

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

**MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE**

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

Département de Génie Minier



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Mémoire de fin d'études

***En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en
Génie Minier***

***L'adaptation du plan de tir à la blocométrie:
Un enjeu capital pour un haut rendement
minier.***

Dirigé par:

❖ ***Dr. OMRACI Kamel***

Réalisé par:

❖ ***GHARBI Kouider***

2006/2007



Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

☀ *Ma très chère mère*

☀ *Mon très cher père*

☀ *Mes frères et Ma sœur*

☀ *Mes amis*



Remerciements

C'est avec joie que je remercie de leur précieuse collaboration les personnes qui ont contribué à la réalisation de ce travail. Ces remerciements vont tout particulièrement à :

☀ *Mon cher promoteur Mr. Kamel OMRACI, qu'il soit permis de le remercier très sincèrement et de lui exprimer toute ma reconnaissance pour l'aide précieuse, les conseils éclairés, et les encouragements, afin d'être ingénieur d'état en Génie Minier.*

Je tiens à exprimer mes vifs remerciements :

☀ *Au personnel du département Génie Minier de l'Ecole Nationale Polytechnique.*

☀ *À la direction et au personnel de l'entreprise nationale des granulats de Boumerdes.*

Je remercie Mademoiselle Souad BENTAJALA, pour son aide sur l'ensemble de mon travail.

Je remercierais finalement les membres du jury, qui auront bien voulu évaluer mon travail.

RESUMÉ

L'objectif de ce travail est d'optimiser la fragmentation et de faire une présentation générale des méthodes d'essai et des modèles pratiques utilisés dans la conception et la simulation des procédés de fragmentation de roche.

Différents types de modèles et de systèmes de prévision sont brièvement présentés. Les modèles de prévision utilisent des résultats d'essai de l'abattage et de foration miniature.

Le développement des paramètres du plan de tir, associés aux méthodes d'essais et des méthodes géologiques s'est basé sur les formules bien connues de Langefors pour le calcul de la banquette.

Les équations de Kuznetsov et de SveDeFo prévoient la taille moyenne des fragments. Le facteur de roche de Kuznetsov est basé sur des informations sur la dureté et le taux de fissuration tandis que la formule de SveDeFo emploie la constante de fragmentation de roche proposée par Langefors et Kihlström. Le modèle de Kuz-Ram prévoit la fragmentation moyenne et la taille des fragments. Les modèles partiels CZM et TCM de JKMRC combinent deux distributions, une pour les fines et une pour la partie brute de la distribution. Les deux modèles sont basés sur le modèle de Kuz-Ram. La fonction de distribution pour la partie brute emploie principalement le modèle de Kuz-Ram. Une amélioration du modèle de la distribution "fine" est apportée par celui de TCM.

Pour les engins de reprise et de roulage, il est faut que le tas soit bien étalé, d'une hauteur réduite et d'une granulométrie répartie afin d'assurer une exploitation à haut rendement minier.

Mots clés : *explosifs, plan de tir, fragmentation, distribution granulométrique, modèles de prédiction, rendement minier, paramètre de roche.*

ABSTRACT

The objective of this work is to optimize the fragmentation and to make an overview of test methods and practical models used in the design and simulation of rock breaking and comminution processes.

Different types of prediction models and systems are briefly presented and then many models and associated test methods are described. The prediction models utilize test results from crushing and miniature drilling.

Development of blasting design formulas, associated test methods and geological methods are the recapitulated starting with the well know formula for calculation of burden by Langefors. The Kuznetsov and SveDeFo equations predict mean fragment size. Kuznetsov's rock factor is based on information about hardness and crack frequency whereas the SveDeFo formula uses the rock fragmentation constant proposed by Langefors and Kihlström. The Kuz-Ram model predicts mean fragment size and fragment size distribution. In the CZM and TCM formulas the fragment size distribution function is derived into two different parts for fine and coarse particles. The distribution function for the coarse part principally uses the Kuz-Ram model. A late fragment size distribution model is given by JKMRC (with the Swebrec function).

For the recovery machines and mucking, one needs that the heap is well spread out, a reduced height and of a granulometry distributed in order to ensure a high out put exploitation mining.

Key words: *explosives, blasting pattern, fragmentation, size distribution, prediction models, out put exploitation mining, rock parameter.*

ملخص

الهدف من هذا العمل هو جعل الانقسام في أحسن إمكانية ووضع نظرة عامة عن طرق الاختبار، الطرق الجيولوجية، النماذج والممارسات التي تستعمل في تصميم محاكاة تكسير الصخور.

قدّمت أنواع مختلفة من نماذج ونظومات التنبؤ بإيجاز وبعد ذلك وصف هذه النماذج ومعالجة طرق الاختبار .

معادلات (كيزنتسف) و(سدفو) تتنبأ بأحجام الأجزاء المتوسطة. نموذج (كيزرم) يتنبأ بتوزيع أحجام الأجزاء. في صيغ (سزم) و (تسم) دالة توزيع الأحجام استنتجت من جزأين مختلفين، جسيمات رقيقة و خشنة، لحساب توزيع أحجام الأجزاء الرقيقة. دالة متأخرة لتوزيع أحجام الأجزاء هي دالة (سويبرك)، لهذه الدالة ثلاثة عوام. هناك انسجام كبير، خاص بهذه الدالة ، بين نتائج التفجير الميداني والاختباري.

مفتاح الكلمات: المتفجرات، مخطط التفجير، تكسير، توزيع الأحجام، نماذج التنبؤ، مردود منجمي، معالم الصخرة.

SOMMAIRE

Introduction générale	1
Chapitre I- les explosifs dans l'abattage minier	
1. Introduction.....	2
2. Foration.....	3
2.1. Généralités.....	3
2.2. Choix du matériel de foration.....	3
2.3. Paramètres caractérisant l'engin de foration.....	3
2.4. Réalisation de la foration.....	4
2.5. Techniques de foration.....	4
3. Critères de choix de l'explosif.....	6
3.1. Définition.....	6
3.2. Déflagration et Détonation.....	6
3.3. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux.....	7
3.4. Protection du voisinage et du personnel.....	9
3.5. Composition et type d'explosifs.....	11
3.6. Caractéristiques pratiques des explosifs et critères de choix.....	13
4. Amorçage et séquence d'initiation.....	21
4.1. Amorçage.....	21
4.2. Séquence d'initiation.....	23
5. Les explosifs fabriqués en Algérie.....	25
5.1. Catégories d'explosifs.....	25
5.2. Caractéristiques des explosifs.....	27
5.3. Les accessoires de tir.....	27
5.4. Le tir électrique.....	31
6. Conclusion.....	34

Chapitre II- Analyse de la conception d'un plan de tir

1. Introduction.....	36
2. Détermination des paramètres du tir.....	37
2.1. La hauteur du front de taille.....	37
2.2. Diamètre de foration.....	38
2.3. Choix de l'explosif.....	38
2.4. Géométrie du front et nombre de rangées.....	39
2.5. Banquette.....	40
2.6. Amorçage.....	41
2.7. Séquence d'initiation.....	41
2.8. Rapport de maille.....	41
2.9. Surprofondeur.....	42
2.10. Bourrage.....	42
2.11. Inclinaison de trou.....	42
3. Méthodes de conception.....	43
3.1. Règles simples empiriques.....	43
3.2. La méthode de Langefors.....	45
3.3. Les méthodes de conception et de calcul à l'ordinateur.....	50
4. Conclusion.....	51

Chapitre III- Modélisation des distributions granulométriques

1. Introduction.....	52
2. Caractérisation de la blocométrie	52
2.1. Dimension maximale des blocs abattus.....	52
2.2. Taille moyenne des blocs.....	53
2.3. Détermination du fuseau granulaire.....	53
3. Mesure de la granulométrie.....	54
3.1. Le tamisage manuel.....	54
3.2. La mesure en nombre.....	54
3.3. La mesure à la ficelle.....	55
3.4. La mesure par l'analyse d'image.....	56

4. Prédiction de la blocométrie.....	57
4.1. Introduction.....	57
4.2. Modèles de fragmentation.....	58
4.2.1. Formule de Langefors.....	58
4.2.2. Modèle de Kuznetsov.....	59
4.2.3. Modèle de Larsson.....	59
4.2.4. Modèle de SveDeFo.....	60
4.2.5. Modèle de Kuz-Ram.....	61
4.2.6. Modèles de JKMRC.....	63
4.2.7. Fonction de Swebrec et le modèle de KCO.....	67
4.3. Comparaison des modèles de prévision.....	68
5. Conclusion.....	69

Chapitre IV- Reprise après tir

1. Introduction.....	70
2. Aspect du front.....	70
3. La granulométrie/blocométrie.....	70
4. Chargement.....	71
4.1. La chargeuse sur pneus.....	71
4.2. La capacité de godet de la chargeuse.....	72
4.3. Le rendement de la chargeuse.....	72
4.4. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion.....	74
4.5. La durée de chargement d'un camion.....	74
5. Transport.....	74
5.1. Rendement des camions.....	75
5.2. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	76
6. Conclusion.....	76

<i>Conclusion générale</i>	77
---	----

<i>Bibliographie</i>	79
-----------------------------------	----

INTRODUCTION GÉNÉRALE

Une question récurrente dans le secteur de l'industrie minérale est: Quelles sont les modifications dans la réalisation des tirs qui permettent de modifier la courbe granulométrique résultant d'un tir ?

La bibliographie est très riche sur ce sujet. De nombreux paramètres déterminants ont été identifiés. De nombreuses méthodes d'évaluation existent. La principale difficulté réside dans la détermination de la granulométrie « exacte » des tirs. Avec la granulométrie des tas issus des tirs d'abattage à l'explosif, on pourra déterminer un (ou des) optimum de fragmentation pour une carrière, en ayant au préalable défini les besoins de la carrière en terme de granulométrie.

Dans ce projet, nous présentons premièrement les explosifs dans l'abattage minier. En effet, la réalisation d'un schéma de tir doit passer par les étapes suivantes:

- La foration,
- Le choix de l'explosif,
- Le type d'amorçage,
- La séquence d'initiation des charges,
- La conception de tir.

La modélisation des distributions granulométriques du tas est un processus essentiel pour connaître l'aspect de tir, qui peut être effectué par :

- La mesure directe de la granulométrie après le tir,
- L'utilisation des différents modèles de prévisions,

Commençant par le modèle de Kuz-Ram (largement appliqué) et terminant avec un modèle basé sur une nouvelle fonction de trois paramètres, la fonction de Swebrec. Des divers modèles sont présentés.

Finalement, nous présentons le chapitre de la reprise après tir c-à-d l'influence du résultat de tir sur le rendement des opérations ultérieures de reprise, chargement, transport et concassage.

CHAPITRE I

LES EXPLOSIFS DANS L'ABATTAGE MINIER

1. INTRODUCTION

L'adaptation du plan de tir aux exigences de l'exploitant découle soit de l'expérience des tirs antérieurs, si l'exploitation bénéficie d'une antériorité d'exploitation, soit du résultat de tirs de référence pour les exploitations faisant l'objet d'une ouverture nouvelle de carrière.

En effet, l'élaboration d'un plan de tir, nous exigera de prendre certains objectifs en compte.

Ces objectifs portent sur :

- L'importance de la production et la définition de l'abattage type;
- Les exigences géométriques :
 - sortie de pied pour favoriser la bonne planéité du carreau et permettre la bonne évolution des engins de reprise,
 - rectitude du front pour obtenir une maîtrise de la progression des fronts en regard de la structure du massif;
- Les exigences dimensionnelles :
 - blocométrie des éléments abattus qui doit rester compatible avec les dimensions d'ouverture du concasseur primaire,
 - courbe granulométrique du tout-venant abattu; trop d'éléments fins est souvent un inconvénient, car les opérations de sélection primaire vont éliminer une tranche 0/30 ou 0/40 dont la quantité affecte bien entendu le rendement global;
- Les impératifs de sécurité :
 - les impératifs internes : toutes conditions qui doivent permettre le travail préparatoire de foration, ainsi que les opérations de reprise, dans des conditions de totale sécurité : bonne rupture du parement, pas de surplomb, peu d'effet arrière, bon étalement du tas abattu;
 - les impératifs externes : absence de projection, ébranlement minimum, bruit maîtrisé, sont autant des facteurs appréciés par l'environnement et qui conditionnent bien souvent l'autorisation d'exploiter.

La réalisation d'un schéma de tir doit donc nécessairement assurer certaines exigences et passer par certaines étapes telles que :

- La foration;
- Le choix adéquat de l'explosif;
- Le type d'amorçage;
- La séquence d'initiation des charges;
- La blocométrie (exigence dimensionnelle) et les exigences géométriques;

2. FORATION

2.1. Généralités

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

2.2. Choix du matériel de foration

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

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

2.3. Paramètres caractérisant l'engin de foration

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par :

- le diamètre de foration : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de foration varie de 45 à 152 mm;
- la profondeur de foration : elle détermine la plage de diamètres utilisables, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les

engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en diamètre réduit. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;

- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille.

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

2.4. Réalisation de la foration

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

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

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

2.5. Techniques de foration

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent :

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

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou.

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

A partir de là on distingue quatre techniques de foration :

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

a. Foration par roto percussion avec marteau hors du trou

Les matériels roto percutants sont caractérisés par :

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

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

b. Foration par roto percussion avec marteau fond de trou

Cette méthode présente de nombreux avantages :

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

c. Foration par coupe rotative avec outil à lames

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

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

d. Foration rotary par outil tricône

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

3. CRITÈRES DE CHOIX DE L'EXPLOSIF

3.1. Définition

On appelle explosif une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui, sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs), est apte à exploser, c'est-à-dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique.

On appelle explosion une réaction chimique très exothermique et extrêmement rapide libérant une grande quantité de gaz qui, sous l'effet de la température élevée instantanément, produisant un travail mécanique et engendrant dans le milieu environnant des ondes de choc (d'explosif).

3.2. Déflagration et Détonation

a. Déflagration

La déflagration de la substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière. La vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s.

b. Détonation

Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc. La vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre 2000 et 9000 m/s. La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisés principalement dans les travaux d'abattage et de démolition.

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

- fissuration sous l'effet de l'onde de choc, de la roche à divers niveaux (zone de broyage, zone de fissuration radiale, zone sismique), (Figure 1-a).
- accentuation sous l'effet de la pression des gaz, des fissures précédentes ou celles préexistantes dans le massif, créant ainsi une fragmentation de la roche en place (Figure 1-b).
- étalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

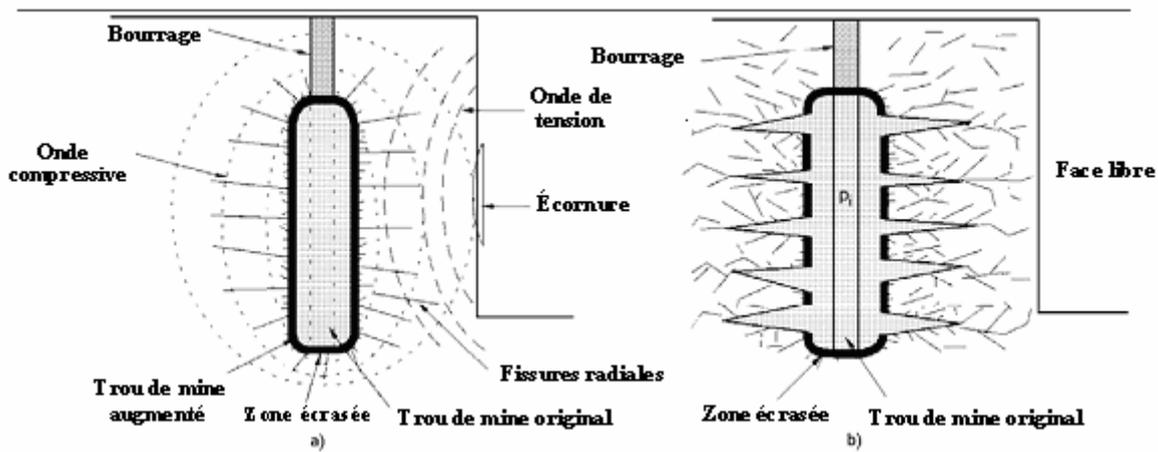


Figure. 1: -a) propagation de l'onde de choc, -b) expansion de pression de gaz, Scot et al. (1996).

3.3. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux

Lors de la détonation d'une charge, s'accompagne de phénomènes irréversibles qui permettent de définir trois zones (cf. figure 2).

- La zone de broyage
- La zone de fissuration radiale
- La zone sismique

La zone de broyage

Dans les premiers temps de la propagation, les contraintes subies par la roche sont très élevées de 5 à 75 Kbars de pression. Les contraintes en général excèdent dans un temps très court la résistance à la compression de la roche R_c qu'elles broient en fines particules.

L'onde émise n'est pas la seule responsable de l'état de contrainte, les gaz qui s'engouffrent dans les fissures y participent.

La décroissance des contraintes varie d'une façon continue en fonction de la résistance à la compression de la roche, et le sera plus important à partir de l'intervalle 3 à 5 r_c (r_c : rayon de la charge).

La zone de fissuration radiale (zone transitoire)

La roche subit en plus de la contrainte de compression radiale une contrainte tangentielle de traction, celle-ci malgré une décroissance dans la zone de broyage; néanmoins, elle demeure supérieure à la résistance à la traction (de la roche) sur une distance importante.

La contrainte tangentielle est responsable de la rupture (en traction) mais cette phase reste en particulier caractérisée par des fissures radiales.

La fissuration radiale se développe à une distance comprise entre 20 et 50 r_c .

La zone sismique

Au-delà de la zone de fissuration, il y a réapparition des vibrations qui affaiblissent le massif.

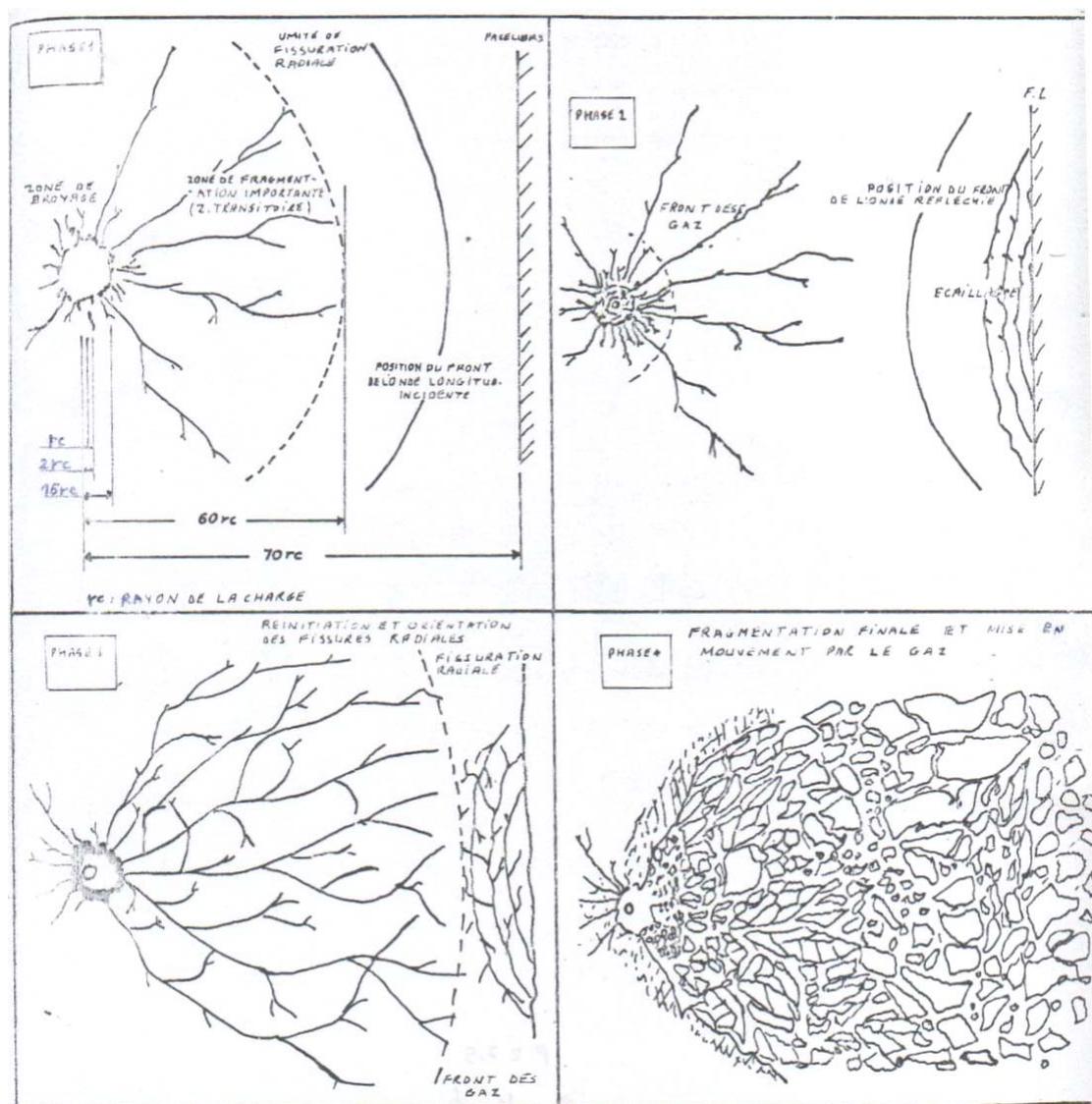


Figure. 2: – Développement de la fissuration et de la fracturation

3.4. Protection du voisinage et du personnel (paramètres de sécurité)

Des précautions doivent être prises dans les exploitations à ciel ouvert, pour éviter, toute projection sur les propriétés voisines et les routes. L'agence nationale de la géologie et du contrôle des mines peut imposer des règles pour la protection des agglomérations, constructions, canalisations et ouvrages d'art, des sources et nappes d'eau qui alimentent les villes, villages etc. ...

Le risque d'accident lors de la manipulation des substances explosives est l'explosion accidentelle de la charge explosive en cours de mise en oeuvre dans les trous de foration. Ce risque peut être causé par une étincelle ou un choc. L'influence de ces deux causes sera réduite par un strict respect de la réglementation en vigueur :

Les dommages prévisibles en cas d'explosion accidentelle aux personnes et aux biens sur la base de la réglementation en vigueur et de la classification internationale sont présentés dans le tableau 1 ci-après :

Tableau 1 : Dommages prévisibles en fonction de la zone d'influence.

Zone	Dommages prévisibles aux personnes	Dommages prévisibles aux biens
Z1	Blessures mortelles dans plus de 50% des cas	Dégâts très graves
Z2	Blessures graves pouvant être mortelles	Dégâts importants
Z3	Blessures	Dégâts moyens
Z4	Possibilité de blessures	Dégâts légers
Z5	Très faibles possibilités de blessures légères	Dégâts très légers

Ces rayons sont déterminés par les formules suivantes (cf. Tableau 2).

Tableau 2 : Rayon définissant les zones d'influence

	Distance R
Z1	$0 < R1 \leq 5Q^{1/3}$
Z2	$< R2 \leq 8Q^{1/3}$
Z3	$< R3 \leq 15Q^{1/3}$
Z4	$< R4 \leq 22Q^{1/3}$
Z5	$< R5 \leq 44Q^{1/3}$

- Le chargement et le tir des coups de mines s'effectuent sous la surveillance et la responsabilité immédiate d'un préposé au tir qui est soit la personne chargée de la conduite des travaux soit la personne désignée par elle.
- Avant l'allumage, le préposé au tir , doit s'assurer personnellement que tout le personnel est hors d'atteinte et poster des hommes munis au besoin de signaux acoustiques ou optiques pour interdire à toute personne l'accès dans le périmètre dangereux.

3.5. Composition et type d'explosifs

3.5.1. Constituants des explosifs

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

- 1 - 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 ... ;
- 2 - 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 explosif : il s'agit, en général, de nitrates de minéraux comme le nitrate d'ammonium ou le nitrate de soude;
- 3 - Des combustibles : tourbe, farine de bois, aluminium, gomme de guar,...

Certains combustibles ont un rôle annexe particulier comme par exemple:

- l'absorption de la sensibilité au choc de l'explosif : cas de la tourbe ou de la farine de bois dans les dynamites pulvérulentes;
 - l'apport d'énergie complémentaire à l'explosif : cas de l'aluminium.
- 4 - Des matières internes et des additifs : pour conférer à l'explosif telle ou telle autre propriété particulière, ou pour en faciliter la fabrication, par exemple :
 - le stéarate de calcium, produit hydrofuge améliorant la résistance à l'eau de l'explosif;
 - les allégeants, mouillants, gélifiants utilisés dans les bouillies;
 - l'eau associée à un gélifiant, qui assure une bonne résistance à l'humidité, des bouillies.

3.5.2. Types d'explosifs

Actuellement on utilise six grands types d'explosifs industriels :

1. Les dynamites

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et de dinitroglycol. C'est la proportion de dinitroglycol qui assure la qualité antigel d'une dynamite (le point de congélation de la nitroglycérine pure est de

-15,4 °C). Les autres composants sont des combustibles et des comburants. Selon le taux de NGL, on distingue :

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

2. Les explosifs nitratés

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

3. Les nitrates fuels

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

4. Les explosifs bouillies

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

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

5. Les émulsions

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

6. Les nitrates fuels alourdis

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

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

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

3.6. Caractéristiques pratiques des explosifs et critères de choix

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

3.6.1. Densité

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

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

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

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

3.6.2. Diamètre critique de détonation

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

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

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

- les explosifs destinés à une utilisation en travaux souterrains doivent avoir un diamètre critique de détonation relativement faible, compte tenu des valeurs usuelles des diamètres de foration en travaux souterrains (moins de 50 mm);
- en ciel ouvert où les diamètres de foration sont plus importants, peut utiliser des explosifs à diamètre critique de détonation élevé.

3.6.3. Sensibilité à l'amorçage

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

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

3.6.4. Sensibilité à l'onde explosive

Au cours du chargement d'un trou de mine avec un explosif encartouché, il peut se produire que la file de cartouches soit interrompue par un intervalle d'air ou par la présence de fines de foration. La limitation des risques de ratés impose à l'explosif qu'il ait une certaine aptitude à transmettre la détonation entre cartouches non jointives.

Cette aptitude est caractérisée par le Coefficient de Self Excitation (C.S.E.) de l'explosif considéré.

Le **C.S.E** exprime numériquement la faculté que possède la détonation de se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépend : de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose.

Il est défini comme étant la distance, en cm entre deux cartouches identiques à laquelle la détonation de l'une des cartouches se transmet à la seconde avec probabilité de 50%. Le C.S.E est mesuré à l'air libre avec des cartouches de diamètre 30 mm et de masse 50 g, l'explosif étant encartouché à densité déterminée.

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

3.6.5. Résistance aux sollicitations climatiques

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

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

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

3.6.6. Performances des explosifs

1. Vitesse de détonation

La vitesse de détonation d'un explosif détermine l'effet de brisance sur le matériau. Plus la vitesse de détonation est élevée plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.

Pour la plupart des explosifs, la vitesse de détonation croît avec la densité de l'explosif jusqu'à une certaine valeur ou elle présente un maximum au delà duquel la détonation peut devenir impossible. Cette valeur de la densité ne peut être atteinte en

pratique que si les explosifs sont comprimés accidentellement et de manière excessive au cours de tir.

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

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

Par définition, la détonation de l'explosif est obtenue lorsque le front de décomposition atteint un régime permanent de progression dans la charge. La vitesse devient plus ou moins rapidement constante selon l'intensité de l'amorçage. C'est pourquoi les cartouches amorces ou les boosters utilisés en fond de trou lorsque la charge principale n'est pas amorçable par un simple détonateur doivent être constitués par un explosif aussi puissant que possible. Dans le cas où la charge est amorcée latéralement par un cordeau détonant, la supériorité de la vitesse de détonation du cordeau détonant par rapport à celle de l'explosif est telle que le régime permanent est difficilement atteint.

2. Énergie des explosifs

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

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

a) Le coefficient d'utilisation pratique (C.U.P)

Cette méthode dite "bloc de plomb" dans les pays francophone et "Trawzl" chez les Allemands, c'est une méthode comparative qui consiste à comparer les évasements

produits dans des blocs de plomb par la détonation d'une petite charge de l'explosif étudiée et par celle d'un explosif de référence (Figure. 3). Les procédés de mesure varie d'un pays à un autre par exemple en France le CPU se détermine par l'expression suivante :

$$\text{CUP}\% = (m_0/m) * 100$$

Où m est la masse en g qui produit le même volume d'évasement que celle d'une masse m_0 égale 10 à 15 g.

On note que l'appréciation de l'énergie d'un explosif par cette méthode ne renseigne aucunement sur les énergies de choc et de gaz.

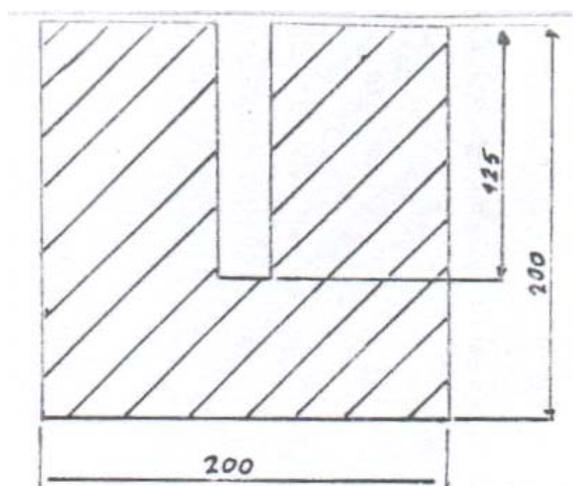


Figure. 3. – Schéma d'un bloc de plomb.

b) Travail au mortier balistique (T.M.B)

L'essai porte sur une charge d'une dizaine de grammes d'explosif tiré sous étui d'étain dans un mortier d'acier monté en pendule balistique et qui reçoit, comme bourrage, un boulet en acier. Lors du tir les gaz provenant de la décomposition de l'explosif se détendent en propulsant le boulet et en faisant reculer le mortier pendule. On enregistre le recul sur un secteur gradué (Figure.4). Le travail correspondant est rapporté au travail fourni par une charge d'acide picrique de même masse tirée dans les mêmes conditions.

En effet le TMB est déterminée par l'expression suivante:

$$\text{TMB} = (1-\cos(\alpha)/1-\cos(\alpha_0))*100$$

α : angle obtenu avec 100g d'explosif;

α_0 : angle formée par l'effet de 100g d'explosif de référence.

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

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

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

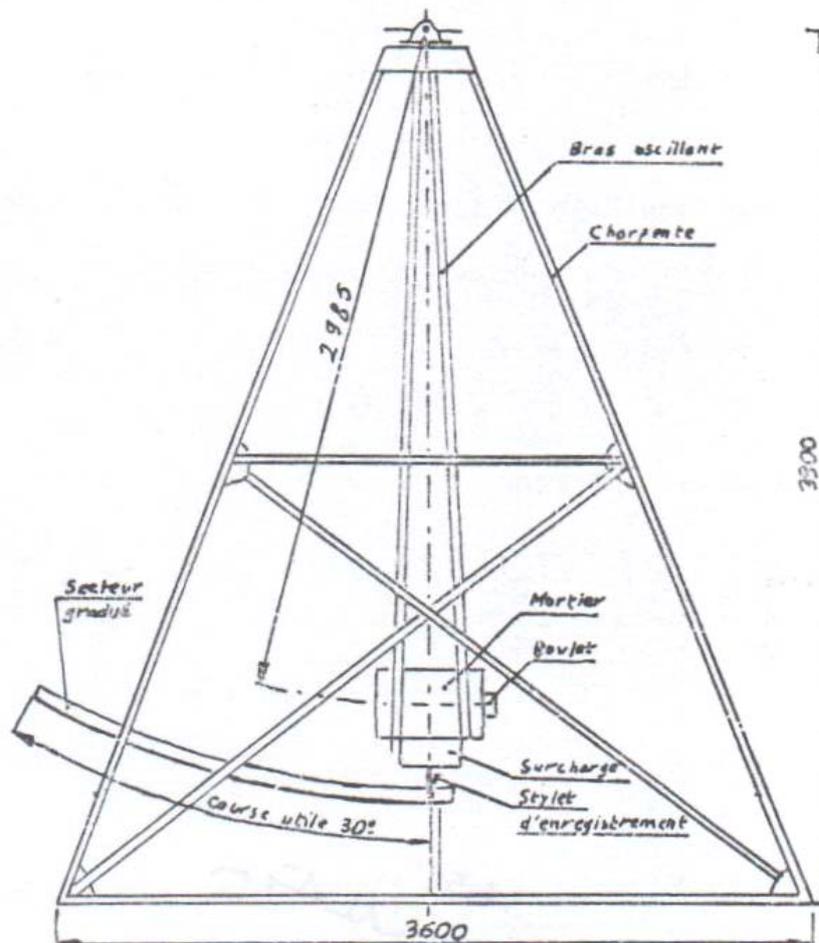


Figure. 4. – Schéma du mortier balistique.

c) Mesure de l'énergie par détonation sous l'eau

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

- Énergie de choc

L'énergie de choc au capteur est donnée par :

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

e_c : énergie de choc au capteur;

R : distance charge-capteur;

ρ_w : masse volumique de l'eau;

c_s : vitesse du son dans l'eau;

$P(t)$: relation pression temps;

K_m : coefficient lié à la chaîne de mesure;

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

$$E_c = \mu * k_f * e_c$$

E_c : énergie de choc de l'explosif;

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

k_f : coefficient lié à la forme de la charge

- Énergie de gaz

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

$$T = k_1 * e_g^{1/3} + c_c * (k_1 * e_g^{1/3})^2$$

e_g : énergie de la bulle de gaz;

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

$$K_1 = 1,135 * c_s^{1/2} / \rho_h^{5/2}$$

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

ρ_h : pression hydrostatique totale.

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

$$E_g = k_f * e_g$$

- Énergie totale

L'énergie totale E_t est :

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

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

Notons que cette méthode est la seule qui permette de mesurer les énergies de choc et de gaz sur des masses convenables d'explosif (0,5 à 1 kg).

d) Indice d'énergie (Weight Strength)

En Suède le professeur Langefors définit l'indice d'énergie comme étant la somme respective des rapports de la chaleur d'explosif Q et de volume de gaz V (en prenant comme référence une dynamite dont les caractéristiques sont les suivantes Q = 1160 kcal/kg, v₀ = 650 l/kg), son expression est comme suit :

$$S = 5/6 * (Q/Q_0) + 1/6 * (v/v_0)$$

Où Q₀, v₀ représentent la chaleur et le volume de gaz dégagés d'un explosif de référence.

e) La brisance

La brisance d'un explosif est son aptitude à fragmenter un matériau placé en son voisinage, la grandeur importante caractérisant cette dernière : c'est la pression de détonation. Certains auteurs ont proposé de prendre comme valeur de la brisance l'expression : $B = \rho * \bar{v}^2$

Où ρ représente la densité de chargement de l'explosif et \bar{v} sa vitesse de détonation.

Les méthodes expérimentales les plus couramment utilisées pour déterminer la brisance sont : la méthode de KAST et celle de HESS.

La méthode de HESS est basée sur l'écrasement d'un petit cylindre en plomb (normalisé) et la méthode de KAST est basée sur l'écrasement d'un petit cylindre (normalisé) en cuivre. Dans les deux cas on mesure à l'aide d'un micromètre la diminution de la hauteur du cylindre qui est comparé par la suite à l'effet d'un explosif de référence (en France l'explosif de référence choisie est l'acide picrique). Ce rapport qualifie bien la puissance d'un explosif par rapport à un autre.

4. AMORÇAGE ET SÉQUENCE D'INITIATION

4.1. Amorçage

4.1.1. Introduction

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

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

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

4.1.2. Différents systèmes d'amorçage

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

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

- La première énergie thermique est apportée par :
 - une mèche ou cordon Bickford (de plus en plus abandonné par la profession pour des raisons de sécurité); ou
 - par un guide d'onde de choc à 200 m/s dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz; ou
 - une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique. Ce mode d'amorçage est le plus répandu car il garantit, en général, la meilleure fiabilité.
- Les compositions retardatrices brûlent dans des temps qui sont des multiples d'un certain retard (par exemple 100, 200, ou 500ms) ou des temps qui sont multiples d'un certain micro retard (par exemple 20 ou 25 ms), selon qu'il s'agisse d'un détonateur à retard ou à micro-retard;

- Cette composition retardatrice transmet l'ordre de feu à l'explosif primaire. Celui-ci prend instantanément le régime détonant;
- L'explosif primaire initie en détonant l'explosif secondaire.

4.1.3. Types d'amorçage

1. Amorçage ponctuel

L'amorçage par détonateur est appelé amorçage ponctuel. Autour du point source de la détonation l'énergie d'amorçage n'est pas isotrope;

L'amorçage est favorisé si le détonateur est placé dans l'axe de la cartouche.

La chaîne pyrotechnique standard se compose :

1. d'un générateur thermique, par exemple mèche lente ou perle d'allumage d'un détonateur électrique;
2. d'un explosif primaire en quantité voisine 0,6 à 2 g prenant le régime détonant sous l'influence d'un apport thermique minimum;
3. d'un explosif secondaire en quantité voisine de 0,6 g généralement suffisant pour apporter aux explosifs secondaires utilisés en masse par le mineur le minimum d'énergie nécessaire pour assurer leur décomposition.

Une chaîne pyrotechnique de l'amorçage électrique est donnée en figure 5 ci-dessous.

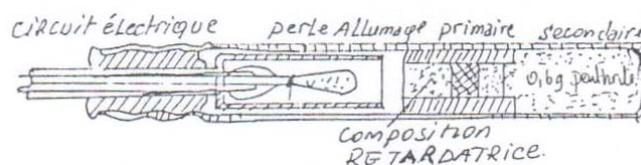


Figure. 5. – Coupe d'un détonateur électrique.

2. Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant. Ce cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3,5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s).

3. Effet de mode d'amorçage sur l'énergie libérée par l'explosif

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

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

4.2. Séquence d'initiation

4.2.1. Introduction

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

Dès que l'onde de compression, résultant de la détonation, rencontre une discontinuité et en particulier une face libre elle se scinde en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux de part et d'autre de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche-air pris dans cet ordre, la réflexion est presque totale.

L'onde réfléchie initie de nouvelles fissures dans le massif rocheux, contribuant ainsi à un affaiblissement maximum de contrainte.

Il s'agit donc d'offrir la meilleure surface de réflexion à l'onde de choc afin de produire une fragmentation optimale pour le minimum d'énergie. La forme idéale, d'après Hagan, d'une telle surface est représentée sur la figure 6. Cependant pour les conditions réelles de tir la surface libre proposée à chaque trou de mine est représentée sur la figure 7, dans le cas d'une mise à feu instantanée des charges et sur la figure 8, dans le cas de détonations retardées des charges. On remarque que dans le deuxième cas la surface libre proposée à chaque trou est agrandie. De là l'importance de la séquence d'initiation à adopter pour chaque tir.

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

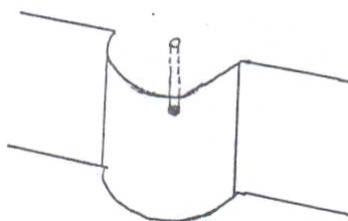


Figure. 6. – Forme idéale d'une face libre (Hagan).

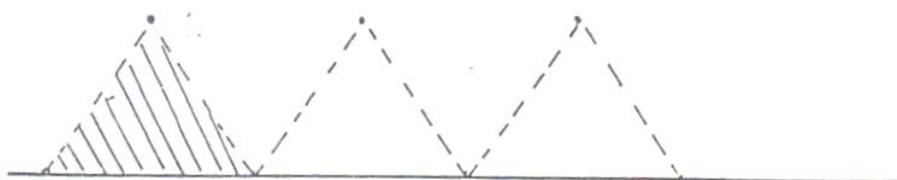


Figure. 7. – La surface libre proposée à chaque trou pour une mise à feu instantanée de tous les trous.

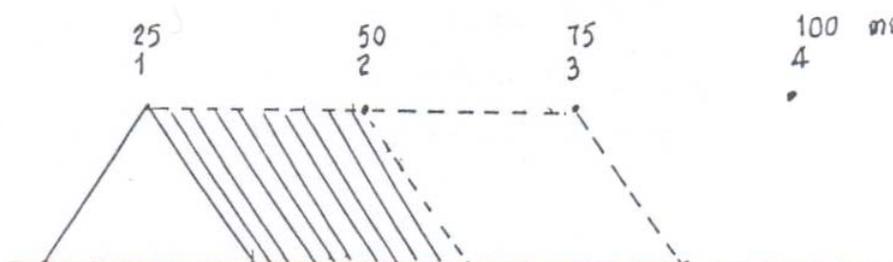


Figure. 8. – La surface agrandie proposée au trou n° 2 si sa détonation est retardée par rapport au trou n° 1.

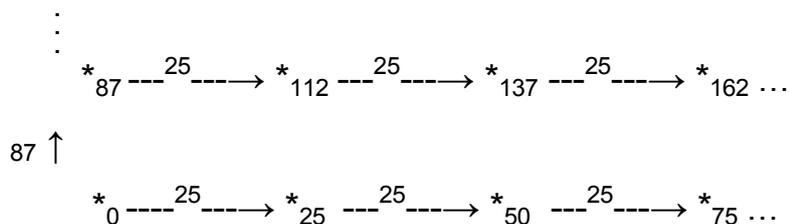
4.2.2. Différents types de combinaison

1. Utilisation de retards d'une même base en série

$$*_{0} \xrightarrow{25} *_{25} \xrightarrow{25} *_{50} \xrightarrow{25} *_{75} \dots$$

Dans ce type de combinaison chaque charge détone séparément avec un intervalle de temps $\tau = 25$ ms.

2. Combinaison de deux bases de retard



Ce schéma illustre une combinaison de deux genres de retards l'un permet à chaque charge de retard de détoner indépendamment de l'autre avec un retard de 25 ms, tandis que l'autre type de retard appartient à une autre gamme qui détone avec retard de 87 ms, utilisée en général pour transmettre la détonation entre rangées.

3. Autres combinaisons

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

5. LES EXPLOSIFS FABRIQUÉS EN ALGÉRIE

L'ONEX (L'office national des substances explosives) produit une gamme très variée d'explosifs et accessoires de tir.

5.1. Catégories d'explosifs

Les explosifs fabriqués par l'ONEX sont des explosifs brisant qui comprennent :

- Les dynamites de consistance gélatineuse identifiés sous une appellation commerciale de géonit et gélanit *I* et *II* contenant beaucoup d'huile (plus de 12% de nitroglycérine). Ce sont des explosifs brisant insensibles à l'eau et utilisés dans la recherche sismique et dans les travaux en roches dures (calcaire cristallin, grès durs et granit).
- Les explosifs nitrates, sous forme pulvérulente reconnus sous une appellation commerciale de carrinit et marmanit *I*, *II* et *III* ainsi que l'ANFOMIL et N18 BIS. Ils

sont hygroscopiques et utilisés pour les roches tendres à mi-dures (schistes, molasse, marnes). Dans le tableau 3 et 4 sont reportées les principales caractéristiques ainsi que les conditions d'encartouchage et d'emballage de ces explosifs.

TABLEAU 3 : CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS (O.N.E.X. Algérie)

DESIGNATION COMMERCIALE	RESISTANCE A L'EAU	DENSITE	VITESSE DE DETONATION (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 et off-shore. Explosif pour roches dures
GELANIT I	Bonne	1,40	6300	1,33	8	865	Abattage en carrière. Roches dures
GELANIT II	Bonne	1,45	6000	1,27	6	808	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
CARRINIT	Médiocre	1,00	4500	1,27	10	892	Explosif pour roches dures à mi-dures
MARMANIT I	Médiocre	0,95	4000	1,28	5	842	Explosif pour les roches de dureté moyenne. Abattages souterrains
MARMANIT II	Médiocre	0,98	4100	1,27	2	868	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
MARMANIT III	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 pou roches tendres
ANFOMIL	Médiocre	0,90	3000	1,15	0	975	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosifs pour roches tendres.

5.2. Caractéristiques des explosifs

5.2.1. Vitesse de détonation

L'ONEX fabrique des explosifs dont la vitesse de détonation varie entre 2500 m/s et 7000 m/s.

5.2.2. Coefficient de self excitation

Le coefficient de self excitation est important lors du bourrage des trous de mine. Pour les explosifs de l'ONEX, le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

5.2.3. Puissance et brisance

Elle est déterminée au laboratoire par des essais et est exprimée couramment par le coefficient d'utilisation pratique CUP ou encore par l'essai TRAWZL.

5.2.4. Densité

L'ONEX produit une gamme d'explosifs dont la densité varie entre 0,95 et 1,5. C'est ainsi qu'on peut avoir les cartouches de même volume mais des poids différents, ce qui permet au mineur d'avoir des densités de chargement variables.

5.3- LES ACCÉSSOIRES DE TIR

5.3.1- Détonateurs

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, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau etc. 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.

5.3.2. La mèche lente ou de sûreté

Elle est fabriquée à partir de poussière de poudre noire enveloppée dans du papier, de textile et de la matière plastique. Elle sert principalement à la mise à feu d'une charge de poudre noire ou la mise à feu du détonateur pyrotechnique n°8.

La durée de combustion de la mèche lente est de 120 secondes/m $\pm 10\%$.

5.3.3. 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 en 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.

Si on voudrait utiliser plusieurs mèches pour un seul tir, il est nécessaire de faire recours à une mèche de contrôle plus courte que l'ensemble des mèches de la volée. Le responsable du tir ordonnera à ses bouteux de quitter les lieux à la fin de la combustion de la mèche de contrôle.

5.3.4. Cordeau détonant

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans du textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de 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 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 explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation.

Le cordeau détonant fabriqué par l'ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

L'ONEX fabrique le cordeau 10 gr/m, 12 gr/m, le 20 gr/m et le 40 gr/m.

5.3.5. Poudre noire

L'ONEX produit trois variétés de poudre noire

- Poudre noire militaire 1 à 6
- Poudre noire pour mèche
- Poudre fantasia

5.3.6. Fil de tir

L'ONEX produit le fil électrique de tir de Ø 0,6 mm gainé par du P.V.C antistatique.

TABLEAU 4 : CONDITIONNEMENT DES EXPLOSIFS (O.N.E.X. Algérie)

DESIGNATION COMMERCIALE	Format / cartouche Ø×Longueur (mm)	Poids / cartouche (g)	Type de cartouche	Conditionnement
GEONIT	50 × 370 50 × 420 65 × 500	1000 1250 2500	Cartouche plastique (CP) Gaine plastique (GP) CP	Caisse de 25 Kgs " " Kgs " " Kgs
GELANIT I	25 × 130 30 × 120 30 × 230 50 × 420 65 × 500 80 × 340	100 125 250 1250 2500 2500	Papier paraffine (PP) PP PP GP GP GP	Caisse de 25 Kgs " " Kgs " " Kgs " " Kgs " " Kgs " " Kgs
GELANIT II	25 × 130 30 × 120 30 × 230 50 × 420 65 × 500 80 × 340	100 125 250 1250 2500 2500	PP PP PP GP GP CP	Caisse de 25 Kgs " " Kgs " " Kgs " " Kgs " " Kgs " " Kgs
CARRINIT	25 × 140 30 × 140 50 × 640 65 × 750	70 100 1250 2500	PP ▪ GP ▪	Caisse de 25 Kgs en carton renforcé
MARMANIT I	25 × 140 30 × 140 50 × 640 65 × 750	70 100 1250 2500	PP ▪ GP GP	Caisse de 25 Kgs en carton renforcé
MARMANIT II	25 × 140 30 × 140 50 × 640 65 × 750	70 100 1250 2500	PP ▪ GP ▪	Caisse de 25 Kgs en carton
MARMANIT III	25 × 140 30 × 140 50 × 640 65 × 750	70 100 1250 2500	PP PP GP GP	Caisse de 25 Kgs en carton renforcé
N, 18 BIS	65 × 350	1000	PP	

5.4. LE TIR ELECTRIQUE

5.4.1. Introduction

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 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 exactes et très courts.

5.4.2. 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, sous l'influence du courant électrique rougit et enflamme la 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.

5.4.3. Classification des détonateurs électriques

Les détonateurs ou couramment les amorces électriques sont classées selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

a. Détonateurs Electriques Instantanés 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 (cf. figure 9).

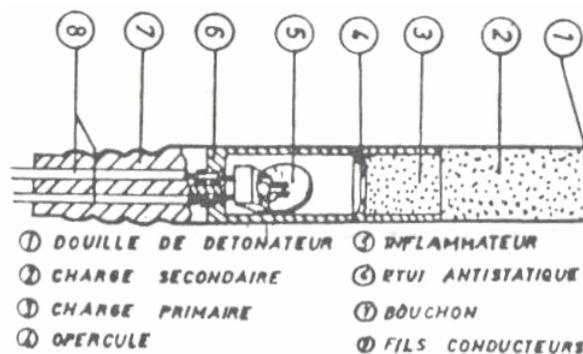


Figure 9. Détonateur instantané (0) - DEI

b. Détonateurs Electriques à Retard D.E.R

Ceux-ci sont divisés en : détonateurs à retard ordinaires. Le temps de réaction entre chaque numéro est d'une demi seconde (cf. figure 10).

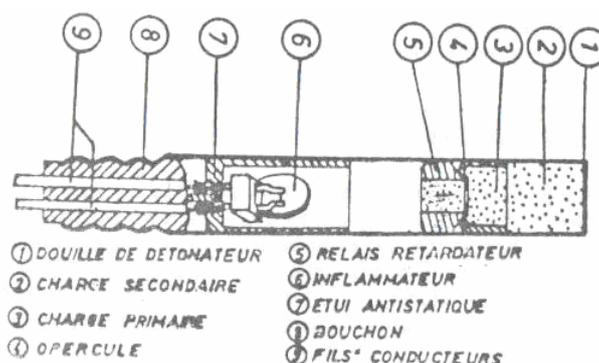


Figure 10. Détonateur à retard – DER

c. Détonateurs Electriques Micro-Retard D.M.R

Le temps de réaction entre chaque numéro est de 20 millisecondes.

5.4.4. Utilisation des détonateurs micro-retard

Les amorces électriques micro-retards sont utilisées pour les tirs à ciel ouvert en carrières, dans les travaux de construction ainsi que dans les mines où elles ont remplacées les amorces instantanées.

5.4.5. Les retardateurs ou micro-connecteurs

Ils sont constitués d'un tube en aluminium ouvert sur les deux cotés et chargé en son milieu par une charge retardatrice (cf. figure 11).

Les retardateurs sont utilisés pour le décalage de l'explosion d'une charge par rapport à une autre et sont placés entre deux trous de mine. Les retards utilisés dans les micro-connecteurs sont de 25 à 50 millisecondes.



Figure 11. Schéma d'un micro connecteur

5.4.6. Détonateurs électriques sismiques

Au Sahara, lors des tempêtes de sable ou tout autre phénomène atmosphérique, des charges d'électricité statique peuvent mettre une amorce électrique normale sous tension et provoquer ainsi sa mise à feu prématurée.

Pour éviter ce risque, l'ONEX fabrique pour la recherche sismique des amorces électriques antistatiques (DES).

Celles-ci ont une régularité d'allumage et un temps de réaction spécialement très courts et sont dotées d'un dispositif de protection contre la mise à feu accidentelle par l'électricité statique dans des conditions normales d'exploitation (cf. figure 12).

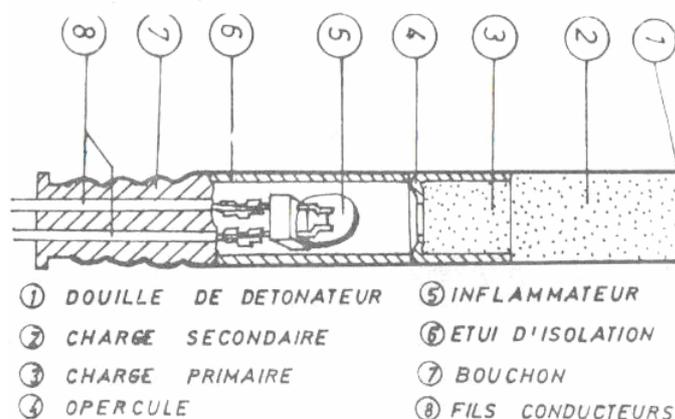


Figure 12. Détonateur sismique

5.4.7. Détonateurs électrique hautement insensibles

Partout où il est possible qu'une mise à feu prématurée soit provoquée par des courants vagabonds ou encore la proximité d'une ligne électrique à haute tension, il est recommandé d'utiliser des amorces électriques hautement insensibles.

Contrairement aux amorces électriques normales qui ont une résistance comprise entre 1,5 à 2 ohms, les amorces Hi ont une résistance de 0,4–0,5 ohms et nécessitent des explodeurs spécifiques.

6. CONCLUSION

L'utilisation de la puissance hydraulique sur les matériels de foration offre des possibilités de foration en plus grand diamètre. Cet accroissement du diamètre offre plus de possibilité sur l'évolution de la maille, avec une charge spécifique aisément conservée par ce même effet du diamètre. L'importance de la qualité géométrique de la foration sur le positionnement au fond du trou, conseille de limiter le risque de déviation en restant sur des hauteurs aux alentours de 15 m. On dira que la qualité de la foration doit rester un objectif important de l'exploitant.

L'utilisation de plus en plus large des bouillies encartouchées, des émulsions, du nitrate-fioul, avec une densité de chargement plus favorable, se confirme par des résultats comparables à celui de l'emploi des dynamites, mais avec un facteur de sécurité renforcé.

Le renforcement des charges spécifiques est en revanche une tendance certaine pour améliorer et favoriser un meilleur rendement des opérations ultérieures de reprise (chargement et concassage).

Concernant la technique d'amorçage, on retient les points suivants :

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

- Pour augmenter la fiabilité de l'amorçage, on pratique un amorçage mixte (cordeau détonant plus un détonateur).

L'utilisation des micro-retards permet :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement d'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des micro-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 laisser ainsi des cartouches inexplosées au front de taille ou dans les déblais.
- La possibilité d'orienter l'onde de choc en appliquant la technique des bouchons pour la création d'un dégagement.

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

CHAPITRE II

ANALYSE DE LA CONCEPTION

D'UN PLAN DE TIR

1. INTRODUCTION

La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement:

- l'adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe);
- la création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

La conception d'un tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir.

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

1. Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts;
2. Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités);
3. Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture);
4. Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau;
5. Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

Ces cinq éléments recensés ci-dessus permettent de choisir, parmi les paramètres de base du tir :

- le diamètre de foration;
- la nature de l'explosif;
- les conditions géométriques (hauteur du front, faces libres);
- le nombre de rangées.

Dans les chantiers en exploitation, les paramètres précédents sont déjà fixés; par contre, chaque fois qu'une seule donnée du chantier est modifiée tout peut être remis en cause avec profit.

Ensuite il faut déterminer par des calculs ou des considérations plus approfondies les conditions de sautage liées aux paramètres de base en gardant néanmoins en mémoire les objectifs et les contraintes d'environnement.

Ce sont:

- la baquette;
- l'amorçage (fond de trou, latéral, énergie et pression de détonation);
- la séquence d'initiation des différents trous.

On notera que les objectifs techniques, économiques et l'environnement interviennent encore dans les conditions de sautage.

En outre, des paramètres secondaires sont à prendre en considération:

- rapport banquette/espacement (rapport de maille);
- surprofondeur de foration;
- bourrage.

2. DÉTERMINATION DES PARAMÈTRES DU TIR

Nous reprenons dans l'ordre présenté ci-dessous comment choisir ou déterminer les paramètres du tir.

2.1. La hauteur du front de taille

La hauteur adoptée est de 10 à 15m. Mais de fréquentes dérogations sont accordées pour des fronts de 20 à 25m maximum, si le gisement est reconnu comme sûr et sous réserves de conditions particulières d'exploitation. Des raisons techniques, économiques ou de sécurité sont à prendre en compte :

- le travail de foration perd de l'efficacité lorsque le trou est trop profond;
- dans un matériau abrasif, l'usure et la vie du taillant vont dépendre du temps passé à la foration pour un même volume abattu;
- le développement des fronts dépend de l'importance de l'abattage unitaire, ce qui règle la progression des engins;
- l'attaque du taillant en surface au départ de chaque trou, jusqu'à son centrage définitif est une cause de perte de rendement;
- la sortie du pied est liée à la surprofondeur de foration, à la charge de pied, mais aussi à la position réelle de cette charge en fonction d'une éventuelle déviation à la

foration;

- l'effet bourrage en tête de chaque trou est bien évidemment dépendant du nombre de trous pour un même volume abattu;
- la stabilité du massif, donc de la roche non abattue, en dépit d'un souci de purge peut être un risque potentiel d'autant plus grand que le front est d'une grande hauteur;
- en fonction du matériel de foration disponible, des équipements et par conséquent du diamètre une limite de hauteur sera dictée par la puissance du matériel. Une approche très empirique retient une hauteur de l'ordre de 200 fois le diamètre de foration, soit 15m environ pour une foration de 76 mm et 20m environ pour un diamètre de 102 mm.

2.2. Diamètre de foration

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille). Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration.

Les autres données du chantier qui interviennent sur le diamètre sont les suivantes :

- l'environnement : le niveau de vibrations et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un trou de mine);
- la structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera indirectement le choix du diamètre de foration;
- l'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui par conséquent aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration;
- la nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.

2.3. Choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être «adapté» à la roche, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré-facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz);
- des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation : même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût d'exploitation, son prix est pris en compte dans son choix mais les exploitants tendent de plus en plus à l'associer au coût de la foration et au coût du chargement du tas qui sont des postes plus élevés 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 (cf. figure 13).

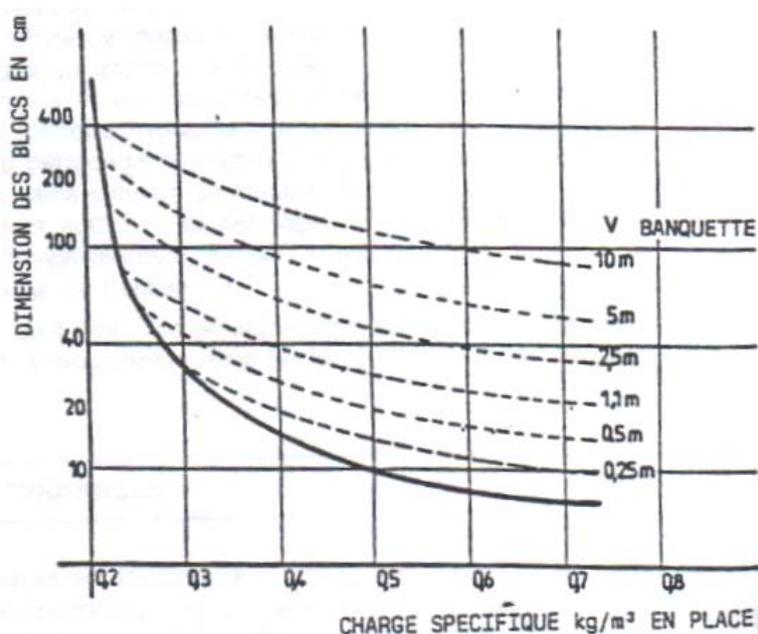


Figure.13 – Blocométrie et charge d'explosif

2.4. Géométrie du front et nombre de rangées

Ces deux paramètres de base liés d'ailleurs entre eux dépendent :

- de l'objectif de production, c'est-à-dire du volume de production par tir;

- des performances des engins de chargement : une pelle rétro s'adapte bien à un nombre important de rangées mais pas à un front élevé. Le chargeur sur pneus orientera le choix de façon presque opposée;
- de l'engin de foration. Celui-ci n'intervient que par sa comptabilité avec la hauteur du front à cause des problèmes de déviations qui varient d'ailleurs avec le type d'équipement et le diamètre conformément à la figure 14;
- de l'environnement qui limite parfois la charge du trou (donc la hauteur du front) pour respecter les valeurs admissibles de vibrations.

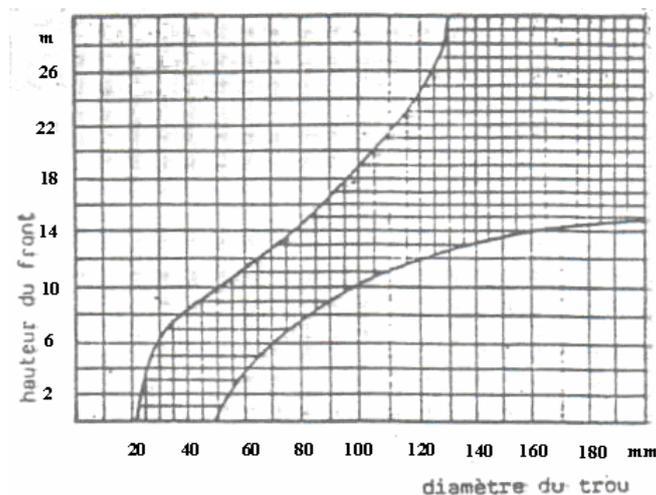


Figure.14 – Choix du couple diamètre-hauteur de front

2.5. Banquette

Elle dépend :

- des objectifs technico-économiques dans le sens où elle est le facteur clé de la consommation d'explosif et des résultats du tir;
- de l'explosif : la banquette varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif, cette dernière pouvant être quantifiée de différentes manières. Mais nous savons aujourd'hui que c'est l'énergie mesurée en piscine qui est la meilleure estimation;
- la hauteur du front : celle-ci intervient peu lorsqu'elle est supérieure à deux fois la banquette; lorsqu'elle est inférieure, la banquette peut être réduite pour obtenir un résultat de tir satisfaisant et équivalent.

2.6. Amorçage

Celui-ci dépend :

- de l'explosif : l'amorçage (et non l'initiation traitée ci-après) résulte essentiellement des caractéristiques de l'explosif; sa force dépend de la sensibilité de l'explosif;
- du diamètre du trou de mine : la sensibilité de l'explosif augmente avec le diamètre (et le confinement);
- de l'environnement : l'amorçage en fond de trou diminue généralement les vibrations;
- les objectifs du chantier : les objectifs de forme de tas ou de qualité de plate-forme donnent généralement la préférence à l'amorçage en fond de trou.

2.7. Séquence d'initiation

Son choix dépend essentiellement :

- de l'environnement : le niveau de vibration limite la charge unitaire admissible par retard, par conséquent le nombre de trous détonant au même instant;
- du nombre de rangées : la gamme de retards disponibles étant généralement limitée (sauf dispositifs particuliers), le choix de la séquence dépend du nombre de rangées. Des règles sont à respecter pour le retard entre trous d'une rangée et le retard entre rangées surtout si on veut à la fois respecter un étalement correct du tas et éviter les projections. Un retard entre rangées multiples de trois retards entre trous est un choix satisfaisant;
- des objectifs : le tir à retard intervient directement sur la fragmentation et il a été établi que celle-ci est optimisée par le choix du retard. Les retards entre trous d'une même rangée fixés à 20 ms ainsi que la règle précédente sur l'écart entre rangées permettent de créer les faces libres nécessaires au phénomène de fissuration.

2.8. Rapport de maille

Le rapport de maille égal au rapport de «l'espacement» des trous sur la «banquette» dépend essentiellement des objectifs poursuivis :

- pour une bonne fragmentation, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre 1,2 et 1,5;

- pour un bon profil de front, ou par commodité, il est souvent voisin de 1;
- pour la production d'enrochement, il est recommandé de le réduire à une valeur inférieure à 1.

Un compromis de 1,2 est généralement retenu.

Le rapport de maille réelle dans le tir à retard dépend de la séquence.

2.9. Surprofondeur

Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Celle-ci favorise nettement la sortie du pied. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes. Elle augmente aussi avec la profondeur du trou et le nombre de rangées.

2.10. Bourrage

Son objectif est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage. Il est proportionnel à la banquette. Pour un amorçage latéral en mines profondes, sa longueur doit être égale à la banquette. En mines courtes il peut être faible : il peut descendre à 0,5 B dans ce cas, ainsi que lorsque l'amorçage est effectué en fond de trou en mines verticales profondes. Son efficacité dépend de sa nature : les gravillons non compactés sont particulièrement satisfaisants.

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

2.11. Inclinaison du trou

Il s'agit d'un paramètre secondaire relativement indépendant lié toutefois au mode de foration et à la qualité du foreur qui sont essentiels si l'on décide d'incliner les trous.

L'inclinaison des trous entre 10 et 15° notamment de la première rangée peut apporter généralement les avantages suivants :

- meilleure rupture de pied, avec moins d'effet de cratère;
- allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement;
- moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin;
- plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

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

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

3. MÉTHODES DE CONCEPTION

Lorsque toutes les considérations précédentes ont été analysées, différentes méthodes sont utilisées pour déterminer les schémas de tir. Pour simplifier répartissons les en trois groupes principaux :

- les règles simples empiriques ;
- la méthode de Langefors;
- les méthodes de conception et calcul à l'ordinateur.

3.1. Règles simples empiriques

Le respect de la **consommation spécifique** d'explosif estimée satisfaisante pour le massif et l'objectif économique est probablement encore la méthode la plus utilisée. Ce facteur s'exprime généralement en grammes d'explosif utilisé pour «abattre» une tonne de rocher (ou encore en g d'explosif par m³ de roche). Le facteur utilisé en France varie entre 80 g/t pour les roches «tendre» à 250 g/t dans les roches «raides». Cette règle (trop simple) tend à être remplacée par le respect d'une énergie spécifique donnée. Il est en effet aberrant de fixer par exemple à 100 g/t la consommation spécifique que l'on utilise du nitrate-fioul (260 kJ/t) ou de la sofranex (500 kJ/t).

Malgré sa facilité d'emploi, la méthode précédente ne prend pas en compte toutes les données et objectifs de l'exploitation. De plus, de nombreuses combinaisons des paramètres des tirs peuvent donner la même consommation ou énergie spécifique.

Précisons que la répartition de la charge dans le trou, le diamètre de foration, le rapport de maille, la vitesse de détonation, les rapports de surfuration, bourrage et bien d'autres facteurs ne sont pas respectivement pris en compte dans une telle méthode globale.

Pour mieux prendre en compte les données particulières du chantier, les utilisateurs tendent à moduler le facteur de consommation ou d'énergie spécifique à l'aide de règles simples généralement qualitatifs et parfois d'abaques :

- pour les fronts de hauteur inférieure à deux fois la banquette, il est souvent nécessaire d'augmenter la consommation ou l'énergie spécifique d'explosif. Cette surconsommation devient très faible en amorçage en fond de trou avec bourrage soigné;
- pour assurer «l'arrachement du pied», la charge spécifique au pied doit être beaucoup plus élevée que la charge en colonne. Certains utilisent la règle suivante: la moitié de la charge doit se trouver dans le 1/3 inférieur du trou;
- la consommation spécifique augmente généralement lorsque la fragmentation obtenue diminue en particulier la taille moyenne des blocs (cf. figure 15);
- pour une même consommation ou énergie spécifique la taille moyenne des fragments de roche abattue augmente lorsque le diamètre de foration (donc la maille) augmente. C'est surtout le cas dans les massifs résistants et fracturés;
- la consommation et l'énergie spécifique doivent augmenter lorsqu'on désire un meilleur étalement du tas et un meilleur foisonnement;
- pour une même structure du massif, la consommation spécifique augmente en fonction de la résistance de la matrice rocheuse, plus précisément en fonction de la résistance à la traction de la roche qui est l'un des facteurs les plus déterminants. L'impédance acoustique joue bien sûr dans le même sens.

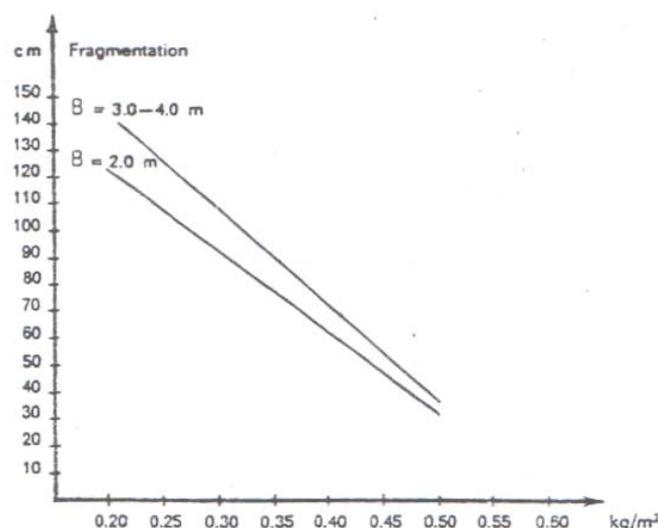


Figure. 15. – Fragmentation en fonction de la consommation spécifique d'explosif (Selon Gustafsonn).

3.2. La méthode de Langefors (Suède)

Langefors a effectué une étude empirique importante sur toute la technique d'abattage.

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

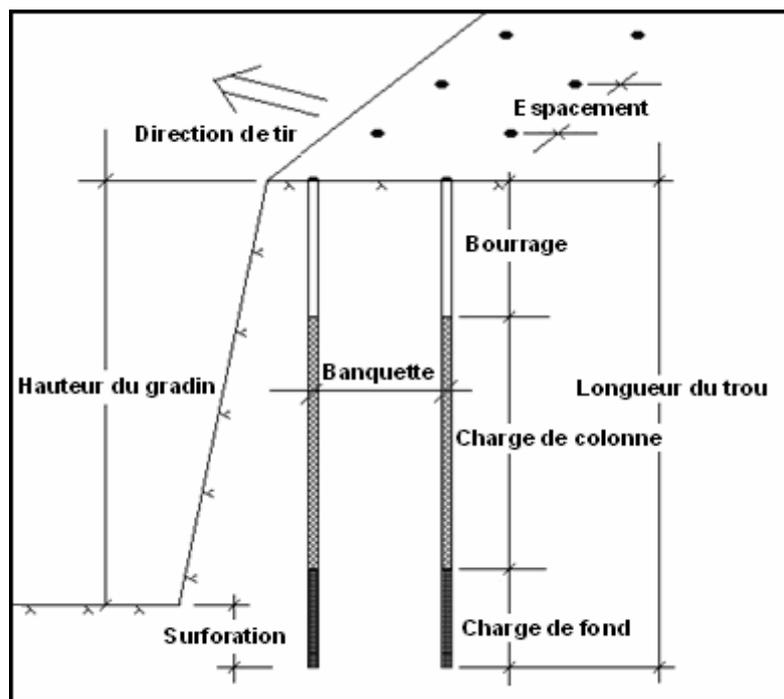


Figure. 16. Géométrie et terminologie du plan de tir

1. Banquette maximale : B_{max}

$$B_{max} = 0.03 * D * ((S * \rho)/(c * f * E/B))^{1/2} , m$$

$$\text{Avec : } H = 1,8 * B_{max}$$

D : diamètre du trou de mine ; mm

S : puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weight strength)

Langefors définit le coefficient S par :

$$S = 5/6 * (E_t/E_{to}) + 1/6 * (V_g/V_{go})$$

E_t : énergie totale dégagée par l'explosif ;

V_g : volume de gaz dégagé par l'explosif ;

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

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

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

$V_d = 5000 \text{ m/s}$ (vitesse de détonation) de la dynamex M

$\rho_e = 1,4 \text{ kg/dm}^3$ (poids volumique) de la dynamex M.

Cependant ne disposant pas des valeurs de v_g et E_t pour les différents explosifs fabriqués en Algérie, on pourra utiliser les rapports des coefficients d'utilisation pratique (CPU) en fixant une dynamite de référence (GELANIT II).

ρ : densité de chargement de l'explosif de la charge de fond;

$$\rho = \rho_c * K_{ch} * (D_e/D)^2 \quad , \text{ (kg/dm}^3\text{)}$$

ρ_c : densité commerciale de l'explosif, (kg/dm³)

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

D : diamètre du trou de mine, (mm)

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

c : résistance au tirage, (kg/m³)

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

Pour $\alpha = 0; 20; 30$, les valeurs de f seront respectivement 1; 0,9; 0,85.

E/B : rapport de la maille.

2. Charge linéaire de fond : L_f

$$L_f = 0,8 * ((c * f)/s_f) * (E/B) * (B_{max})^2 \quad , \text{ (kg/m)}$$

s_f : puissance de la charge de fond.

3. Charge linéaire de colonne : L_c

$$L_c = 0,4 * L_f \quad , \text{ (kg/m)}$$

4. Surprofondeur : L_s

$$L_s = (0,2 \text{ à } 0,35) * B_{max} \quad , \text{ (m)}$$

5. Profondeur du trou de mine : L

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

α : L'inclinaison du trou de mine.

6. Déviation de forage : w

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

D est exprimé en mm

L est exprimé en m.

7. Banquette pratique : B

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

8. Espacement des rangées : a

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

9. Espacement pratique des trous : E

Pour une fine fragmentation : $E = (1,2 \text{ à } 1,5) * B \quad , (m)$

Pour une fragmentation moyenne : $E = (1 \text{ à } 1,2) * B \quad , (m)$

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

10. Hauteur de la charge de fond : h_f

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

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

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

12. Longueur de bourrage : h_b

$$h_b = (0,5 \text{ à } 1) * B_{max} \quad , (m)$$

13. Hauteur de la charge de colonne : h_c

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

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

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

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

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

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

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

17. Consommation spécifique d'explosif : q

$$q = Q_t / V \quad , (kg/m^3)$$

$$q = Q_t / (\rho * V) \quad , (kg/t)$$

18. Détermination du nombre de trou de mine : N_t

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

$$N_t = O_p / (\rho * V)$$

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

- Considérons la partie entière de n_t : $Ent(n_t)$;
- Soit r le reste de la division : $Ent(n_t) / n_{rang}$
- Le nombre de trous de mines effectif est : $N_t = Ent(n_t) + (n_{rang} - r)$

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

$$N_{t/rang} = N_t / n_{rang}$$

Sachant cela, la production effective par volée sera :

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

19. Quantité totale d'explosif utilisé : $Q_{volée}$

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

20. Taux de foration : T_f

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

▪ Cas des gradins bas :

Compte tenu de la hauteur de bourrage h_b et de la longueur de la charge de fond h_f , il peut arriver que lorsque les gradins sont bas ($H \leq 1,8 * B_{max}$), que la longueur du trou ne soit pas suffisante pour permettre la mise en place d'une charge de colonne.

Dans ce cas :

- la banquette maximale est donnée par le tableau 5 ;
- l'inclinaison des trous recommandée est de 27° ;
- la charge de pied s'étend jusqu'à une hauteur B_{max} du sommet.

Banquette maximale (m)

Hauteur gradin (m)	D = 25	D = 29	D = 32	D = 36	D = 40	D = 45	D = 50	D = 63	D = 75	D=100mm
0,3	0,50	0,55	0,58	0,62	0,67	0,7	0,73	1,15	1,30	1,80
0,45	0,60	0,62	0,66	0,70	0,78	0,8	0,90	1,15	1,30	1,80
0,6	0,68	0,72	0,76	0,80	0,87	0,9	1,00	1,15	1,30	1,80
0,9	0,85	0,87	0,90	1,00	1,05	1,1	1,20	1,35	1,50	1,80
1,2	0,95	1,00	1,10	1,20	1,25	1,3	1,40	1,55	1,70	2,00
1,5	1,05	1,10	1,20	1,30	1,35	1,5	1,50	1,70	1,80	2,20
1,8	1,10	1,20	1,30	1,40	1,50	1,6	1,70	1,80	2,00	2,30
2,1	1,15	1,30	1,35	1,45	1,55	1,7	1,80	2,00	2,20	2,50
2,4	1,15	1,35	1,45	1,50	1,65	1,8	1,90	2,10	2,30	2,70
2,7	1,15	1,35	1,50	1,60	1,75	1,9	2,00	2,20	2,40	2,90
3,0	1,15	1,35	1,50	1,65	1,80	2,0	2,10	2,30	2,50	3,00
3,3	1,15	1,35	1,50	1,65	1,85	2,0	2,10	2,40	2,60	3,20
3,6	1,15	1,35	1,50	1,65	1,85	2,1	2,20	2,50	2,80	3,30
3,9	1,15	1,35	1,50	1,65	1,85	2,1	2,25	2,60	2,90	3,50
4,2	1,15	1,35	1,50	1,65	1,85	2,1	2,30	2,70	3,00	3,60
4,8	1,15	1,35	1,50	1,65	1,85	2,1	2,30	2,80	3,20	3,80
5,4	1,15	1,35	1,50	1,65	1,85	2,1	2,30	2,90	3,40	4,00
6,0	1,15	1,35	1,50	1,65	1,85	2,1	2,30	2,90	3,40	4,20

Tableau 5: Banquette maximale B_{max} pour gradin bas ($H = 1,8 * B_{max}$), dans les hypothèses : $E/B_{max} = 1,25$, $\rho_e = 1,27$ (D'après Langefors)

3.2.2. Estimation de la consommation spécifique d'explosif d'après la méthode soviétique classique

$$q = c * k_{exp} * k_a * k_d * k * k_{ch} * k_{sd} \quad , \quad (kg/m^3)$$

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

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

k_a : coefficient tenant compte de l'angle de pendage de la couche exploitée :

$$k_a = 1 - 0,1 * \sin (2\alpha)$$

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

$$k_d = 0,5 / d_{max} \quad , \quad d_{max} (m)$$

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

$$k = \rho / 2,16 \quad , \quad (t/m^3)$$

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

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

$$k_{sd} = (0,665)^{n-1}$$

n : nombre de surfaces libres.

3.2.3. Estimation de la consommation spécifique de d'explosif d'après la méthode soviétique énergétique

$$q = (\varepsilon_d + \varepsilon_f) * E_t^{-(1+\eta)} \quad , \quad (kg/m^3)$$

ε_d : énergie de destruction (kj) :

$$\varepsilon_d = (\bar{\sigma}_d^2 * N_f * 10^{-3}) / (2 * E_d) \quad , \quad (kj)$$

$\bar{\sigma}_d$: force de destruction (Pa) :

$$\bar{\sigma}_d = 0,1 * \bar{\sigma}_{cd} + \bar{\sigma}_{td} \quad , \quad (Pa)$$

$\bar{\sigma}_{cd}$: contrainte de compression dynamique (Pa);

$\bar{\sigma}_{td}$: contrainte de traction dynamique (Pa);

$$\bar{\sigma}_{cd} = R_c * c_d \quad , \quad (Pa)$$

$$\bar{\sigma}_{td} = R_t * c_d \quad , \quad (Pa)$$

c_d : rapport dynamique : 2 à 4

E_d : module d'élasticité dynamique , (Pa)

N_f : degré de fragmentation

$$N_f = 240 - 110 * \log (d) + 5,5 * (\log (d))^2$$

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

$$d = B_c / 6,5 \quad , (cm)$$

B_c : largeur du godet de la chargeuse (cm)

ε_f : énergie de foisonnement (kj) ;

$$\varepsilon_f = 10^{-3} * (V^2 * \rho * \ln(k_f * l_{cd}) / 2 \quad , (kj)$$

ρ : masse volumique de la roche , (kg/m³)

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

$$V = 10 \text{ à } 15 \text{ m/s}$$

k_f : coefficient de foisonnement ;

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

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

η : coefficient d'utilisation de l'énergie ;

$$\eta = 0,04 \text{ à } 0,06$$

3.3. Les méthodes de conception et de calcul à l'ordinateur

La présentation faite dans l'analyse détaillée de conception d'un tir est lourde et conduit généralement à de très nombreuses combinaisons techniques dont il faut ensuite analyser l'estimation économique.

Les règles de calcul présentées précédemment sont parfois simplistes et s'appliquent à des cas bien tranchés. Elles ne peuvent pas prendre en compte des phénomènes d'évolution qui sont continus. De plus, elles ne sont pas en mesure de respecter des objectifs de granulométrie ou de foisonnement et, par conséquent, prédire les résultats et respecter les contraintes d'environnement.

Compte tenu de toutes ces difficultés, les concepteurs de tirs ont été amenés à utiliser l'ordinateur et à se faire assister par des logiciels de tirs.

Dans ce domaine, il y aurait lieu de distinguer :

- les logiciels simples de calcul fondés sur les règles précédentes (de Langefors par exemple) utilisables en fait avec des ordinateurs ou calculateurs de poche;

- les programmes complets qui répondent à toutes les réflexions précédemment présentées et qui reposent sur des bases nouvelles (généralement empiriques mais avec des banques de données importantes). Ces programmes sont utilisables sur micro-ordinateurs type PC de bureau ou portatifs;
- les programmes scientifiques qui s'appuient sur toute la théorie de la physique de l'abattage, la mécanique des roches et la détonique. Ce sont les logiciels «Blaspa» et «Sabrex» d'origine américaine et anglo-canadienne. Ces deux logiciels sont généralement utilisés avec des ordinateurs puissants et leur coût d'utilisation est relativement élevé. Certains modules fonctionnent toutefois sur micro-ordinateurs.

4. CONCLUSION

En résumé, la démarche logique pour concevoir un schéma de tir peut se faire en quatre étapes que nous rappelons :

1. recensement des données quantifiées de chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir;
2. détermination des paramètres de base du tir : géométrie du front, diamètre de foration, nombre de rangées;
3. établissement des conditions de réussite du tir : banquette, amorçage séquence d'initiation;
4. établissement des paramètres secondaires du tir : rapport de maille, surprofondeur, bourrage.

CHAPITRE III

MODÉLISATION DES DISTRIBUTIONS GRANULOMÉTRIQUES

1. INTRODUCTION

On peut retenir quatre méthodes principales de mesure de la granulométrie:

- La mesure par tamisage.
- La mesure à la ficelle.
- La mesure en nombre de blocs.
- Les méthodes par analyse d'image.

Chacune a ses avantages et ses inconvénients et nous allons les décrire car elles vont nous éclairer sur les moyens de passer de la mesure en général, qui pourra comporter divers biais, à la granulométrie considérée comme réelle de l'échantillon.

Des modèles usuels utilisés dans le domaine de l'abattage à l'explosif seront ensuite décrits. Au préalable nous pointerons les qualités et les points faibles d'un tel système.

2. CARACTÉRISATION DE LA BLOCOMÉTRIE

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

- la dimension maximale des blocs;
- la taille moyenne des blocs;
- le taux de fines;
- le fuseau granulaire.

2.1. Dimension maximale des blocs abattus

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

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

$$\bullet d_{max} \leq 0,8 * (C_E)^{1/3} \quad , m$$

2. Dimension d'ouverture de la trémie de réception ou du concasseur (Z) :

$$\bullet d_{max} \leq 0,8 * Z \quad , m$$

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

$$\bullet d_{max} \leq 0,5 * L_c + 0,1 \quad , m$$

4. capacité de la benne du camion (C_b) :

$$\bullet d_{max} \leq 0,5 * (C_b)^{1/3} \quad , m$$

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

2.2. Taille moyenne des blocs

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

$$X_{moy} = K * (E*B*H)^{1/6} * E_s^{(-0,633)} \quad , (m)$$

Avec :

E : espacement des trous de mine (m);

B : banquette, (m);

H : hauteur du gradin, (m);

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

K : coefficient dépendant de la nature de la roche,

- $K = 7$: roche moyennement fissuré ;

- $K = 10$: roche dure, très fissurée;

- $K = 12$: roche dure, faiblement fissurée.

2.3. Détermination du fuseau granulaire

Pour caractériser totalement le fuseau granulaire, Cunningham élabora le modèle, ci-après, dit modèle de Kuz-Ram:

$$F(x) = 1 - \exp(-\ln(2) * (X/X_0)^n)$$
$$n = (2,2 - 14 * B/D) * (1 - w/B) * (1 + (E/B - 1)/2) * (L/H)$$

Avec :

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

X : ouverture du tamis ;

D : diamètre du trou de mine (mm) ;

W : déviation de foration (mm) ;

n : coefficient caractérisant la forme de la courbe (en général n varie de 0,8 à 2,2).

L = longueur de la charge totale (m).

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

3. MESURE DE LA GRANULOMETRIE

3.1. Le tamisage manuel

C'est la méthode traditionnelle et normalisée (AFNOR, CE) pour mesurer une granulométrie. Elle est rarement employée sur les produits d'abattage à l'explosif en raison du volume d'échantillon à sélectionner mais plutôt en aval du processus dans les installations de concassage. Le principe est simple, on choisit d'abord les n tamis qui vont servir au tracé du graphique. Ces tamis ont des dimensions qui sont en général choisies pour être équidistants dans l'échelle logarithmique des diamètres par exemple 1; 2; 5; 10; 20; 31,5; soit 0; 0.3; 0.6 ... en LOG D. On réalise ensuite les opérations de tamisage de l'échantillon en partant du tamis ayant le plus grand diamètre. On pèse pour chaque tamis la masse de refus. On obtient donc en premier lieu « une courbe » en refus par tamis qu'il est aisé de transformer en « une courbe » en passant cumulé. On peut ensuite tracer cette courbe granulométrique dans un diagramme semi- logarithmique (LOG D) à qui l'on préfère parfois un diagramme LOG-LOG. Le choix de l'échelle logarithmique, pour les diamètres, peut être discuté mais il s'agit d'un changement de variable qui permet de représenter et comparer des granulométries très dissymétriques.

3.2. La mesure en nombre

Cette méthode est couramment employée car elle peut être utilisée alors même que les fines de l'échantillon ont disparu. Cette méthode a été développée par Hartmann en 1969 (figure 17). Il présente des exemples divers et notamment des données issues de l'abattage à l'explosif.

La méthode est la suivante: on cumule le nombre de blocs inférieurs à un diamètre D . On trace ensuite dans un diagramme Log-Log les nombres de blocs cumulés en fonction des diamètres. Dans la plupart des cas, la courbe obtenue est « linéaire » sur une large plage de diamètre. La pente (et l'intersection avec l'axe des diamètres) est caractéristique de la granulométrie étudiée.

L'intérêt de cette méthode est de pouvoir travailler sur un échantillon tronqué ou sur un échantillon où l'on ne peut accéder à certaines fractions granulométriques par l'effet de la ségrégation, et notamment sur des mesures réalisées en surface d'échantillon. Cette technique est donc intéressante car elle peut être mise en

œuvre très simplement sur le terrain ou, à partir de photographies, sur tout type d'échantillon.

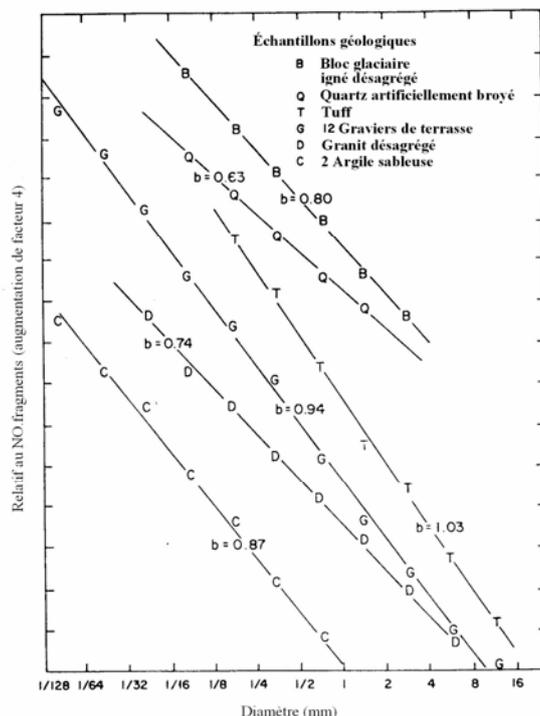


Figure. 17. Méthode de mesure en nombre (Hartmann)

3.3. La mesure à la ficelle

La méthode est la suivante : on tend une ficelle le plus près possible du tas que l'on souhaite mesurer. Cette ficelle doit être de 10 à 40 fois plus longue que le plus gros bloc intersecté par elle. Soit M_t la longueur de la ficelle. On choisit une limite de longueur apparente L_i des blocs au-dessous duquel on ne fera pas de mesure. Cette limite doit être fixée pour que l'on ait à mesurer au moins de 50 à 100 blocs. Pour chaque galet recouvert par la ficelle, on notera d'une part sa plus grande longueur apparente L_s (que l'on considérera comme une estimation du diamètre D du bloc) et d'autre part la longueur intersectée m . Les m étant considérés comme proportionnels aux volumes des différentes fractions considérées ; la différence entre M_t et la somme des m permet de calculer la proportion de fine $\{M_t - \Sigma(m)\}/M_t$. Cette méthode a été proposée par A. Cailleux notamment, figure 18. Le choix de L_s , comme estimation du diamètre du bloc, est peut être discutable, il serait peut être souhaitable lorsque les blocs sont manipulables de mesurer le diamètre réel du bloc. En tout cas, cette méthode de mesure est encore largement utilisée. Ce qui montre qu'elle permet, pour le moins,

de comparer des granulométries. C'est aussi une méthode économique en équipement mais fastidieuse à mettre en œuvre.

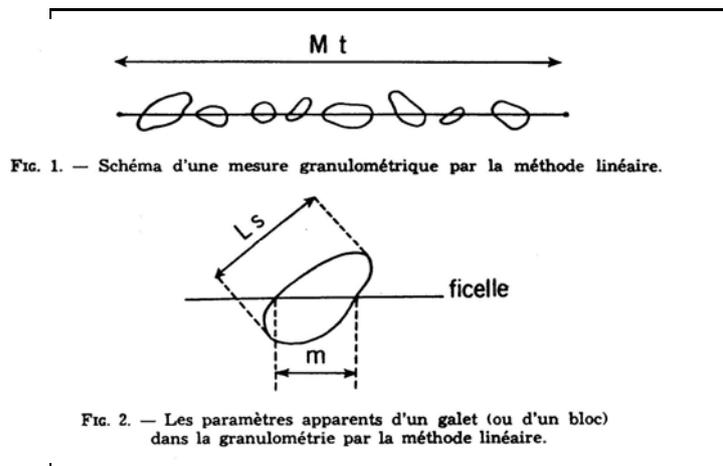


Figure. 18. Méthode de mesure à la ficelle.

Si l'on considère un volume V , par exemple cubique de dimension $L*L*L$. ; et l'on considère des éléments de volume horizontaux de type $dS*L$, alors la granulométrie de V est exactement décrite par l'intégrale des granulométries de tous ces éléments de volume $dS*L$, si ces granulométries ont été réalisées avec la méthode décrite ci-dessus (en utilisant le diamètre réel des blocs).

En utilisant cette méthode à la surface d'un tas on commet plusieurs erreurs:

- La proportion de fine n'est pas mesurée mais on en donne une estimation probablement assez aléatoire.
- On utilise comme échantillon une projection des n premiers centimètres du tas et non une coupe (linéaire) du tas.

Les problèmes liés à la configuration de l'échantillon: ségrégation, répartition non homogène des différentes classes granulométriques à l'intérieur du tas..., demeurent.

3.4. La mesure par l'analyse d'image

C'est la méthode la plus récente. Elle a vu le jour grâce au progrès de l'informatique et au développement de la morphologie mathématique. Son avantage principal réside dans les possibilités d'automatisation des processus d'acquisition et de traitement de données.

Le principe est le suivant: On prend une photographie de la surface de l'échantillon de blocs que l'on souhaite mesurer. Cette image numérique (en pixels), la plupart du temps en 256 niveaux de gris, est traitée pour obtenir une image binaire où les pixels blancs représentent les blocs à mesurer et les pixels noirs les contours. Dans le cas de Fragscan, la surface des blocs, pour chaque classe granulométrique, est alors obtenue par une méthode d'érosion-dilatation propre à la morphologie mathématique, basée sur la technique dite des ouvertures à partir des contours partiels. On obtient donc comme résultat, dans un premier temps, un vecteur qui pour chaque classe granulométrique donne une surface en pixels. D'autres produits, Wipfrag et Split entre autres, cherchent à détecter les contours entiers de chaque bloc. Sur les blocs ainsi isolés, on effectue des analyses dimensionnelles.

Pour la suite du calcul, c'est à dire, pour passer de cette mesure en pourcentage de surface, à un besoin en pourcentage de masse, divers modèles existent, notamment des modèles cubiques, sphériques ou par ellipsoïdes ...

En considérant cette méthode comme une généralisation de la méthode de mesure à la ficelle, on peut faire le raisonnement suivant:

Soit un volume V cubique de dimension $L*L*L$ contenant un échantillon de bloc de granulométrie G . Alors cette granulométrie est exactement décrite par la somme des granulométries réalisées sur des éléments de volume horizontaux $dz*L*L$. On prend pour chaque bloc les deux paramètres suivants: le diamètre D et la surface intersectée par l'élément de volume de $dz*L*L$. En prenant une photographie à la surface du tas, on effectue donc une projection des n premiers centimètres.

4. PRÉDICTION DE LA BLOCOMÉTRIE

4.1. Introduction

Un certain nombre de différents modèles de fragmentation ont été développés au cours des années. Dans la plupart des modèles la taille moyenne des blocs, X_{50} , est calculée et certains des modèles décrivent la distribution granulométrique entière des blocs. Les paramètres d'entrée aux modèles sont les propriétés de la roche, les propriétés d'explosif et la conception géométrique du plan de tir. Les paramètres de tir sont connus et les propriétés d'explosif pour les modèles peuvent

être trouvées par les essais simples, mais il est plus difficile d'obtenir les propriétés mécaniques des roches, c'est à dire, la force des roches dans la roche hétérogène et des propriétés communes dans le plan de tir où aucune surface libre ne peut être trouvée. Les difficultés obtenant les propriétés de roche donne que l'exactitude des modèles de fragmentation est relativement pauvre, mais elles donnent un conseil de l'influence de changer la conception de tir. Les modèles prévoient seulement la taille des passants et ne considère pas la forme des particules ou l'affaiblissement du matériel, dû aux micro-fissures provenues du taux de chargement élevé de tir. Le modèle de Kuz-Ram a été introduit par Cunningham (1983) et (1987), les modèles TCM et CZM de JKMRC et d'autres modèles sont décrits ci-dessous. Le modèle de TCM et le modèle de CZM sont des développements ultérieurs du modèle de Kuz-Ram.

4.2. Modèles de fragmentation

4.2.1. Formule de Langefors

La largeur B, dite également banquette, est la distance entre deux rangées de trous de mine. Il existe plusieurs formules empiriques pour le calcul de la distance entre les rangées dans la littérature (Rustan, 1990). Pour limiter celle-ci par laquelle on trouve la fragmentation optimale une méthode peut être utilisé qui s'appelle : formule de Langefors (équation 1). Pour calculer cette largeur maximale, B_{max} , Langefors et Kihlström (1963) donnent :

$$B_{max} = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{p \cdot s}{\underline{c} \cdot f \cdot S / B}} \quad \dots\dots 1$$

d = diamètre du trou de mine (mm),

p = poids volumique d'explosif (kg/dm^3),

s = la puissance d'explosif (weight strength),

S = espacement des trous d'une même rangée (m),

B = banquette (m),

\underline{c} = constante de roche, elle a un concept pareil avec le facteur d'explosif et sa valeur varie de 0.3 à 0.5 kg/m^3 , $c + 0.05$ pour $1.4 < B < 15\text{m}$,

f = degré dépendant de l'inclinaison des trous, 1 pour les trous verticaux et 0.95 pour 3:1 trous inclinés.

4.2.2. Modèle de Kuznetsov

La formule pour la taille moyenne des fragments a été proposée par Kuznetsov (Kuznetsov, 1973). Elle est basée sur le facteur de roche et la charge d'explosif.

$$x_{50} = A \cdot \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{\frac{4}{5}} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \quad \dots\dots 2$$

X_{50} : diamètre correspondant à 50% de passant.

Q : la charge en équivalent TNT (en kg).

V_0 : le volume par trou (en m^3)

A : facteur de roche (rock factor) dépendant de la dureté et du degré de fissuration (cf. tableau 6).

Dureté et fissuration	Facteur de roche A
Roches de dureté moyenne	7
Roches dures mais fortement fissurées	10
Roches très dures et faiblement fissurées	13

Tableau 6. Facteur de roche selon Kuznetsov.

Le facteur de roche, A , est utilisé pour modifier la fragmentation moyenne basée sur le type de roche et la direction de tir.

4.2.3. Modèle de Larsson

En 1973, Larsson avait proposé l'équation pour K_{50} , 50% des passants. C'est-à-dire, l'évaluation de la fragmentation de 50% des passants, est prédite par l'utilisation du modèle. L'équation suivante montre ce modèle (Jimeno et Carcedo, 1995).

$$K_{50} = S' \times e^{(0.58 \cdot \ln B - 0.145 \cdot \ln(S/B) - 1.18 \cdot \ln(CE/c) - 0.82)} \quad \dots\dots 3$$

B: Banquette (m)

S : Espacement des trous (m)

CE : Charge spécifique (kg/m³)

c: Constante de roche, elle a un concept pareil que le facteur d'explosif, et sa valeur varie entre 0.3 et 0.5 kg/m³.

S': Constante de fragmentation de roche qui estime la structure et l'hétérogénéité des roches (cf. tableau 7).

Tableau 7. Constante de fragmentation (S') en fonction de la fissuration.

Etat de la fissuration de la roche	S'
Roche très fissurée	0.60
Roche normale avec petites fissurations	0.50
Roche relativement homogène	0.45
Roche homogène	0.40

4.2.4. Modèle de SveDeFo (Swedish Detonic Research Foundation)

SVEDEFO ajoutait des termes au sujet de l'effet de la hauteur du gradin et de la longueur de bourrage depuis le modèle de Larsson. Le modèle de SVEDEFO (Jimeno et Carcedo, 1995) est le suivant :

$$K_{50} = S' \times \left[1 + 4.67 \left(\frac{T}{L} \right)^{2.5} \right] \times e^{0.29 \ln B^2 \sqrt{\frac{S}{1.25}} - 1.18 \ln \left[\frac{CE}{c} \right]^{-0.82}} \dots\dots 4$$

B: banquette (m).

S : espacement (m).

CE : charge spécifique (kg/m³).

C: constante de roche.

S' : constante de fragmentation

T : longueur de bourrage (m).

L : profondeur du trou de mine (m).

4.2.5. Modèle de Kuz-Ram

Kuz-Ram est la combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler, et le modèle empirique de fragmentation. Depuis son introduction par Cunningham, le modèle de Kuz-Ram a été utilisé par beaucoup des ingénieurs de mine pour prédire la fragmentation des roches résultant de tir, et beaucoup de chercheurs ont essayés d'améliorer ce modèle de Kuz-Ram pour la prédiction de fragmentation (Cunningham, 1983 et 1987).

Le modèle a deux facteurs principaux;

La taille moyenne des fragments (X_{50}): est donnée par le modèle de Kuznetsov (Kuznetsov, 1973), équation 5.

L'indice d'uniformité (n): il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir, équation 6.

4.2.5.1. La taille moyenne des fragments

La taille moyenne des blocs X_{50} était suggérée avec le volume donné des roches abattues et d'explosifs formulés par Kuznetsov (Kuznetsov, 1973).

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} \times Q^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{E}{115} \right)^{-\frac{19}{30}} \quad \dots\dots 5$$

V_0 : Volume des roches abattues (m^3),

Q : poids de la charge (kg),

E : force d'explosif (% ANFO)

A : facteur de roche.

La distribution granulométrique du tas après le tir est déterminée par ces deux principaux facteurs, équation 7. Cependant, Ce modèle original de fragmentation de Kuz-Ram a une limitation d'application et une grande marge d'erreur.

4.2.5.2. Formule de Cunningham

Cunningham proposa la formule suivante pour la détermination de l'indice d'uniformité (Cunningham, 1987).

$$n = \left(2.2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{B} \right) \right) \times \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)} \times \left(0.1 + \text{abs} \left(\frac{BCL - CCL}{L} \right) \right)^{0.1} \times \left(\frac{L}{H} \right)$$

.....6

B = Banquette (m),

S = espacement (m),

D = diamètre du trou (mm),

W = facteur de déviation (de 0,75 à 1,50 en m),

BCL = longueur de la charge de pied (m),

CCL = longueur de la charge de colonne (m),

H = hauteur du gradin (m)

L = longueur de la charge totale (m).

L'indice d'uniformité, n , détermine la forme de la courbe de fragmentation.

Les effets des paramètres de tir sur n sont donnés dans le tableau 8.

Tableau 8. Effets de paramètres de tir sur n , Cunningham (1983).

Paramètre	Augmentations de n comme paramètre
Banquette	Diminutions
Exactitude de forage	Augmentations
Longueur de le charge /Hauteur du gradin	Augmentations
Espacement / Banquette	Augmentations
Modèle Décalé	Augmentations de 10%

Cunningham utilisa le modèle de Rosin-Rammler pour l'analyse de tir. Si la taille caractéristique (X_{50}) et l'indice d'uniformité (n) sont connus, alors la distribution granulométrique sera obtenue de l'équation 7.

4.2.5.3. La distribution granulométrique des particules

La fonction de distribution, une représentation analytique de la composition de tailles des fragments, a été proposée par le modèle de Rosin-Rammler (Lilly, 1986), (Chung et Katsabanis, 2000), et (Kuznetsov, 1973).

$$P(x) = 100 \left(1 - \exp \left(- \ln 2 \left(\frac{X}{X_{50}} \right)^n \right) \right) \dots\dots 7$$

$P(x)$: Pourcentage des particules inférieures à la taille X , (%).

X : taille des particules, (m).

X_{50} : taille moyenne, (m).

n : indice d'uniformité.

4.2.6. Modèles de JKMRC

Kanchibotla et autres (1999) et Grundstrom et autres. (2001) ont démontrés que le modèle de Kuz-Ram sous-estime la partie des fines de la distribution granulométrique des fragments. Puisque la fragmentation de la roche dure se produit par plus d'un mécanisme, la distribution granulométrique des fragments ne peut pas être modelée seulement par une distribution, Djordjevic (1999). JKMRC ont développé deux modèles de fragmentation, le modèle (CZM) et le modèle (TCM). Les modèles combinent deux distributions, une pour les fines et une pour la partie brute de la distribution (cf. figure 19). Les deux modèles sont basés sur le modèle de Kuz-Ram.

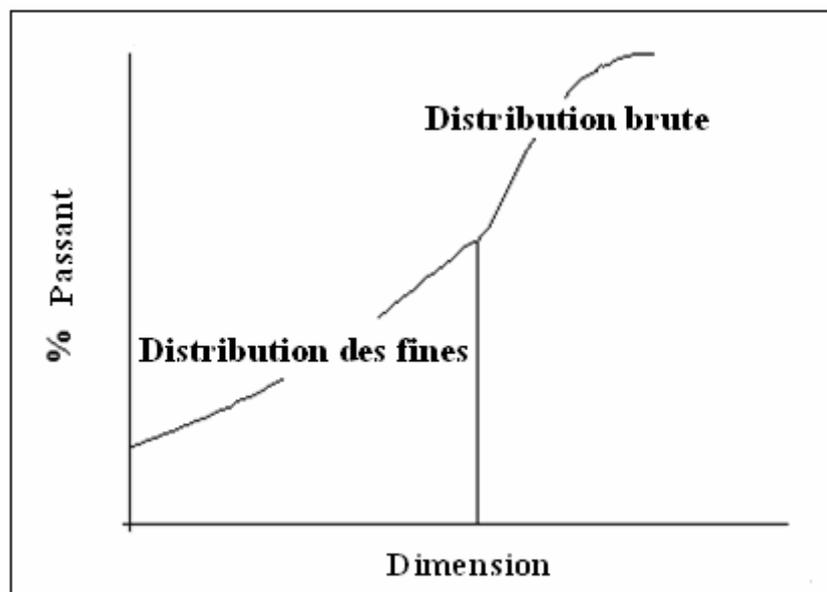


Figure.19 : Distribution de tailles des fragments pour TCM et CZM

- Le modèle TCM (Two Component model).

Le modèle de TCM est construit par les deux fonctions de Rosin-Rammler, (équation 8) pour manipuler les deux ensembles de fragments, un pour la partie brute et un pour la partie des fines.

$$P(x) = 100 \left(1 - (1 - F_c) \exp \left(- \ln 2 \left(\frac{x}{a} \right)^b \right) - F_c \exp \left(- \ln 2 \left(\frac{x}{c} \right)^d \right) \right) \dots 8$$

$P(x)$: Pourcentage des particules inférieures à la taille x , (%)

x : taille des particules, (m),

F_c : partie de la roche qui casse par compression de cisaillement,

a : taille moyenne des fragments dans la zone de tension,

b : coefficient d'uniformité dans la zone de tension,

c : taille moyenne des fragments dans la zone compressive,

d : coefficient d'uniformité dans la zone compressive,

Les facteurs a et b sont identiques que les paramètres X_{50} et n de Kuz-Ram dans l'équation 7, avec quelques modifications. La partie de la fragmentation qui échoue en raison de la compression de cisaillement, F_c , est déterminée en calculant le secteur de la zone écrasée à côté du trou de mine et divise ceci par la surface totale de tir autour d'un trou, comme illustré dans l'équation 9 suivante :

$$F_c = \frac{r_c^2 \times \pi}{B \times S} \dots 9$$

r_c : rayon de la zone broyée (m),

B : banquette (m) et

S : espacement (m).

Le rayon de la zone broyée, r_c , est calculé par :

$$r_c = \left(\frac{r_b}{\sqrt{\frac{24 \times TS_{insitu}}{P_b}}} \right) - r_b \dots 10$$

Où :

r_b : rayon de foration (m),

TS_{insitu} : résistance à la traction in-situ (MPa)

TS_{insitu} : Résistance à la traction $\times \{0,05 / \text{taille moyenne de bloc (m)}\}^{0,18}$,

P_b : pression de foration (PA), supposée être de moitié de la pression de détonation, $= \{\rho_e \times (C_d)^2\} / 8$,

ρ_e : densité d'explosif (kg/m^3),

C_d : vitesse de détonation (m/s).

- Le modèle CZM (Crushed Zone model).

Le modèle CZM, semblable au modèle de TCM, emploie deux fonctions de Rosin-Rammler pour décrire la distribution totale des fragments. Contrairement au TCM qui emploie les deux distributions simultanément, le CZM emploie une distribution pour le matériau brut et une distribution pour le matériau fin. Les deux distributions se joignent à une taille caractéristique, X_c , qui dépend des propriétés de la masse de roche, Kanchibotla et autres (1999), (figure 20).

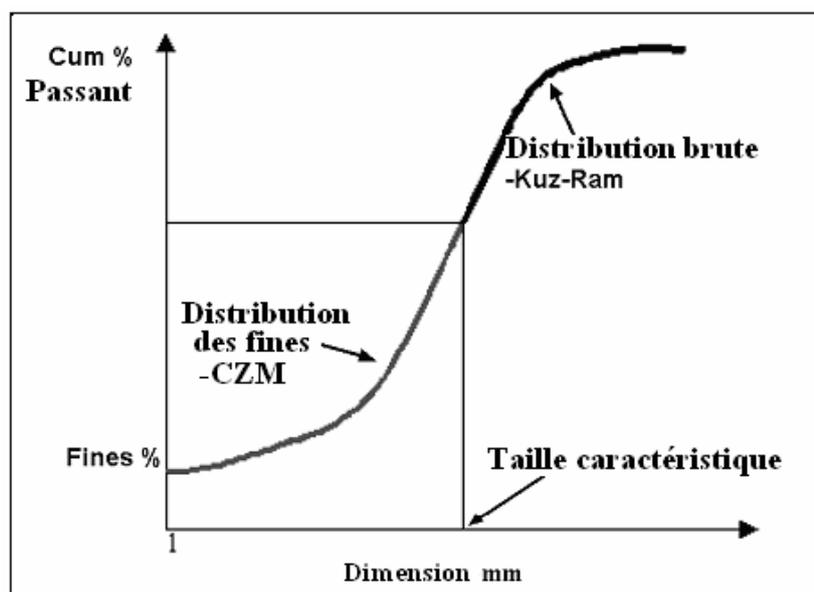


Figure.20: Distribution granulométrique des fines et des gros pour CZM, Kanchibotla (1999).

La partie brute de la fragmentation est semblable à l'équation de Kuz-Ram avec quelques petits changements du facteur de roche, A, et de l'indice d'uniformité, n_{brut} . La distribution est donnée par l'équation 11,

$$P(x) = 100 \left(1 - \exp \left((1 - P(x_c)) * \left(\frac{x}{x_c} \right)^{n_{brut}} \right) \right) \quad \dots 11$$

$P(x)$: Pourcentage des passants du tamis x , (%)

$P(x_c)$: Pourcentage des passants de taille caractéristique, x_c , (%)

X : taille du tamis (m),

X_c : taille caractéristique (m)

n_{brut} : indice d'uniformité utilisé pour la partie brute.

Selon Thornton et autres (2001), l'indice d'uniformité pour la partie brute est déterminé comme Cunningham (1987), et décrit par:

$$n_{brut} = \left(2.2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right) \times \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)} \times \left(\frac{L}{H} \right) \quad \dots 12$$

La partie des fines de la distribution des tailles de fragment provient d'une zone qui est décrite par un cylindre autour des explosifs dans les trous de mine.

σ_x : la pression radiale autour des trous de mine est décrit par Jaeger et Cook (1979), comme suit:

$$\sigma_x = P_d \times \left(\frac{r}{x} \right)^2 \quad \dots 13$$

P_d est la pression de détonation, r est le rayon du trou de mine et x est la distance du trou de mine.

Le rayon de la zone broyée, r_c , est :

$$r_c = r \times \sqrt{\frac{P_d}{\sigma_c}} \quad \dots 14$$

σ_c est la contrainte de compression. La pression de détonation est donnée par :

$$P_d = \rho_e \times \frac{C_d^2}{4} \quad \dots 15$$

ρ_e : densité d'explosif (kg/m³) et

C_d : vitesse de détonation (m/s).

La fraction du matériau broyée, F_c , est déterminée par, l'équation suivante :

$$F_c = \text{Volume broyée} / \text{Volume de tir} , \dots\dots 16$$

La partie fine de la distribution granulométrique des fragments est donnée par :

$$P(x) = 100 \left(1 - \exp \left(\ln(1 - P(x_c)) \left(\frac{x}{x_c} \right)^{n_{fine}} \right) \right) \dots\dots 17$$

n_{fine} est l'indice d'uniformité pour la partie fine de la distribution. Il est calculé par l'équation suivante:

$$n_{fine} = \frac{\ln \left(\frac{\ln(1 - F_c)}{\ln(1 - P(x_c))} \right)}{\ln \left(\frac{1}{x_c} \right)} \dots\dots 18$$

4.2.9. Fonction de Swebrec et le modèle de KCO

Ouchterlony (2005b) a proposé une fonction cumulative de distribution des grandeurs de trois paramètres, nommés la fonction de Swebrec, donnée ici comme l'équation 19 :

$$P(x) = 1 / \{ 1 + [\ln(X_{max} / X) / \ln(X_{max} / X_{50})]^b \} , \dots\dots 19$$

X_{50} est donné de l'équation 5, et b s'appelle le paramètre d'ondulation de courbe. Ouchterlony suggère que X_{max} , qui est la limite supérieure aux tailles des fragments de tir, puisse être pris en tant qu'égal à la plus grande longueur de bloc in-situ, X_{100} ou la banquette ou espacement si plus petit que X_{100} . En présentant les paramètres corrects de tir dans l'équation 19, l'équation devient un modèle de prévision. Il a proposé le nom de KCO (Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony) comme nom approprié pour ce modèle. Ouchterlony a également proposé deux

méthodes pour prévoir la valeur de b.

Le premier doit adopter le n de Cunningham (équation 6). La valeur de b est donnée par l'équation suivante :

$$b = n \times 2 \times \ln 2 \times \ln (X_{max}/X_{50}) \quad , \dots 20$$

La seconde doit employer une équation empirique dérivée des résultats tamisés de plusieurs tirs complets où X_{50} est en millimètre, (Ouchterlony, 2005a) :

$$b = 0.5 (X_{50})^{0.25} \times \ln (X_{max}/X_{50}) \quad , \dots 21$$

Le modèle de KCO offre le grand potentiel de s'améliorer sur le modèle de Kuz-Ram dans la plupart des opérations de plan de tir. Sa convenance pour le tir d'enrochement paraît également tout à fait prometteuse.

4.3. Comparaison des modèles de prévision

Pour illustrer la capacité du nouveau modèle à prévoir la distribution entière des grandeurs mesurées, il a été employé sur les données de basalte (Kojovic et al, 1995) et comparé à la prévision conventionnelle de Kuz-Ram. Les résultats sont montrés sur la figure 21.

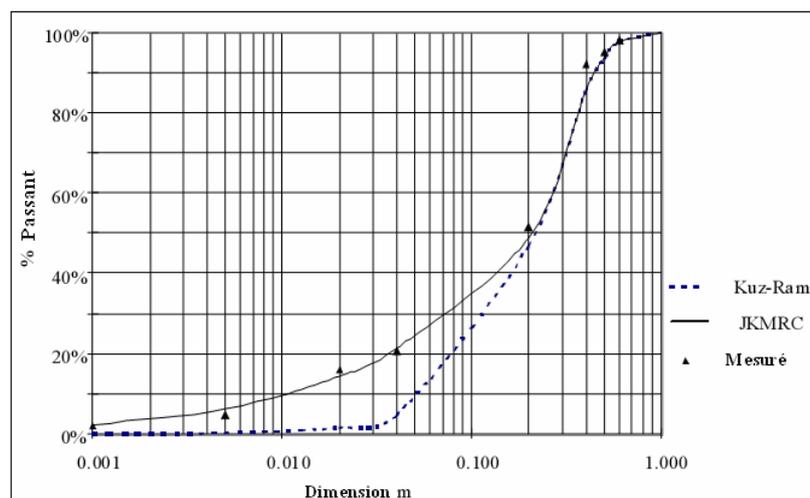


Figure. 21 : Distribution de grandeurs mesurées avec les prévisions des modèles de Kuz-Ram et de JKMRc.

5. CONCLUSION

Les modèles de fragmentation exigent trop d'essais sur le terrain pour être une partie de la planification quotidienne, de tirs, mais pour le tir individuel ils peuvent être un moyen utile pour estimer le résultat de tir. Le modèle de Kuz-Ram sous estime la partie des fines de la fragmentation. Pour être obtenus, Les paramètres d'entrée pour le modèle CZM exigent moins d'essais sur le terrain et de travail au laboratoire, que TCM. Les deux modèles faisant partie de celui de JKMRC ont une très bonne capacité à prévoir la distribution entière de la granulométrie.

L'introduction de la fonction de Swebrec, et du modèle de KCO par Ouchterlony (2005a) a avancé considérablement la capacité de prévoir le contenu de fines dans des tirs courants.

CHAPITRE IV

REPRISE APRES TIR

1. INTRODUCTION

La reprise des matériaux abattus, après tir, pour le chargement des camions ou tombereaux, ou bien l'alimentation directe du poste de concassage va permettre d'apprécier le résultat du tir. En effet cette appréciation sera jugée en fonction des points analysés ci-dessous.

2. ASPECT DU FRONT

Fracture plus ou moins nette, découpage dans la ligne des trous, effets éventuels en arrière du tir, donnent une idée de la fragmentation. Le résultat est jugé bon si la stabilité du front ne semble pas préoccupante : blocs instables, éventuels surplombs qui imposeront une purge. Ces remarques doivent conduire à une rectification toujours possible du plan de tir.

3. LA GRANULOMETRIE/BLOCOMETRIE

La préoccupation du tri des éventuels blocs a déjà été évoquée. Il faut toutefois souligner, qu'en dehors de la recherche de blocs à enrochement, la présence de ces gros éléments qui permet de qualifier la bonne adaptation du plan de tir au gisement, va conduire à des opérations complémentaires qui surchargent le coût primaire du tir :

- le pétardage : lorsqu'il n'est pas interdit, le pétardage, avec foration d'un trou de faible profondeur, mise en place d'une cartouche constitue une reprise de tir fort onéreuse, et source de bruit et risques de projection;
- la chute de masse, ou «drop-ball» est une technique rustique qui implique la mobilisation d'un engin adapté à cet emploi et un conducteur particulièrement adroit;
- le marteau hydraulique brise-roche : face à l'interdiction du pétardage le marteau reste actuellement la seule solution en mesure de répondre avec un rendement suffisant au débitage secondaire.

Mais qu'il soit bien souligné que la maîtrise au niveau du tir de la blocométrie reste l'objectif prioritaire de l'exploitant.

4. CHARGEMENT

Les travaux d'extraction et de chargement consistent en l'abattage des roches du massif vierge ou préalablement ameubli et leur chargement dans les engins de transport. Dans certains cas on déplace les roches directement au terril. Pour leur exécution, on utilise les excavateurs de différents types, chargeuses, scrapers et d'autres engins.

Durant les dernières années, nous assistons au développement des chargeuses qui concurrencent fortement la pelle mécanique dans les conditions correspondantes d'exploitation des gisements à ciel ouvert. Dans les carrières contemporaines les chargeuses souvent remplacent les excavateurs, entre autres les pelles mécaniques. Avec création des grosses chargeuses sur pneus, à châssis articulé, la pelle mécanique à câble disparaît peu à peu des exploitations à ciel ouvert.

Cela est devenu possible grâce aux avantages considérables des chargeuses en comparaison avec les excavateurs.

4.1. La chargeuse sur pneus

L'engin est avant tout très mobile, mais sensiblement moins puissant que la pelle. Il est alors préférable que le tas soit bien étalé, d'une hauteur réduite, afin d'éviter l'effet de «mur» que peut constituer un tas trop compact. La granulométrie avec une reprise à la chargeuse doit être répartie. Les blocs sont aisément triés et stockés, mais il n'y a aucun calibrage et cela peut conduire à des discontinuités dans l'alimentation du concasseur primaire. Quelque soit le type d'engin, en fin de reprise de tas, il est impératif que le pied soit bien sectionné afin que le talus soit plan et la géométrie claire pour l'implantation des tirs à venir.

Les godets les plus petits offrent un intérêt certain pour la manutention des blocs rocheux. En carrières on détermine la dimension des plus gros blocs que peut traiter le concasseur en fonction de l'ouverture du godet ou de sa largeur de déversement par le fond. Grâce à quoi on réduit les risques d'arrêt du concasseur.

Si l'on ne prend pas garde de la capacité du godet de la chargeuse et de la dimension des blocs qui peuvent être chargés, le concasseur peut se bloquer ainsi que toute la chaîne, s'arrête (concasseur, camion, chargeuse).

La seule manière d'éviter un arrêt total de l'exploitation est de prévoir un stock intermédiaire. Ce qui permet aux deux tiers de l'exploitation de continuer à tourner.

Les principaux paramètres des chargeuses qui caractérisent les possibilités technologiques de l'équipement de travail suspendu sont les suivants :

- capacité de charge;
- force d'arrachement;
- hauteur de déchargement du godet;
- angle de basculement du godet lors du chargement.

La capacité de charge est celle de relever la charge maximale lorsque la stabilité nécessaire est assurée. On distingue la capacité de charge des chargeuses en état stationnaire et celle en mouvement (nominale). Habituellement, lors du mouvement la capacité de charge est de 2-2,5 fois inférieure à celle de l'état stationnaire.

Le temps du cycle de travail d'une chargeuse comprend : temps de chargement, temps de transport de la charge (fonction de la distance); temps de déchargement; temps de retour de l'engin (fonction de la distance).

4.2. La capacité de godet de la chargeuse

Pour un meilleur choix de type de chargement utilisé on est obligé de calculer la capacité de godet de la chargeuse (équation 22).

$$V = (t_c \times K_f \times P_a) / (3600 \times \gamma \times K_r \times T \times K_u) \quad , \quad m^3 \dots\dots\dots 22$$

Avec :

P_a : la production souhaitée par l'entreprise;

t_c : le temps d'un cycle du chargement;

K_f : coefficient de foisonnement;

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

K_r : coefficient de remplissage du godet;

T : durée d'un poste de travail;

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse;

4.3. Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'équation 23 suivante:

$$R = (3600 E \times K_r \times \gamma \times T_p \times K_u) / (t_c \times K_f) \quad , \quad t/poste \dots\dots\dots 23$$

Où :

E : capacité du godet de la chargeuse, m^3 ;

K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse; $K_r = 0,8-1,2$ pour les roches dures foisonnées;

γ : masse volumique, t/m^3 ;

T_p : durée d'un poste de travail, h;

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste, $k_u = 0,6-0,8$;

K_f : coefficient de foisonnement de la roche.

La durée du travail d'un cycle de la chargeuse lors de la réalisation des travaux de chargement et de transport (t_c) est égal à :

$$t_c = t_r + t_{ch} + t_d + t_v , \text{ sec.....}24$$

Où:

t_r : 10-15 sec - durée de remplissage du godet;

t_{ch} : durée de parcours de la chargeuse chargé vers le lieu du déchargement (sec).

t_d : 7-15 sec - durée de déchargement du godet;

t_v : durée de parcours à vide vers le lieu du chargement (sec).

La durée de parcours en charge vers le lieu du déchargement est déterminée par la formule suivante :

$$t_{ch} = (3,6 \times L_{ch}) / V_{ch} , \text{ sec.....}25$$

Où :

L_{ch} : longueur de parcours de la chargeuse vers le lieu du déchargement, m;

V_{ch} : vitesse de parcours en charge, km/h.

La durée de parcours à vide vers le lieu du chargement est donnée par l'expression suivante :

$$t_v = (3,6 \times L_v) / V_v , \text{ sec.....}26$$

Où :

L_v : longueur de parcours à vide, m;

V_v : vitesse de la chargeuse à vide, km/h.

La vitesse de parcours des chargeuses dépend de leurs constructions, de la distance à parcourir et de la qualité de la route. Lorsque le godet de la chargeuse est bien rempli, la vitesse ne dépasse pas 2,5-4 km/h. Du lieu de chargement vers le lieu du déchargement (la distance ne dépasse pas 20-30 m) et au contraire, à

vide la chargeuse se déplace avec une vitesse respectivement de 3,5-6 et de 8-11 km/h.

Lorsqu'on utilise les chargeuses sur pneus en qualité d'engins de chargement et de transport pour les distances importantes (50-100 m et plus), la vitesse de mouvement de parcours sur les pistes des exploitations à ciel ouvert varie de 10 à 15 km/h.

4.4. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante (équation 27).

$$N_g = (Q_c \times K_f) / (V \times K_r \times \gamma) \dots\dots\dots 27$$

Avec :

Q_c : capacité du camion,

K_f : coefficient de foisonnement;

V : capacité du godet de la chargeuse;

K_r : coefficient de remplissage du godet;

γ : poids volumique de la roche;

4.5. La durée de chargement d'un camion

La durée de chargement d'un camion est calculée par la relation suivante:

$$T_{ch} = t_c \times N_g \quad , (s) \dots\dots\dots 28$$

t_c : la durée d'un cycle de chargeuse;

N_g : nombre de godets nécessaires pour le chargement d'un camion;

5. TRANSPORT

Un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30-70% (in Kovalenko, 1974).

Le transport à ciel ouvert prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril...etc.

Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Le choix du type de transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions des exploitations, de sa profondeur, de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert.

Dans les exploitations à ciel ouvert contemporaines du monde entier, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des fosses minières. La grande efficacité du transport sur roue des minéraux utiles et roches stériles sur une distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, la manoeuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

5.1. Rendement des camions

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante (équation 29)

$$R = (3600 \times Q_c \times T \times K_{ch}) / t_c \quad , \text{ t/poste} \dots \dots \dots 29$$

Où :

Q_c : capacité de la benne du camion (t)

T : la durée d'un poste de travail (h);

K_{ch} : coefficient de chargement du camion

t_c : temps de réalisation d'un cycle;

$$t_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m \dots \dots \dots 30$$

T_{ch} : temps de chargement du camion;

T_{tr} : temps du trajet;

T_d : temps de déchargement du camion;

T_m : temps de manoeuvre;

5.1. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante:

$$N_c = (P_j \times k_i) / R_c \dots\dots\dots 31$$

N_c : le nombre des camions;

P_d : la production journalière souhaitée par l'entreprise;

k_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0,8 et 1,2);

R_c : rendement du camion durant un poste de travail.

6. CONCLUSION

L'inventaire des objectifs et contraintes à prendre en compte dans l'exploitation des gisement à ciel ouvert met en relief l'importance de l'adaptation des paramètres du plan de tir aux caractéristiques du gisement et des équipements. L'installation de traitement, par sa production journalière, permet de définir le poste primaire de concassage. Le concasseur primaire définit une dimension maximum d'alimentation. Rapporté à l'extraction, ces données à leur tour, donnent la taille des engins de reprise et de roulage afin d'assurer une exploitation à haut rendement minier.

CONCLUSION GÉNÉRALE

Dans une exploitation à ciel ouvert nous avons des exigences géométriques, des exigences dimensionnelles et des impératifs de sécurité.

Le plan de tir doit prendre en considération ces exigences et adopter les paramètres de tir pour y répondre. Pour cela, il faut concevoir un bon schéma de tir répondant à ces objectifs, en utilisant les différentes méthodes de conception.

La conception et le schéma de tir se font en quatre étapes :

- 1- Recensement des données quantifiées de chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir,
- 2- Détermination des paramètres de base de tir (géométrie du front, diamètre de foration, Nombre de rangées),
- 3- Etablissement des conditions de réussite du tir (banquette, amorçage, séquence d'initiation),
- 4- Etablissement des paramètres secondaires du tir (rapport de maille, surprofondeur, bourrage).

Les modèles de fragmentation (de prévision) sont largement utilisés dans les méthodes de conception et calcul à l'ordinateur, parmi ces modèles on a la formule de Langefors, le modèle de Kuz-Ram, le modèle de JKMRC et la fonction de Swebrec. Néanmoins, il y a des remarques sur l'exactitude de ces modèles :

- Le modèle de Kuz-Ram sous estime la partie des fines de la fragmentation,
- Le modèle de KCO (fonction de Swebrec) offre le grand potentiel de s'améliorer sur le modèle de Kuz-Ram dans la plupart des opérations de plan de tir,
- La prévision du modèle de JKMRC est plus proche de la réalité que le modèle de Kuz-Ram car grâce aux deux modèles constitutifs CZM (fraction brute) et TCM (fraction fine), ils ont une très bonne capacité à prévoir la distribution entière de la fragmentation (dans sa globalité).

La modélisation des distributions granulométriques du tas est un processus essentiel pour connaître l'aspect de tir. En effet il faut adopter le type de chargeuse

utilisée au résultat de tir. En carrières on détermine la dimension des plus gros blocs que peut traiter le concasseur en fonction de l'ouverture du godet ou de sa largeur de déversement par le fond afin d'assurer une exploitation à haut rendement minier.

BIBLIOGRAPHIE

- Benchouk, M. (1990) : Modèle mathématique du plan de tir dans le gisement de si- Mustapha.
Projet d'ingénieur présenté à l'ENP d'Alger.

- Denis NOURRY (2002) : Thèse de Docteur de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris,
Utilisation de réseaux de neurones pour examiner la fragmentation des roches à l'explosif et établir son influence sur la rentabilité de l'exploitation dans les carrières.

- HASBELLAOUI Mustapha, (2007) : Les règles de l'art minier dans les exploitations minières.
Ingénieur des mines – Expert agréé en études géologiques et minières.

- Jeant LOT, 1988 : Tirs en carrières de granulats. Industrie minérale – Mines et carrières – Les techniques

- John-Paul Latham, Jan Van Meulen, Sebastien Dupray. /Engineering Geology 87 (2006) 60-74. : Prediction of fragmentation and yield curves with reference to armourstone production.

- Kwangmin Kim, (2006): Blasting Design Using Fracture Toughness and Image Analysis of the Bench Face and Muckpile.
Thesis submitted to the Faculty of the Virginia Polytechnic Institute and State University in partial fulfillment of the requirements for the degree of Master of Science in Mining and Minerals Engineering.

- O.N.E.X. : Guide technique des explosifs et accessoires de tir.

- Peter Bergman, (2005): Optimisation of Fragmentation and Comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation.
Luleå University of Technology. Department of Civil and Environmental Engineering.

- R. Mohamed ezzine (1992) : Optimisation d'un plan de tir dans la carrière de calcaire de Keddara.
Projet d'ingénieur présenté à l'ENP d'Alger.

- Rogger THIARD et Yvan-G. SIFRE, 1988 : Principe des schémas de tir à ciel ouvert.
Industrie minérale - Mines et carrières
- Les techniques

- V.KOVALENKO, 1976 : Exploitation des carrières