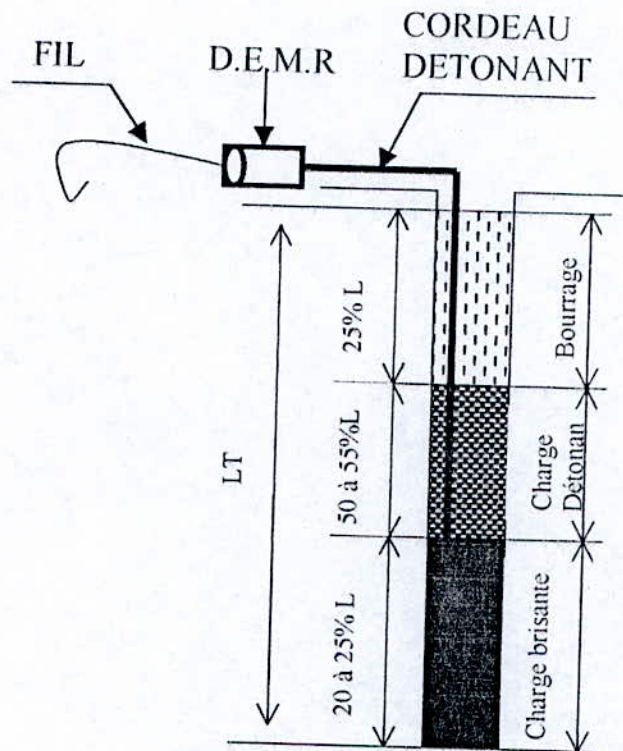


Figure III.2 : Schéma de distribution des charges dans un trou dans la carrière de Si- Mustapha.

Chapitre 8 : Choix des procédés pour la carrière d'EL- KHROUB

I. choix des procédés de tir :

Introduction :

Dans les mines et carrières à ciel ouvert en Algérie actuellement, le prix de revient de l'abattage à l'explosif représente une partie importante des coûts de production, mais l'adéquation des techniques de tir aux terrains et aux objectifs d'exploitation peut avoir une incidence importante sur les prix de revient du chargement, du concassage et de transport des matériaux.

Pour faire une étude d'optimisation il faut que toutes les données pour chaque contrainte et chaque paramètre qui peut influencer directement ou indirectement sur les résultats de tir et sur le déroulement de cycle de production, soient maîtrisable et connu tel que :

- Les caractéristiques de l'explosif ;
- Caractéristiques réelles de notre massif rocheux avant chaque élaboration d'un plan de tir (les tirs successifs au cours des années peuvent influencer sur le comportement surtout structurel du massif rocheux) ;
- Les commandes d'explosifs faites par le responsable de la carrière auprès des services de l'ONEX ne sont pas toujours satisfaites en quantité et en qualité
- L'exécution de différents procédés avant le tir doit être faite selon les normes de l'art minier des carrières.
- Faire des levés topographiques pour l'implantation de chaque trou à forer et aussi après le tir pour connaître la situation réelle de notre plate forme (gradins et front de taille).

Si on arrive à maîtriser toutes ces données et paramètres on peut dire que le reste c'est le rôle de l'ingénierie (une volonté d'ingénieur, un bon raisonnement et une précision dans les calculs).

Pour cela, et on se basant sur des données qu'on a pu récolter lors des stages pratiques, on va essayer de proposer un plan de tir optimal qui satisfait aux exigences et qui tient compte des moyens existants au niveau de la carrière d'EL- KHROUB.

Notre étude est faite sur la base de comparaisons des résultats des anciens plans de tir ainsi que des paramètres utilisés actuellement.

Notre étude visera surtout l'obtention d'une fragmentation optimale (hors gabarits $\leq 10\%$) et une consommation spécifique d'explosif réduite en prenant en considération les vibrations et les projections en faisant un bon bourrage et calcul précis pour la vitesse et la distance admissible (unité de Naftal au voisinage de la carrière).

En prenant en considération la relation primordiale existant entre le diamètre de foration et la hauteur de gradin ainsi que la consommation d'explosif et les avantages de l'inclinaison pour un plan de tir (permettre un bon travail pour la charge explosive, facilité de chargement, ...), nous avons suivi les différentes étapes d'élaboration de plan de tir suivantes :

- Caractérisation de notre massif rocheux ;
- Calcul de la dimension des blocs maximal.(fragmentation souhaitable)
- choix de l'explosif (prix, caractéristique de terrain,...)
- Choix de la matière de bourrage on prenant en considération les fissures de terrain et sa nature (réduire les projections, amortir l'onde aérienne, donner un bon travail à l'explosif).
- Amorçage (amortir les vibrations : emploi du micro- retard)
- Tir (tir électrique).

1. Caractérisation de notre massif :

D'après le rapport géologique de la carrière et les essais réalisés actuellement dans le laboratoire de l'unité notre massif rocheux est caractérisé par :

- Un calcaire moyennement dur ($f=5$)
- La densité est de 2.6
- La résistance au tirage est : 0.35
- La vitesse de propagation des ondes est de : 3500m/s
- La couche supérieure est fissurée à une épaisseur de 6mètres.

2. Blocométrie

Pour ce point il faut qu'on détermine la taille maximale des blocs abattus (d_{max}) :

1° pour le plus petit chargeur : (voir chapitre blocométrie)

Le godet des chargeuses est de : 5 (E)

D'où :

$$d_{max} \leq 0.8(E)^{\frac{2}{3}}$$

$$d_{max} \leq 2.1m \dots\dots\dots(1)$$

2° pour le concasseur : l'ouverture est de 1.1m

$$d_{max} \leq 0.9 \times B$$

$$d_{max} \leq 1m \dots\dots\dots(2)$$

les relations (1) et (2) montrent que les roches dont les dimensions dépassent 1mètre sont considérées comme hors gabarits.

3. Foration

Comme l'unité est équipée de deux différents engins de foration (chariot de foration et sondeuse de marque DM25).

Sur la base des résultats des différents plans de tir fait et surtout ceux pour lesquels nous avons assisté, et en discutant avec les spécialistes du domaine nous déduisons que l'utilisation de la sondeuse DM25 pour les gradins dont les hauteurs dépassent les 16 m donne de bonnes résultats. Les chariots de foration doivent être utilisés pour les hauteurs de gradins inférieures à 16 m.

Les avantages de notre proposition sont les suivants :

- la vitesse de foration est très grande par rapport à celle des chariots
- La hauteur convient très bien avec le diamètre de foration. (voir fig.IV.2)
- pour cet engin on ne risque pas d'avoir une déviation pour des profondeurs importantes
- Le temps de réalisation de foration est remarquable.

Pour les chariots : on propose de :

1. Faire des trous inclinés avec un angle qui varie entre 10 et 20° par rapport à la verticale, cela va donner :
 - Une meilleure tenue du gradin ;
 - Une meilleure fragmentation ;
 - Réduction de la violence de l'explosion ;
 - Consommation moindre ;
 - Meilleur rendement.
2. procéder au contrôle de l'inclinaison de la glissière de forage ;
3. procéder au réglage de la profondeur des trous avec vérification trou par trou (par rapport à la hauteur de front de taille).

4. Choix de l'explosif :

Notre massif rocheux est moyennement dur ($f=5$), a une couche fissurée de 6m d'épaisseur, la vitesse de propagation des ondes dans ce rocher est de 3500m/s, alors l'explosif qu'on doit choisir doit vérifier le test suivant :

$$0.4 \leq \frac{\zeta \cdot D}{\zeta_0 \cdot D_0} \leq 0.7 \dots\dots\dots(1)$$

avec :

$$\zeta = d \left(\frac{De}{Dt} \right)^2 \cdot Kt \dots\dots\dots(2)$$

d : densité de l'explosif ;

Kt : coefficient de tassement de l'explosif.

On a :

Dt= 105mm

D0=3500m/s

ζ_0 : 2.5

on obtient :

$$0.4 \leq d \left(\frac{De}{Dt} \right)^2 \cdot Kt \left(\frac{\zeta D}{\zeta_0 D_0} \right) \leq 0.7 \dots\dots\dots(77)$$

les explosifs qui vérifient cette relation sont :

Marmanit II et Marmanit III (leurs caractéristiques ont été précédemment) ;

Pour les trous de 105 les cartouches de diamètre 80mm sont convenables, mais pour les trous de foration de la DM25 on propose de commander des cartouches de 130mm pour avoir un bon couplage $(\frac{\phi_t}{\phi_e} \approx 1)$.

La charge explosive sera dispersée comme suit :

Marmanit II : charge de fond

Anfomil : charge de colonne

Remarque : l'existence d'une zone fissurée nous conduit à proposer de remplacer l'Anfomil par une charge de marmanit III qui a un volume de gaz plus grand que celui de Marmanit II et une vitesse plus grande que celle de l'Anfomil.

Bourrage :

Le bourrage consiste à obturer un trou de mine pour assurer une bonne efficacité de l'explosif ;

On évite ainsi qu'une partie importante de l'énergie se disperse dans l'atmosphère sous forme de gaz.

La hauteur de bourrage doit être au moins égale à l'épaisseur de la tranche à abattre ;

Comme matière de bourrage, et au vu des expériences sur site, on propose d'utiliser le sable 0/3 ou 3/8 qui est disponible à la carrière (a une certaine cohésion pour permettre un bon travail pour l'explosif) au lieu de l'argile qui peut faire canon et aussi de préférence que la matière de bourrage soit de la même nature que la roche pour permettre une homogénéisation pour la propagation des ondes.

5. Détermination de la charge instantanée :

Sachant qu'il y a au voisinage de la carrière une unité de Naftal, on s'intéresse à limiter la charge unitaire pour ne pas avoir de vibrations et réduire ainsi la vitesse de propagation des ondes aériennes.

Plusieurs méthodes ont été élaborées par plusieurs auteurs, alors que nous utiliserons la formule de LANGEFORS parce qu'elle ressemble à notre cas.

On suppose que la distance entre le front et la plus proche construction est de 500m alors quelle est plus que cette valeur.

On a la formule suivante :

$$V = K \left(\frac{Q}{R^{1.5}} \right)^{0.5} \quad [2] [10]$$

ou :

V vitesse d'oscillation en (mm/s)

Q : la charge momentanée en Kg

K : coefficient tenant compte de la nature de la roche :

K= 400 pour les roches dures (voir optimisation des vibrations)

$\frac{Q}{R^{1.5}}$: le niveau de vibration (voir [10] et [2])

dans notre cas on a :

$$v = 3500 \text{ m/s}$$

$$K = 300$$

$$R = 500 \text{ m}$$

Alors :

D'après [2] On a :

$$Q/R^{1.5} = 0.03$$

alors la charge admissible est :

$$Q = 500^{1.5} \cdot 0.03 = 335 \text{ kg}$$

Remarque : dans la carrière de EL- KHROUB on n'a pas plus de trois trous qui détonnent en même temps et la charge totale de chaque trou ne dépasse pas les 75 Kg.

II. choix des paramètres de plan de tir en utilisant le logiciel Op-tir

Le logiciel Op-tir est un logiciel de calcul des plans de tirs utilisé au niveau des carrières de l'E.N.G. Il permet surtout de faire un calcul rapide pouvant être appliqué sur le terrain et permettre ainsi de réajuster au fur et à mesure de l'avancement des gradins les paramètres considérés.

II.1. Mode de fonctionnement (voir organigramme)

Ce logiciel nous donne les meilleures solutions en tenant compte de toutes les contraintes imposées :

Fragmentation optimale ;

Taux de fines réduit ;

Consommation spécifique optimale.

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

- * Hauteur de gradin H : (H = 15m)
- * Angle d'inclinaison du trou par rapport à la verticale- (α) qui varie de 0 à 25 ° avec un pas de 2° ;
- * Rapport de maille (E/B) : varie de 1 à 1.5 avec un pas de 0.05 ;
- * Le diamètre de foration constant.
- * la résistance au tirage (R)
- * Les explosifs utilisés (densité, diamètre de la cartouche, ... (voir chapitre II)).

Comme résultats nous avons :

Un nombre déterminé de solution qui vérifie les contraintes ;

Une solution unique pour une fragmentation minimale ;

Une solution unique pour une consommation minimale.

II.2. Application pour la carrière d'EL- KHROUB

Afin de réduire le coût global de tir et limiter le taux de foration et aussi pour réduire les effets des vibrations et projection, dans ce programme on s'intéresse à optimiser les paramètres suivant :

- Consommation d'explosif ;
- Fragmentation optimale.

1° entrée des données :

roche : il s'agit d'un calcaire moyennement dur avec couche fissurée d'une épaisseur de 6m , de densité en place 2.5, la résistance au tirage est de 0.35 (voir chapitre II).

Diamètre : le diamètre de foration est de 105mm, pour une hauteur de gradin de 15m. les trous sont inclinés d'un angle de 10 à 20°.

2° Sélection des explosifs :

Le calcaire est relativement dur et sec on a tout intérêt à utiliser du Marmanit II (explosif de fond), et l'anfomil (explosif de colonne). Pour les zones très fissurées on remplace l'anfomil par Marmanit III (voir chapitre II).

3° la maille :

$E/V = 1$ à 1.5 , les autres paramètres correspondent à ceux utilisées sur le terrain.

1° plan optimal pour la sondeuse DM25 :

données primaires :

$H_{moy} = 17m$

$\phi = 160mm$

Inclinaison du trou : 0°

Rapport de maille : de 1.00 à 1.5

les résultats qu'on a obtenu sont :

Fragmentation minimale :

Tableau II.1

Diamètre de trou(mm)	Incl(°)	E/V	Hg (m)	Fragmentation (m)	Qs (g/t)	Vmax (m)	V corrigée (m)
160	0	1.50	17.00	0.99	123	4.6	3.6

Consommation spécifique minimale :**Tableau II.2**

Diamètre de trou (mm)	Incl(°)	E/V	Hg (m)	Fragmentation (m)	Qs (g/t)	Vmax (m)	V Cor (m)
160	0	1	17	1.2	118	5.6	4.6

Interprétation des résultats

Ce plan nous permet d'obtenir une fragmentation minimale inférieure à 0.99 m (90 à 95%) avec une consommation spécifique optimale 123g/t ceci permettra l'élimination des hors gabarit et conduira à réduire ou à supprimer l'utilisation du brise roche (minimiser le surcoût de tir), la réduction de la consommation spécifique pour cette exemple est dû au changement de diamètre de la cartouche de 80mm à 130mm.(ce genre des cartouches peut être fabriqué par le service O.N.E.X. sur commande).

2° pour les chariots de foration :**données primaires :**

Diamètre de trou : 105mm

Inclinaison du trou : de 10 à 20°

Rapport de maille : de 1.00 à 1.5 ;

Hauteur de gradin : 15m

fragmentation minimale :**tableau II.3**

Dt(mm)	Incl(°)	E/V	Hg (m)	FRAG(m)	Qs(g/t)	Vmax (m)	Vcor(m)
105	10	1.5	15	0.68	130	2.9	2.1

Consommation spécifique minimale :**Tableau II.4**

Dt(mm)	Incl(°)	E/V	Hg(m)	Frag (m)	Qs,(g/t)	Vmax (m)	Vcorn(m)
105	20	1	15	1	115	3.6	3

II.3. Interprétation des résultats

En pratique la banquette est de 4m. C'est donc une valeur plus forte que celle que nous avons retenu, et qui se rapproche plus de la banquette maximale proposée par LANGFORS. Ceci s'explique par le fait qu'en réalité, la charge linéaire de colonne, ou charge médiane est plus importante que celle obtenue par LANGFORS. Ce dernier prend en effet $L_c = LP/2.7$, alors qu'en réalité, on remplit complètement la partie médiane du trou, le supplément d'explosif placé en colonne permet alors d'augmenter légèrement la banquette, et de prendre au voisinage de 4m au lieu de 3,6.

La consommation observée sur le site est d'environ 147g/t une valeur très loin de celle qu'on a obtenue.

On voit que pour une fragmentation minimale de 0.68 on a un taux de fin plus élevé et une consommation spécifique de 130 g/t alors que pour le 2^{ième} cas on a $Q_s = 115\text{g/t}$ et une fragmentation très satisfaisante $< 1\text{m}$.

Pour notre calcul nous avons eu 115g/t soit une différence de 32g/t par rapport à celle obtenue, cette différence est due au choix délicat de la banquette et de l'exécution des trous inclinés au lieu des trous verticaux.

1. Le coût d'explosif :

Le coût pour le plan de tir utilisé est de : 17.30DA/t

Alors que pour le plan optimisé il est de: 13.50DA/t

On comparant les deux coûts de la consommation d'explosif on voit une différence très claire, cette différence est due à la minimisation de la consommation spécifique d'explosif.

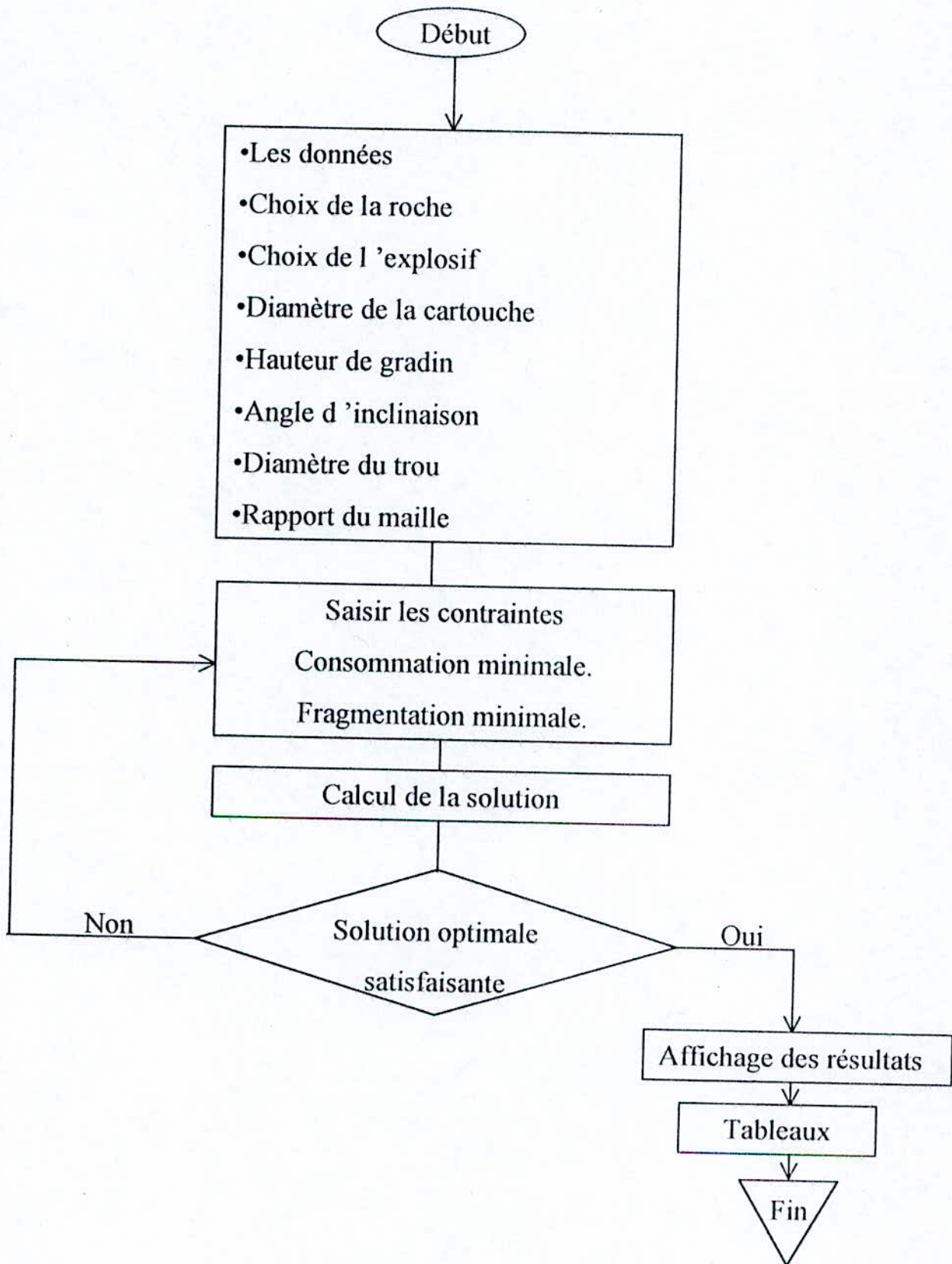
2. Le coût total :

De ce qui précède on voit qu'on a obtenu une fragmentation adaptable et très satisfaisante pour les moyens de chargement et de transport et on a limité l'emploi de brise roche qui coûte jusqu'à 22000DA pour une journée. Ainsi qu'on a eu une réduction de la consommation d'explosif et une optimisation de coût de la consommation de tir et intensité de vibration réduite, des effets arrières limités, et de bonnes conditions pour le travail des engins d'exploitation.

Conclusion :

Nous avons vu dans notre exemple que la variation d'un paramètre, soit qui concerne l'explosif ou bien les paramètres géométriques de plan de tir, influe directement sur les résultats de tir de tel sorte qu'un changement de diamètre de la cartouche de 80mm à 130mm et une exécution des trous inclinés au lieu des trous verticales a amélioré très nettement le rendement de notre tir, une fragmentation très satisfaisante et consommation réduite et ce que va nous conduire à un coût minimal.

ORGANIGRAMME DE LOGICIEL OPTIR (Partie optimisation)



Conclusion générale

Le travail a été réalisé dans le cadre d'une étude portant sur le choix optimal des procédés des plans de tir à ciel ouvert.

A cet effet, une étude comparative a été réalisée au niveau de trois carrières de production de granulats (E.N.G.) en ce qui concerne les différents procédés d'abattage utilisés et l'influence des conditions de travail sur l'élaboration d'un plan de tir.

La deuxième partie de cette étude a été consacrée à l'élaboration d'un plan de tir optimal pour le cas concret de la carrière d'Elkhroub.

Pour ce faire, nous avons utilisé le logiciel d'optimisation « Op-Tir » utilisé par les exploitants de l'E.N.G., pour formuler une proposition qui tienne compte des différents paramètres de travail de cette carrière et en basant nos calculs sur les meilleurs résultats techniquement possibles et à moindre coûts.

Bibliographie

- [1] J.A.Talobre, « *la mécanique ces roches et ces applications* », DUNOD, 1967
- [2] KURT- Herrman, « *précis de forage des roches* », DUNOD , Paris1971
- [3] « *Mémento des mines et carrières* »,1990
- [4] BOURGINE.B, « *modélisation de la politique d'explosif et dimensionnement des équipements miniers* », Thèse présenté à l'école des mines de Paris, 1986
- [5] Drill I.N.R , « *technique de la foration en gradins* », catalogue INGERSEOLL.RAND, 1992
- [6] V. Covalenco ,« *exploitation des carrières* » OPU, 1980
- [7] THIARD Roger, é « *principe de schéma de tir à ciel ouvert* »,*Mine et carrière*, 1992
- [8] WEBER Pierre , « *caractérisation du massif rocheux* »,*Mine et carrière*,1992
- [9] THIARD Roger, « *Amorçage et système d'amorçage* »,*Mine et carrière* , 1992
- [10] MEZABIAT. A, « *choix et argumentation des paramètres de tir* »,PFE, E.N.P ,1992
- [11] CHAPOT Pierre , « *critère de nuisance et prédiction* »,*Mine et carrière*, 1988
- [12] LEGHRIEB « *contribution à la réalisation d'un plan de tir dans les gnodiorites de Si- Mustapha* » , Thèse E.N.P,1989
- [13] HERAUD. H.,« *terrassement rocheux à l'explosif* », 1992
- [14] TIBRI .A , « *rapport de stage pratique* », 2000
- [15] Mr. BAZIZ , « *diagnostique* »Rapport interne, 1997
- [16] Mr. BAZIZ ,« *plan d'action granulats routiers* »Rapport interne, E.N.G.,1998
- [17] MONTAGNEUX. P , « *vue globale sur les DSL2* »article Sim,1999
- [18] M. AGUID BACHAR ,« *cours d'exploitation minière* », E.N.P,1998
- [19] BOUMBAR .N , « *cours géophysique* », E.N.P ,1998
- [20] DENIAU Robert. & SIFRE Yvan. ,« *foration* »,*Mine et carrière* , 1991
- [21] ONEX ,« *catalogue d'exploitation* »
- [22] ENG , « *séminaire des roches à l'explosif sur l'abattage* »,1989

[23] FEDCHINE ,« *rapport géologique final de gisement de calcaire de ADILA* » DREG/SNMC, 1983

[24] SVERIDOV, «*rapport géologique final de gisement d'Elkhroube* » DREG/SNMC, 1978

[25] « *Manuel d'utilisation de programme Op-Tir* », E.N.G. 1999

الكلمات المفاتيح :

تخطيط، طرق، ثقب، متفجرات، ملء، كتل صخرية، أمن، مردود فعال.

ملخص :

إنصب اهتمامنا في هذا العمل على تحقيق هدفين :

يتمثل الأول في تحقيق دراسة مقارنة بين ثلاثة محاجر للمؤسسة الوطنية للحصى بغرض إبراز تأثير مختلف العوامل على

نتائج مخطط الرمي.

أما الثاني، فيتمثل في دراسة و اختيار الطرق الأنجع و الفعالة لتخطيط الصخور باستعمال المتفجرات في محجرة

الخروب

Résumé

Dans notre projet nous avons réalisé deux taches, la première est de faire une étude comparative sur trois carrières de l'Entreprise Nationale des granulats en faisant apparaître l'influence de différents paramètres sur les résultats de tir dans les massifs rocheux

Comme deuxième taches dans cette thèse on a étudié et proposé les meilleures façons d'exécution des procédés d'abattage à l'explosif pour la carrière d'El-Khroub, tout en essayant d'avoir une bonne sécurité et un bon rendement pour le matériel d'exploitation.

Mots clés

Abattage, procédés, forage , explosifs, chargement, amorçage, sécurité, rendement optimal.

Abstract

In our work we have acheive two stains, the first is to make a comparative survery on three carrers of the National Enterprise of Granulates, while doing to appear the different parameter influence on results of shooting in the rocky massifs.

As second stain one studied and proposed the best way of execution of processes of shooting plan in the carrer of El-Khroub while trying to have a good security for the environment and a good out put for contraptions of exploitation.

Key Words:

Slanghtering, processes, massif, forage, exploding, loading, security, optimal out put.