



THESE

Présentée en vue de l'obtention du diplôme de DOCTORAT

**PREDICTION ET ANALYSE
DE LA FRAGMENTATION DES ROCHES
DANS LES CONDITIONS ALGERIENNES**

Option

Electromécanique

Par

HADJADJ Aoul Elias

DEVANT LE JURY

	Grade	Etablissement
PRESIDENT : B. NECIB	MC	ANNABA
DIRECTEUR DE THESE : Ali HADDOUCHE	MC	ANNABA
EXAMINATEURS :		
A. CHEIKH	MC	TLEMCEM
S. CHABOUR	MC	ANNABA
M. BOUNOUALA	MC	ANNABA
S. SAAD	MC	ANNABA

Pensée

Triste les jours ou nous ont quittés nos très chers collègues et amis

Moumeni Saddek

et

Mehri Djamel

Que leur famille trouve ici notre compassion.

Puisse Dieu le tout puissant, accueillir les défunts en son vaste paradis.

A Dieu nous appartenons et à Dieu nous retournerons

DEDICACES

A la mémoire de mon père,

A toute ma famille,

Mes enfants,

REMERCIEMENTS

J'aimerais exprimer ici ma gratitude à toute les personnes qui m'ont apporté conseils, assistance et soutien pendant la réalisation de ce travail.

Monsieur NECIB Brahim , d'avoir bien voulu accepter d'être Président du jury et pour son intérêt qu'il porte au domaine d'exploitation minière.

Monsieur HADDOUCHE. Ali, , mon directeur de thèse, pour les conseils qu'il m'a prodigués, pour avoir eu la patience de lire et de corriger le manuscrit de cette thèse, et pour sa participation au jury.

Monsieur CHEIKH Abdelmadjid, s'est beaucoup intéressé à la caractérisation des roches par des moyens non destructives et par conséquent son analyse fructueuse pour cette recherche.

Monsieur CHABOUR Salem, pour sa coopération et sa simplicité lors de l'élaboration de l'article ainsi que pour sa participation au jury.

Monsieur BOUNOUALA Mohamed, pour ses nombreux conseils, ainsi que pour sa participation au jury.

Monsieur SAAD Salah, pour l'intérêt qu'il accorde à ce thème, ainsi que pour sa participation au jury.

Monsieur TALHI Korichi, pour son intérêt à mon travail et son aide scientifique de haut niveau.

Monsieur BELHAMRI Hadj Rezki, pour son adéquation professionnel et pratique, des nombreuses discussion scientifique.

J'aimerais adresser spécialement mes remerciements à notre Chef de Département Monsieur BERKANI Mahieddine, qui n'a jamais hésité a discuter scientifiquement de ce thème et de porter des simplifications , des suggestions.

Résumé

L'efficacité d'un tir de mine est importante pour toute exploitation minière pour des raisons économiques ainsi que techniques. Les opérations d'abattage de roche devraient être conduites de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, concassage et broyage).

Cependant un exploitant ne dispose que des règles de l'art existantes et au mieux des quelques modèles disponibles mais dont la validation à l'échelle industrielle reste le plus souvent à démontrer.

Une nouvelle approche est proposée dans cette thèse pour prédire et évaluer la qualité de la fragmentation d'un tir. Elle est basée sur la comparaison entre la distribution obtenue par analyse photo planimétrique et la projection (Simulation) à l'aide du modèle de Kuz-Ram. Cette simulation est basée sur une analyse statistique exhaustive des caractéristiques du gisement. La distribution de taille des blocs des tas abattus est fondée sur l'analyse d'images des photos du tas prises aléatoirement

La méthodologie comprend l'utilisation du modèle de Kuz-Ram avec une importante particularité, qui est le volume du tas abattu par trou restant constant dans le modèle, alors que géométriquement il est variable.

Durant plus de deux années, nous avons appliqué notre méthodologie à différentes carrières avec des conditions variées du point de vue géologique ou méthode d'exploitation. Nous détaillons dans cette thèse son application à deux carrières importantes de l'est Algérien. Dans tous les cas, la méthodologie nous a fourni des résultats logiques corroborés par des observations sur le terrain.

L'analyse des résultats obtenus pour un site donné a permis de déceler l'influence de quelques paramètres sur les résultats des tirs. Egalement, grâce à notre méthodologie, nous avons pu améliorer de 27 % en moyenne l'efficacité des tirs dans les carrières au cours de l'étude.

Par la suite, le dépouillement de l'ensemble des résultats par l'analyse en paramètres prépondérants nous a permis d'effectuer une étude globale pour faire sortir les paramètres les plus influents sur les résultats des tirs et leurs liaisons entre eux. Sur la base de ces paramètres, et en utilisant la méthode de l'analyse discriminante, nous avons pu construire un outil permettant de prévoir les résultats des tirs. Une application de cet outil sur les données provenant d'autres mines sur lesquelles nous avons également appliquée la méthodologie d'évaluation de la fragmentation s'est révélée très encourageante. Il est envisageable que sa généralisation pourra être réalisée dans le futur par l'étude d'autres carrières qui permettront d'élargir l'analyse grâce à des données plus nombreuses.

Abstract

Fragmentation is the basic concern in rock blasting and serves as the main measure of blasting effectiveness.

A good estimation of fragment size distribution before blasting is very useful and helpful for selecting the proper equipment for loading, transporting, and crushing rocks.

However, a miner has only applied art's rules or few available models whose the validation at industrial scale has to be demonstrated.

A new approach is proposed in this thesis to predict and evaluate blasting effectiveness. It is based on the comparison between photo planimetric distribution and Kuz-Ram model. This simulation is based on statistical analysis of the orebody characteristics.

The methodical approach uses Kuz-Ram model with a particularity which is that the volume of fragmentation rock be a hole being constant is truly geometrical variable in reality.

During more than two years we tried to use this approach to different carries. A detailed use and analysis of two carries is given in this research. In all cases, this approach has given a logical results corroborated by observations in the field.

Results analysis conduct us to detect the influence of a main parameter on fragmentation. More over we improved blasting effectiveness by 27% during this study.

Finally, results analysis of all dominated parameters leaded us to whose were the most correlated to the fragmentation.

This analysis has been successfully applied to field tests performed in a limestone bench where the entire spoil pile was screened to determine curve fitting distribution>.

The fragmentation size distribution was then calculated and compared to the field data with excellent agreement.

ملخص

إن تفتيت الصخور أو تكسيرها يمثل أول مراحل العمل التكنولوجي لإستغلال المناجم ، فهو يهدف إلى تحويل طبيعة الصخور من أجل تحسين مبدأ إستخراجها. أعمال التفجير كثيرة الإستعمال خاصة في مجال إستغلال المحاجر. ففي هذه الحالة من الصخور تستخرج بواسطة المتفجرات الموضوعة في حفر عميقة خاصة بهذا العمل.

إن نوعية التفتيت لها تأثير كبير على مردود الألات (التجهيزات) ، أمن و صيانة العمل و بصورة عامة على فعالية الأعمال المنجمية.

إن أعمال التفجير تلعب دورا مهما في إعطاء فكرة عامة عن إمكانية تحسين إستغلال المحاجر من وجهة نظر تقنية أو إقتصادية.

طريقة جديدة مقترحة في هذا البحث لتنبأ و تقييم نوعية تفكيك الصخور، هي مبنية على مقارنة التوزيع بواسطة صور مأخوذة من بعد التفجير و نموذج KUZ-RAM. هذا التظاهر مبنى على تحليل إحصائي لخصائص المنجم. المنهجية تحتوي استعمال نموذج KUZ-RAM بإحدى تغيرات عوامله ، الذى هو حجم الصخور المفككة من قبل حفرة واحدة تبقى ثابتة و لكن في الميدان هو عامل متغير.

خلال أكثر من سنتين حاولنا إستعمال هذه المنهجية لعدة محاجر بمختلف خصائص المنجم و طرق الإستغلال . سنتطرق في هذا البحث لتطبيقها في منجمين من الشرق الجزائر ، في كل الحالات هذه المنهجية قدمت نتائج متناسقة و مثبتة بمعطيات في الميدان .

تحليل النتائج ساعدنا على معرفة تأثير بعض العوامل على التفكيك و أيضا

بواسطة هذه المنهجية أستطعنا تحسين من فعالية التفجير .

من بعد ذلك قمنا بدراسة تحليلية لكل

العوامل و تأثيرها على التفكيك ، لمعرفة العلاقة ما بينهما و العامل المؤثر بصفة

خاصة, تطبيق هذه الوسيلة لمعطيات من محجر آخر أعطت نتائج مشجعة جدا,

تعميم هذه المنهجية لمناجم أخرى ستوسع التحليل و تثبيث إستعمال هذا النموذج.

Summarized

The effectiveness of a shooting of mine is significant for any mining for economic reasons like techniques. The operations of demolition of rock should be led in an optimal way in order to obtain a granulometry which will optimize the operations downstream from the exploitation (loading crushing transport and crushing).

However an operator has only the existing code of practice and at best of the some models available but whose validation on an industrial scale generally remains to be shown.

A new approach is proposed in this thesis to predict and evaluate the quality of the fragmentation of a shooting. It is based on the comparison between the distribution obtained by planimetric photo analysis and projection (Simulation) using the model of Kuz-RAM. This simulation is based on an exhaustive statistical analysis of the characteristics of the layer. The distribution of size of the blocks of the cut down heaps is founded on the analysis of images of the photographs of the heap taken by chance

Methodology includes the use of the model of Kuz-RAM with significant characteristic, which is the volume of the heap cut down by constant remaining hole in the model, whereas geometrically it is variable.

During more than two years, we applied our methodology to various careers with varied conditions from the geological point of view or mining method. We detail in this thesis his significant application to two careers of the Algerian east. In all the cases, methodology provided us logical results corroborated by observations on the ground.

The analysis of the results obtained for a given site made it possible to detect the influence of some parameters on the results of the shootings. Also, thanks to our methodology we could improve of 27 % on average the effectiveness of the shootings in the careers during the study.

Thereafter, the examination of the whole of the results by the analysis in dominating parameters enabled us to carry out a general study to make leave the most influential parameters on the results the shootings and their connections between them. On the basis of these parameters, and by using the method of the discriminating analysis we could build a tool allowing to envisage the results of the shootings. An application of this tool on the data coming from another mines to which we also applied the methodology of evaluation of fragmentation is revealed very encouraging. It is possible that its generalization could be carried out in the future by the study of other career which will make it possible to widen the analysis thanks to more data.

Introduction générale

Le tir à l'explosif dans les exploitations minières joue un rôle important pour parvenir à un rendement optimum du point de vue technique et économique. Dans tous les cas, il est souhaitable d'obtenir une granulométrie optimale compte tenu de la chaîne chargement - transport et éventuellement concassage en aval. Cependant, la multiplicité des paramètres mis en jeu rend difficile la maîtrise de cette opération.

Plusieurs études ont montré l'intérêt de prendre en compte l'ensemble des paramètres intervenant sur les résultats des tirs. Cette étude a notamment fait ressortir l'importance de la volée. Nous avons donc entrepris ce travail avec les objectifs suivants:

- * le développement d'une méthodologie destinée à évaluer quantitativement la fragmentation obtenue dans les tirs. Cela passe par:
 - (a) l'évaluation de la distribution de la taille des blocs dans les tas abattus.
 - (b) simulation du tir au moyen du modèle de Kuz-Ram dont nous avons changé un paramètre, afin de prédire les résultats de tirs et les contrôler.
- * l'analyse des paramètres prépondérants des résultats des tirs en fonction des paramètres employés pour pouvoir identifier les plus influents.

Dans le premier chapitre, nous traiterons de la connaissance actuelle de la fragmentation des roches à l'explosif et nous expliquerons en détail l'influence des principaux paramètres.

Le chapitre 2 présentera les différents modèles développés dans l'objectif de simuler les phénomènes associés à la mise en œuvre de l'abattage des roches. Nous mettrons l'accent sur la validation de ces modèles sur des cas concrets ainsi que sur leurs limitations.

Une faiblesse très évidente de ces modèles est l'absence ou l'insuffisance de la prise en compte des caractéristiques initiales des massifs rocheux. Au cours de notre travail, nous avons développé une méthodologie d'évaluation de l'efficacité des tirs. Elle se fonde essentiellement sur la comparaison de la distribution de la taille des blocs (méthode photos planimétrie) d'une part et la distribution obtenue grâce au modèle de Kuz-Ram.

Le chapitre 3 sera consacré à la description détaillée de cette méthodologie. Nous avons apporté des modifications importantes principalement sur le test d'ajustement des lois théoriques aux données expérimentales et l'estimation de la distribution de la taille des blocs à partir des photos des tas abattus.

Le chapitre 4 décrira les sites sur lesquels nous avons appliqué la méthode développée ainsi que les résultats qu'elle nous a fournis. Les sites concernés sont ceux de deux carrières de l'Est Algérien (Hadjar-Soud et Ouenza). Du fait de leurs caractéristiques géologiques et de leurs méthodes d'exploitation différentes, ces

deux carrières nous ont permis de valider notre méthodologie dans des cas variés et de plus de définir ses limites d'application.

En ce qui concerne l'analyse globale des résultats obtenus sur la fragmentation à l'explosif, nous avons opté pour l'analyse statistique multivariable. L'analyse en paramètres prépondérants nous a permis d'une part d'identifier les paramètres les plus influents sur la fragmentation résultante d'un tir et d'autre part d'étudier plus finement les liaisons des paramètres entre eux. Sur la base de ces Paramètres, nous avons pu construire un modèle permettant de prévoir les résultats des tirs par la méthode de l'analyse discriminante. Le chapitre 5, qui développe en détail les résultats de ces analyses, démontrera que cette démarche s'est avérée fructueuse. La méthodologie développée s'est révélée efficace pour l'évaluation quantitative de la fragmentation obtenue dans les tirs. Pour chacune de ses applications, elle nous a fourni des résultats logiques. S'appuyant sur la méthode de l'analyse statistique multivariées. leur dépouillement par la suite nous a permis d'élaborer un outil de prévision des résultats des tirs que nous avons appliqué avec succès.

Notions sur les travaux de tirs

1. Introduction

Les deux dernières décennies ont connu un développement considérable de la mécanisation dans les mines, carrières et travaux publics, cela suit à l'accroissement rapide des besoins.

Face à cette situation dont l'évolution ne semble pas s'arrêter, la demande en matière première et matériaux devient de plus en plus importante et l'utilisation des produits explosifs constitue l'une des solutions idoines grâce à l'extraction massive des produits et à des coûts très avantageux par rapport aux autres moyens techniques d'extraction.

Les explosifs étaient essentiellement destinés aux usages militaires de part leur caractère destructif, leur emploi dans les carrières a constitué le premier pas dans des utilisations à des fins pacifiques, mais pour cela il fallait lever certaines contraintes dont principalement :

- le prix d'où la recherche de nouvelles combinaisons les plus économiques (Gélatineux, Pulvérulents, ANFO...).
- la sécurité dans leur emploi et leur manipulation .
- la facilité de leur élaboration et mise en œuvre.

Comme pour optimiser le rendement et synchroniser en aval des moyens mécaniques, d'importantes quantités d'explosifs sont utilisées, ce qui introduit des contraintes sérieuses et même dangereuses dont la prise en considération implique la mise en place de dispositifs en conséquence.

Il s'agit notamment de :

- risques d'explosions intempestives et non commandé
- projections dont il faut maîtriser la portée
- incidents de tir (raté).

2. Les Explosifs

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température.

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

1. combustion simple
2. déflagration
3. détonation

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- la nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage
- son confinement

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde).

Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (2000 à 8000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve :

- Les explosifs primaires : très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc.
- Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

2.1 Types d'explosifs utilisés dans les carrières

On distingue quatre types d'explosifs :

- **Les dynamites :**
Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.
- **Les explosifs nitrates :**
Les explosifs nitrates sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite)
- **Les émulsions :**
Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs.
- **Les nitrates fuels (ANFO)**
Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%.

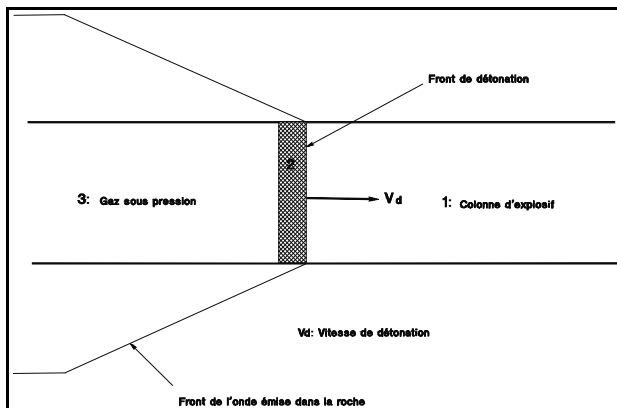
Le Tableau 1.1 résume les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX

Tableau 1.1 Caractéristiques des explosifs (ONEX)

Désignations	Densité g/cm ³	Vitesse de détonation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1,4 – 1,5	4000 – 6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitrates	1,0 – 1,15	4000 – 6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu humide
Nitrate fuels	0,9	3000 – 4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Emulsions	1,2 – 1,5	4000 – 5000	Excellent	Roches dures et humides

2.2 Travail de l'explosif

Une explosion est un phénomène au cours duquel des gaz sous pression sont engendrés et libérés en un temps extrêmement court. Ce phénomène se produit lorsqu'un explosif subit une détonation. Dans ce cas, une onde de choc se propage à travers l'explosif accompagné par une réaction chimique exothermique, libérant ainsi une grande quantité de gaz à haute pression et température. La détonation se propage dans l'explosif avec une vitesse supérieure à celle du son. Initialement, l'explosif se trouve dans les conditions de température, pression et onde de détonation volume massique T_0, P_0, V_0 . A la fin de réaction, les produits de réaction sont aux conditions T_1, V_1 . Dans



la zone Z_3 (Figure 1.1), les gaz de décomposition se détendent et participent aux effets mécaniques de l'explosion.

- Zone 1 : l'explosif avant réaction
- Zone 2 : zone de réaction chimique
- Zone 3 : zone des produits de réaction

Fig. 1.1 Propagation de l'onde de détonation

L'énergie libérée par un explosif au cours de la détonation se manifeste sous deux formes:

Fig. 1.1 Propagation d'un onde de détonation

- une énergie de choc véhiculée par une onde de choc (contrainte) et transmise dans le milieu connexe;
 - * une énergie de gaz qui s'exprime sous la forme d'un gaz à très hautes température et pression.
- L'énergie totale libérée varie entre 2 et 5 mégajoules/kg d'explosif (Blanchier et al., 1988). La détonation de l'explosif crée sur la paroi du trou une pression dite pression de détonation. L'évolution de cette pression est généralement caractérisée par un pic prononcé instantanément après ou juste après l'initiation de la détonation. Cette condition ne se maintient que pendant une courte période de temps. La pression diminue et se stabilise ensuite sur une période plus longue. L'énergie correspondante au pic est l'énergie de choc tandis que celle libérée pendant l'état stable est l'énergie de gaz. Ceci est aussi appelé l'action de poussée de l'explosif. Ito et Sassa (1962) ont proposé une relation exprimant l'évolution de la pression en fonction du temps comme:

$$P(t) = P_0 e^{-\alpha t} \quad t > 0 \quad 1.1$$

où
 P_0 = pression de pic
 α = constante d'atténuation.

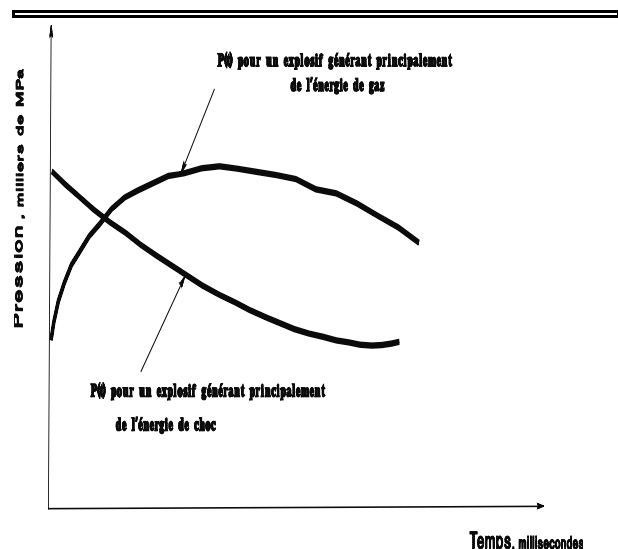


Fig. 1.2 Courbes idéales Pression-Temps pour deux types d'explosifs (d'après Cook, 1963)

La forme de cette courbe caractérise principalement la nature de l'explosif, mais aussi le couplage roche-explosif et la nature de la roche. La figure 1.2 montre deux courbes idéales correspondant à deux explosifs - un qui libère principalement de l'énergie de choc (cas d'explosifs utilisés pour l'amorçage tels que dynamite, gels, etc) et un autre qui libère essentiellement de l'énergie de gaz (cas de l'ANFO et ses dérivés).

Le premier génère une pression de pic instantanée qui diminue rapidement après. Le second atteint la pression de pic dans une période de temps relativement plus longue mais arrive à maintenir une pression assez élevée pour une durée de temps plus longue.

3. Mécanismes de la Fragmentation

La détonation de la charge transmet au massif des contraintes pouvant engendrer des déformations transitoires ou bien irréversibles.

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

La détonation d'une charge s'accompagne de déformations dans le massif selon trois zones distinctes

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

3.1.1. Zone de broyage

Les contraintes de compression subies à proximité de la paroi du trou dans les premiers temps de la propagation généralement excèdent la résistance à la compression de la roche. Tout se passe comme si cette zone était soumise à un régime hydrodynamique. (Figure 1.3 phase I).

La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que, de 3 à 5 r_c (rayon de la charge), elles reviennent en deçà de la résistance à la compression de la roche.

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamiques de la roche. Les roches cristallines à porosité faible offrent une résistance plus importante au broyage que les roches tendres et /ou poreuses (Hagan, 1979). La pression à la paroi du trou dépend de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement.

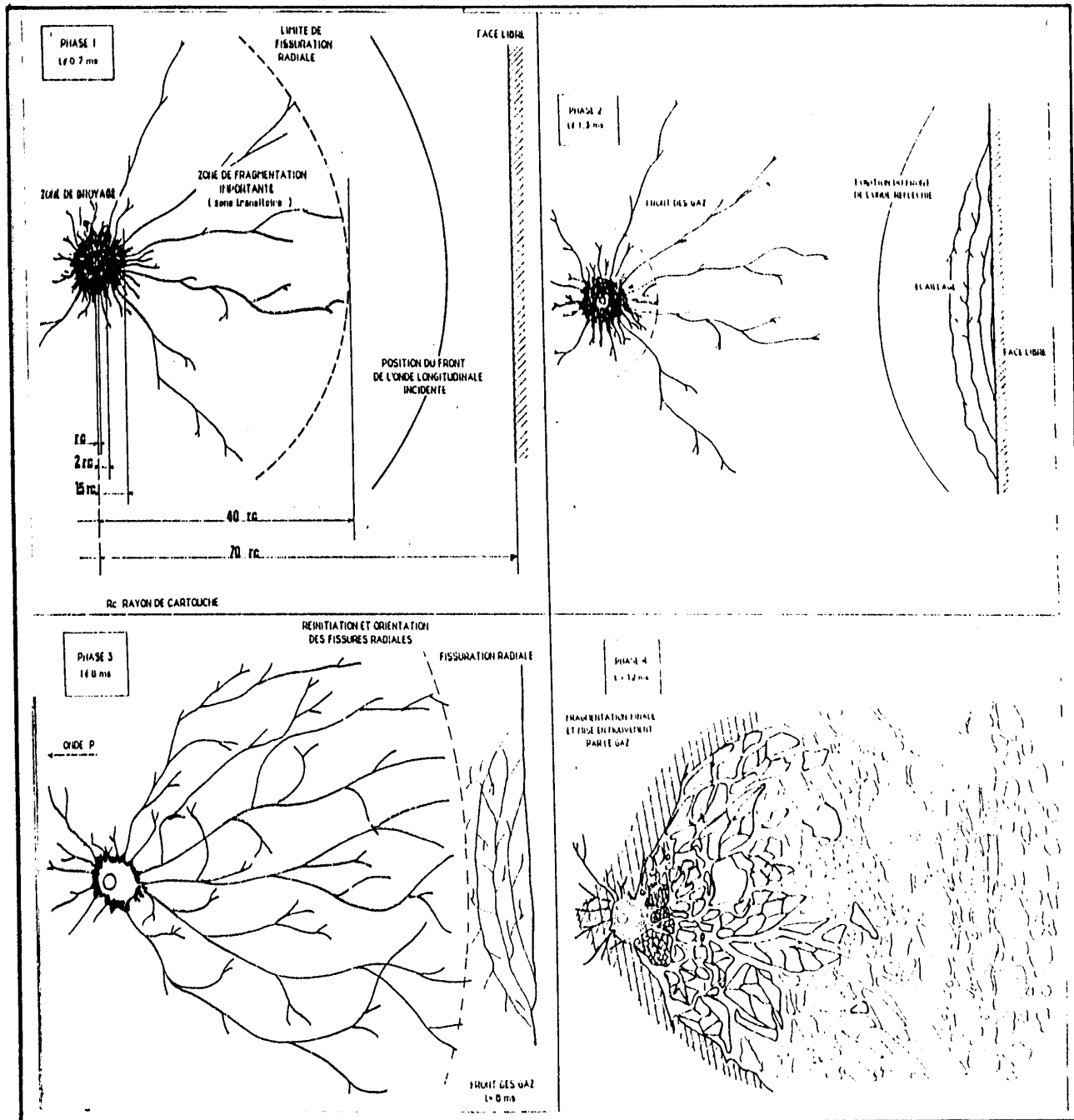


Fig 1.3 Développement de la fissuration et de la fracturation, phase 1 à 4 (d'après Blanchier et al., 1988)

3.1.2 Zone de fissuration radiale

Dans cette zone (Figure 1.3 phase 2), la roche subit, en plus de la contrainte de compression, une contrainte tangentielle en traction ; Des fissures radiales se développent autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50 rc.

Toutefois, le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi clair. Fourney et al. (1983), d'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique, a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux. Cela peut indiquer que les contraintes résiduelles jouent un rôle important dans la propagation de ces fissures.

3.1.3 Zone sismique

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique.

3.2 Effet de la présence d'une face libre

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, 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. La réflexion est presque total (Blanchier et al. 1988). L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde ; Ce phénomène bien connu est appelé écaillage (Figure 1.3 phase 2 et 3).

Hino 1959) et Duvall et Atchison (1957) ont même proposé que ce mécanisme soit le facteur principal responsable de la fragmentation de la roche.

3.3 Effet des gaz libérés : fragmentation finale

La fissuration générée par l'onde émise et l'onde réfléchie permet aux gaz libérés de poursuivre leur propagation et d'affaiblir davantage le massif ; Ils filtrent dans les fissures, prolongeant éventuellement la fissuration et mettent en mouvement les blocs obtenus. (Figure 1.3 phase 4).

Jaeger et Cook (1979, pp 529-534) prétendent que les gaz libérés sont le facteur principal de la fragmentation. La génération de la fissuration radiale ne peut pas être le résultat de l'onde de choc émise, selon eux, car la vitesse de la propagation des ondes est bien plus élevée que la vitesse de la propagation de ces fissures. C'est alors la pression quasi-statique créées par les gaz libérés qui engendre des contraintes compressives radiales et des tractions tangentielles, lesquelles génèrent ces fissures. Elles sont par la suite prolongées par les gaz sous pression responsables de la fragmentation finale.

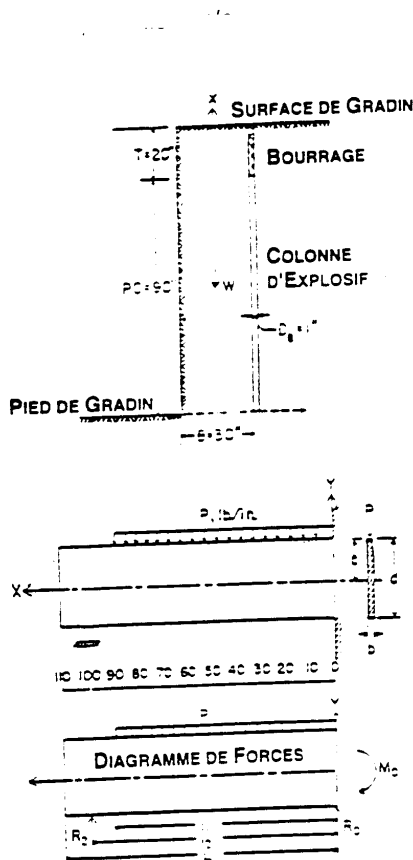
3.4 Autres théories de la fragmentation

3.4.1 Fragmentation due au cisaillement et à la collision des blocs pendant la projection

Hagan et Just (1974) et Hagan (1979) ont avancé que le cisaillement pouvait agir comme un autre mode de fragmentation. Cela se produise, selon eux, lorsque le gaz entraîne un autre mouvement relatif le long de discontinuités d'orientation favorable (fente de Riedel).

La collision des blocs pendant leur projection peut aussi produire de la fragmentation. Les mêmes auteurs prétendent que ce phénomène peut être contrôlé par une bonne séquence d'initiation et des microretards appropriés entre les trous.

3.4.2 Rupture flexurale



Cette proposition est due à Daw en 1898 mais fut développée plus précisément par Ash (1985), Smth (1976), Haghigi et Konya (1985,1986) et Haghigi et al (1985).

Ce modèle assimile le volume à abattre par un trou chargé à une poutre cantilever ayant une forme de parallélépipède (Figure 1.4). Une face représente la face libre et la face opposée est délimitée par des fissures sous pression. Les deux côtés par ailleurs sont délimités par des joints perpendiculaires à la face libre. Le pied de poutre est fixé tandis que la partie supérieure a une liberté de mouvement. L'épaisseur de la poutre est égale à la banquette. La pression à la paroi du trou est simulée elle par une charge de force répartie le long de la colonne de la charge. La fragmentation s'accomplit alors par le fléchissement du segment de gradin (poutre) sous l'action de la force qui se produit pendant la détonation de la charge.

Fig. 1.4 Schéma de la fragmentation par la rupture flexurale (d'après Ash,1979)

3.4.3 Théorie de la comminution

Contrairement à ce qui a été exposé ci-dessus, la théorie de la comminution ne propose pas de mécanismes particuliers pour la fragmentation. Elle se contente de relier le changement de taille des particules (donc le processus de la fragmentation) à l'énergie dépensée.

Les lois de comminution les plus utilisées sont celles de Kick (1885), von Rittenger (1867) et Bon (1952). Ces lois peuvent être exprimées plus généralement par une relation empirique qui n'a pas de bases théoriques mais qui peut être démontrée expérimentalement (Charles, 1957) :

Ou

$$dE = -C \frac{dx}{x^m} \quad 1.2$$

dE : l'énergie nécessaire par unité de poids dans un certain processus de comminution pour fragmenter une particule ayant une taille x à la taille (x-dx).

Dans l'équation ci-dessus, quand m prend la valeur 2, 1 et 0,5 elle correspond respectivement à la loi de von Rittenger, Kick et Bond. Il faut toutefois que Kick et von Rittenger considèrent x comme la taille moyenne de la roche tandis que Bond l'a décrit comme la taille à 80% de passant.

La loi de Rittenger (1867) indique que l'énergie de réduction de taille d'un solide est proportionnelle à la surface spécifique par unité de masse. Mathématiquement, elle peut s'écrire :

$$E = K (s_2 - s_1) \quad 1.3$$

Ou

E : énergie dépensée par volume spécifique
 s_1 : surface spécifique initiale
 s_2 : surface spécifique finale
 K : constante

La loi de Kick (1885) postule que cette énergie est proportionnelle au changement de la taille des particules, ainsi :

$$E = K \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) \quad 1.4$$

ou

x_1 et x_2 sont la taille initiale et la taille finale des particules
 K est une constante

Les validations expérimentales de la loi de Kick ne sont pas significatives. Cependant, il paraît que la loi s'applique surtout aux processus de la mise en forme des produits métalliques tels de le découpage ou pressage. D'un autre côté, la loi de Rittenger a été validée dans le cas des essais de concassage par chutes de poids.

En 1952, Bond proposa la troisième loi de comminution qui s'écrit

$$W = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad 1.5$$

Ici,

W est l'énergie dépensée en Kwh/tonne de roche

F_{80} et P_{80} sont la taille initiale et finale respectivement à 80% de passants des particules, exprimées en microns (μ).

W_i est l'indice de travail, qui représente l'énergie nécessaire à fragmenter un solide supposé infini en une granulométrie dont 80% passent à 100 μ .

Néanmoins, il est généralement admis que la loi de Bond n'est valable que dans le broyage des particules fines, comme dans le cas de la récupération du minerai.

4. Vibration liées aux tirs

Au delà de la zone d'abattage, les trains d'ondes générés par l'explosion de la charge provoquent des vibrations au sein du massif qui n'entraînent pas pour autant une fissuration,

Le massif ayant dans cette zone un comportement élastique. Cependant, leur étude est importante : d'une part, les vibrations générées correspondent à la fraction de l'énergie non utilisée par l'abattage proprement dit : d'autre part, les nuisances qu'elles peuvent induire dans le voisinage

exigent leur minimisation.

L'étude pratique de ces ondes dans le cas des tirs de mines se fait par la mesure de la vitesse particulaire en un point donné. On dispose habituellement trois géophones orthogonaux (deux horizontaux : un longitudinal et l'autre transversal, et un vertical) pour mesurer les trois composantes de la vitesse particulaire. On calcule ensuite la vitesse résultante :

$$V_R = \sqrt{V_L^2 + V_T^2 + V_V^2} \quad 1.6$$

Une vitesse résultante élevée correspond à des vibrations importantes. Elles dépend bien sûr de plusieurs paramètres dont les plus importants sont la charge par microretard utilisée, la distance de mesure et les propriétés mécanique du milieu.

L'analyse des vibrations est réalisée en utilisant des lois empiriques, dont la plus utilisée est la loi "loi de site" :

$$V_R = AD^B Q^C \quad 1.7$$

ou

V_R : vitesse résultante maximale particulaire due à la vibration

Q : charge unitaire par retard

D : distance entre l'explosion et le récepteur.

A, B et C sont des constantes. A tient compte de la spécificité du site liée à ses caractéristiques lithologiques et structurales ; La constante B, quant à elle, englobe à la fois l'amortissement matériel et géométrique. De nombreuses études ont montré qu'elle est comprise entre -1,3 et -2,0. Le terme C caractérise l'effet de la source ; il est compris entre 0,5 et 1,0.

Une variante de la loi ci-dessus emploie la notion de distance réduite par la charge et s'écrit

$$V_R = K \left(\frac{D}{\sqrt[\alpha]{Q}} \right)^{-\beta} \quad 1.8$$

ou K et β caractérisent le site et la méthode de tir. α est égal soit 2 soit à 3, mais souvent à 2.

Hinzen (1988) a proposé une méthode pour simuler les trains d'ondes générés par les tirs de mines qui semble donner de bons résultats. Elle est fondée sur la mesure expérimentale des ondes générées par la détonation d'un trou de mine ayant les mêmes caractéristiques que ceux dans le tir à simuler. En prenant l'hypothèse que la forme des ondes P générées par les trous individuels sont identiques, les déplacements particuliers en un point donné peuvent être calculés par la superposition linéaire dans le temps des ondes arrivant de plusieurs trous, selon le micro-retard et l'efficacité sismique de chaque trou. Ce dernier est une mesure de la portée efficace d'un trou sur l'enregistrement des ondes et dépend en large mesure de la précision du temps des microretards.

Ces simplifications se prêtent bien à une étude pratique des vibrations engendrées par les tirs de mines. Cependant, les études (Blair, 1987 ; Boinier, 1989) montrent que les vibrations sont très

influencées par des paramètres qui ne peuvent pas être réduits à des termes généralistes car ils sont très spécifiques du site et des conditions particulières d'un tir donné, comme les structures locales du massif, l'emplacement des appareils de mesure, les écarts entre le temps d'initiation nominal et réel de microretard, pour en citer quelques-uns. Blair a par ailleurs fait des simulations numériques en utilisant la théorie de Q-constant de Kjartasson (1979) pour représenter l'atténuation des ondes dans le domaine spectral ; Les résultats indiquent que la vitesse particulière ne varie pas linéairement avec la distance, ce qui contredit les lois empiriques citées plus haut.

Par ailleurs, l'étude de Boinier a mis en évidence l'insuffisance des relations utilisées à présent pour éclairer complètement les différents phénomènes associés aux vibrations, d'où la nécessité d'effectuer une étude plus exhaustive dans le domaine.

5. Les paramètres liés aux tirs

5.1 Données de base de la mise en œuvre d'un tir minier

La discussion ci-dessus donne une idée de la complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux. Toutefois, nous pouvons classer les variables et les paramètres qui interviennent selon que ces paramètres sont contrôlables ou non comme indiqués dans le Tableau 1.2.

Tableau 1.2 Paramètres de tir de mines

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement contrôlables
<p>paramètres géométriques</p> <ul style="list-style-type: none"> - Diamètre du trou - longueur de foration - surprofondeur de foration - inclinaison du trou - longueur de bourrage - matériel de bourrage - hauteur de talus - géométrie de maille - rapport espacement/banquette (rapport de maille) - configuration globale de la géométrie du tir - direction de tir - nombre de faces libres - taille de volée 	<p>Paramètres du massif en place</p> <ul style="list-style-type: none"> - géologie - résistance et propriétés de matériaux - discontinuité préexistantes dans le massif
<p>Paramètres liés à l'énergie explosive</p> <ul style="list-style-type: none"> - type d'explosif utilisé - énergie (choc, gaz) - configuration de chargement - méthode de chargement - type d'amorçage - séquence d'initiation 	<p>paramètre hydrologique</p> <ul style="list-style-type: none"> - eau (quelquefois maîtrisable) <p>Autres</p> <ul style="list-style-type: none"> - temps

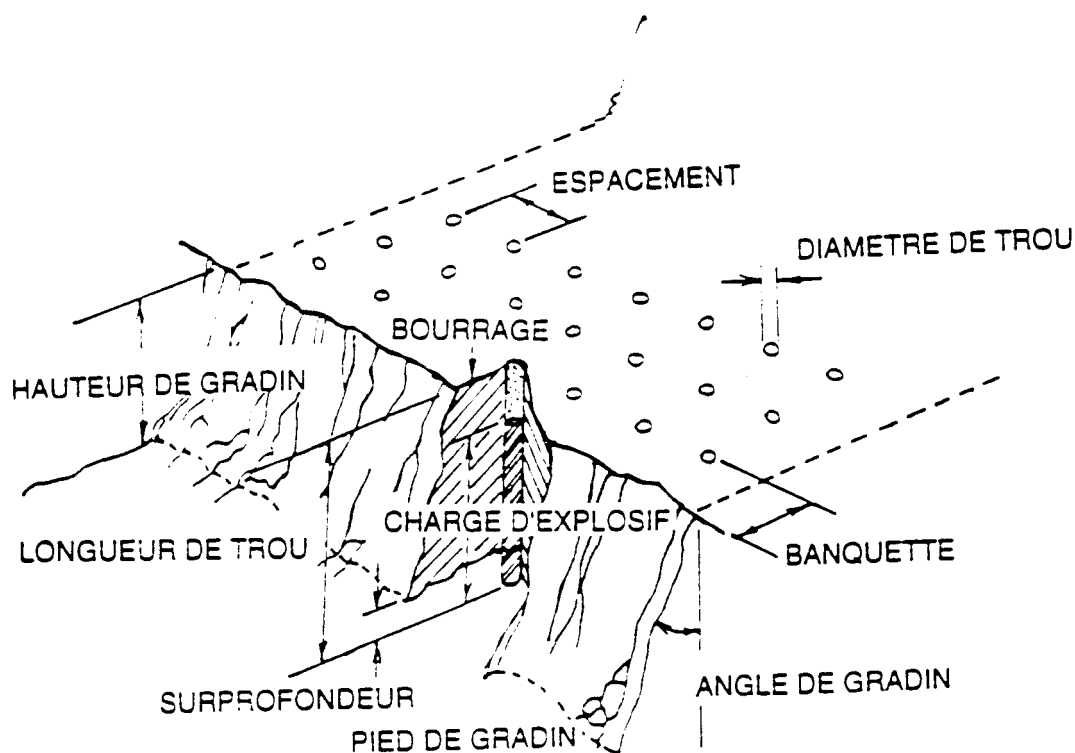


Fig 1.5 Schéma du dispositif géométrique d'un tir

La Figure 1.5 schématise un tir et montre quelques-uns de ces paramètres.

5.2 Les propriétés de la matrice rocheuse

Les propriétés de la matrice rocheuse ici mises en jeu sont ses propriétés physico-mécaniques, acoustiques, et à un moindre degré, hydrologiques. Spécifiquement, ces propriétés sont : la densité, la résistance à la traction et à la compression, le module de Young, le coefficient de Poisson, et l'impédance acoustique.

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la matrice rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction. Par ailleurs, les essais au laboratoires de Rustan, et al (1983) sur les matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction ; Rappelons que la banquette critique correspond à la taille de banquette au dessus de laquelle aucune fragmentation n'a lieu.

La résistance à la traction est communément mesurée indirectement par la méthode dite brésilienne. Toutefois cette méthode donne sa valeur statique. Mohanty (1987) recommande de se garder d'utiliser cette valeur pour étudier le comportement de la matrice rocheuse dans les tirs. En effet, il a pu mesurer des valeurs de résistance à la traction dite dynamiques plus élevées d'un facteur de 4 à 5 par rapport aux valeurs statiques. Attewell (1963) observa apparemment le même phénomène sur le marbre de Carrare.

La résistance à la compression, quant à elle, détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge pendant la détonation. Le module d'Young est une indication de la déformabilité de la matrice rocheuse ; Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour les gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche (Sassa et Ito, 1970).

Le transfert de l'énergie de l'explosion au massif dépend du rapport des impédances acoustiques de l'explosif et de la roche. L'impédance acoustique est définie comme :

$$Z = \rho \cdot V \quad 1.9$$

ou

ρ : densité

V : vitesse de propagation des ondes ou de détonation pour l'explosif.

Le transfert de l'énergie de l'explosion au massif sera d'autant plus difficile que l'écart entre les valeurs d'impédance est élevé. On cherche donc à modifier le type et/ou les propriétés de l'explosif pour obtenir un rapprochement entre ces deux valeurs (augmentation de la densité de chargement, ajout de matériaux inertes, utilisation d'un explosif ayant une vitesse de détonation plus élevée).

D'après les essais au laboratoires de Rustan, et al (1983), il apparaît que l'impédance acoustique du massif affecte aussi le gradient de la fragmentation. Un massif d'une impédance acoustique élevée donnerait une distribution de taille du tas plus uniforme.

5.3 Effets des discontinuités naturelles

Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers ; Dans les cas extrêmes, elle conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécanique du massif ou de l'explosif (Belland, 1966 ; Just, 1971 ; Ash, 1973 ; Burkle, 1979 ; Lande, 1983 ; Winzer, et al., 1983, Bouden Rhamdane, 1987). Ces discontinuités peuvent intervenir selon leur orientation, fréquence, continuité, matériau de remplissage et épaisseur et caractéristiques mécaniques.

Il est donc clair qu'il faudrait les prendre en compte dans la mise en œuvre des tirs miniers. Malheureusement, aucune règle explicite n'est aujourd'hui disponible pour pouvoir tenir compte quantitativement de leurs effets dans les tirs minier. Aux mieux, des règles de l'art existent, basées sur des expériences (réduites en nombre), pour aider l'exploitant.

La connaissance actuelle sur la fragmentation à l'explosif des massifs fracturés est assez limitée. Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone. En revanche, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée.

Les gaz générés par l'explosion s'échappent par les discontinuités lorsque celles-ci sont ouvertes. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Généralement, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.

Lorsque les discontinuités sont remplies, le matériau de remplissage détermine la façon dont les discontinuités vont agir pendant le tir, ceci dépendant surtout de son épaisseur et de son impédance par rapport au massif. Comme nous l'avons vu plus haut, l'impédance du milieu a des effets importants sur le transfert dans le milieu des ondes de contraintes.

Les études de Barker et Fourny, 1978, et al, 1983) ont établi un autre processus de fragmentation dans un milieu fracturé. Ils ont démontré que les ondes de compression et cisaillement peuvent prolonger les petites discontinuités ou propager des discontinuités à partir des fissures préexistantes. En général, ces fractures sont quasi perpendiculaires aux fissures préexistantes. Winzer et al. (1979) observent aussi ce phénomène lors de tirs en milieu calcaire. Il apparaît que la propagation de ces fractures est due principalement aux ondes de contraintes, leur apparition étant observée avant que les effets de la pression quasi-statique due aux gaz aient lieu. Winzer (1983) avança que ce mode de propagation des fissures est le plus important dans le cas des massifs assez fracturés.

Selon l'orientation de la discontinuité, un cisaillement peut se produire dû à la pression quasi-statique des gaz. Ceci s'apparente au phénomène dit les "fentes de Riedel" observées pendant les essais de cisaillement sur les sols.

L'effet sur les résultats des tirs de la direction de ces derniers par rapport à l'orientation des discontinuités fait l'objet de plusieurs études au laboratoire et sur le terrain. Jusqu'ici, les résultats ne sont guère concluants et même parfois contradictoires. Cependant, nous avons pu tirer quelques règles qualitatives de ces essais.

Le tir "avec le pendage", c'est à dire la configuration où les bancs pendent vers la fosse, conduit à une meilleure sortie de pied et un tas d'un profil bas, mais à des effets arrière qui peuvent être importants. Le tir à contre pendage, de l'autre côté, peut conduire à des problèmes de pied et un tas de profil élevé. Les effets arrière tendent à être plus faibles aussi (Burkle, 1979). Mais ceci à condition de ne pas favoriser d'autres modes de mécanisme d'affaiblissement du mur, comme le basculement des bancs qui pendent vers le massif.

Fig 1.6 Effet de direction de tir par rapport à l'orientation de la famille principale des joints

Les essais sur les effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales dans le massif ont conduit à des résultats contradictoires. Burkle (1979) avançait qu'une orientation du front de tir parallèle à la direction des joints principaux provoquerait la propagation à plus grande distance de l'énergie de déformation dans la zone limitée par les discontinuités, ce qui favoriserait une meilleure fragmentation. Belland (1966) arriva en effet aux mêmes conclusions pendant ses essais de tir dans une mine de fer. Tham (1983) observa les mêmes phénomènes dans une mine de cuivre. En effet, en orientant le front de tir perpendiculairement à la direction des joints principaux, on peut avoir des configurations où l'espacement des joints est plus petit que celui des trous (Figure 1.6) ce qui donnera lieu à des zones isolées qui ne seront pas directement atteintes par les ondes de contraintes.

Cependant, des essais effectués dans une carrière de dolomie par Ash (1973) donnèrent les résultats contraires. En général, il obtint une meilleure fragmentation pour les tirs effectués sur les talus orientés perpendiculairement à la direction des joints principaux ; Landes (1983) observa les mêmes résultats pendant ses essais sur les séries de calcaires et de grès (Figure 1.7). Enfin, les essais au laboratoire de Singh et Sastry (1987) ont donné des fragments rocheux de taille plus petite dans le cas où la direction des joints simulés est perpendiculaire au talus.

Ces variations peuvent être expliquées par le rapport entre l'espacement des trous d'un côté, et l'espacement moyen des joints principaux d'un autre côté. Une configuration telle qu'elle est montrée dans la Figure 1.6 donnera des résultats médiocres. Cependant, si l'espacement des trous est plus petit que celui des joints principaux, on peut s'attendre à de meilleurs résultats.

Certes, ce domaine est le moins connu dans la fragmentation à l'explosif, et certainement le plus difficile à étudier. Les essais au laboratoire arriveront difficilement à simuler les conditions existantes dans la nature de sorte qu'il sera délicat d'utiliser leurs résultats sur le terrain. D'un autre côté, les essais sur le terrain sont tellement conditionnés par les caractéristiques locales du site qu'il n'est pas évident de généraliser leurs résultats.

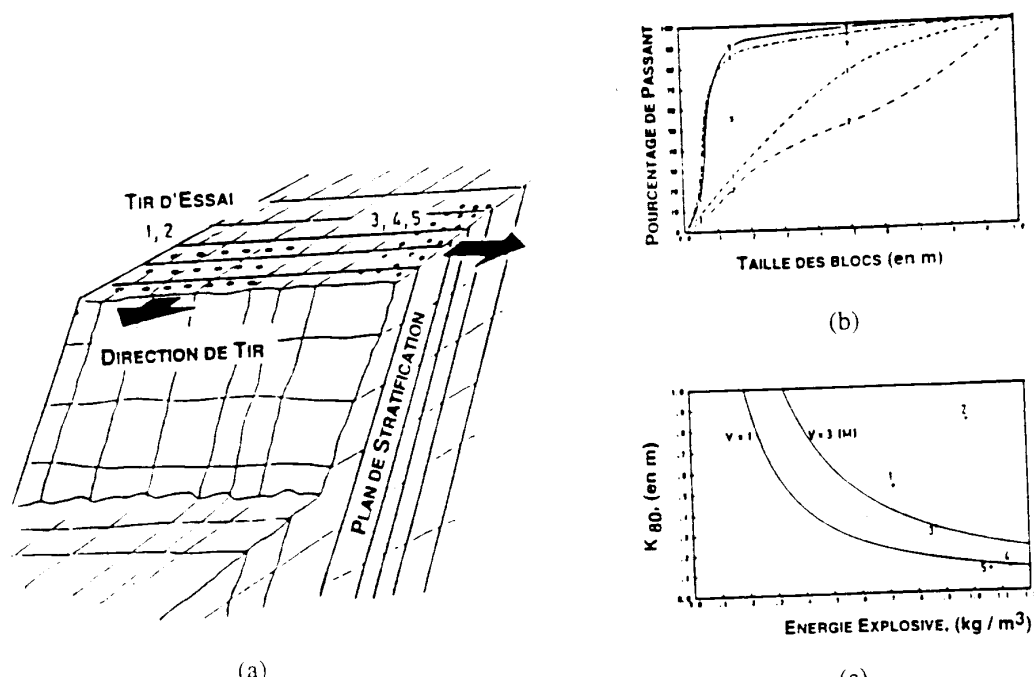


Figure 1.7 L'effet de l'orientation du tir par rapport à l'orientation de la famille principale des discontinuités dans le massif (a) schéma des essais de tir (b) distribution de taille des blocs pour les essais de tir (c) taille des blocs à 80% de passant en fonction de l'énergie spécifique ; Les courbes théoriques pour les banquettes de 1 m et 3 m sont également indiquées. (d'après Lande, 1983)

5.4 Les paramètres géométriques

Les paramètres géométriques déterminent la répartition de la charge dans l'espace. Ceci concerne les caractéristiques du trou de tir telles que son diamètre, sa longueur et son inclinaison ainsi que la disposition des trous dans le gradin.

Le diamètre de trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions de l'abattage. Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée dans le cas de l'amorçage latéral et donc plus stable. Ceci favorise un meilleur rendement de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.

La longueur et l'inclinaison du trou de tir déterminent la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs. D'un autre côté, les trous inclinés, spécifiquement dans la première rangée et lorsque le front est incliné, assurent une meilleure distribution de la charge, une sorte de pied plus rapide et plus facile (Hagan, 1983) et une nette diminution des effets arrières (Thiard et Sifre, 1988).

La disposition des trous dans l'espace règle la taille de banquette et le rapport de maille, deux paramètres ayant une forte influence sur les résultats du tir.

La banquette est la distance entre la première rangée de trous et la face libre (Figure 1.5). Elle détermine alors en grande partie le volume de rocher à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Cette énergie doit être suffisamment grande pour que les contraintes qu'elle engendre puissent fracturer le volume à abattre, que les gaz générés puissent propager les fractures ainsi créées et enfin déplacer les blocs fragmentés vers la fosse.

L'espacement entre les trous, d'un autre côté, s'exprime par rapport à la banquette. En général, un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Langefors (1979) avança qu'une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre 2B et 8B (B est la banquette) sans pour autant augmenter la charge ou l'énergie spécifique.

La disposition de maille doit être telle que la distribution latérale de l'énergie dans le massif soit optimale. Les expériences ont montré que cela peut être obtenu dans le cas d'une maille irrégulière plutôt que celui d'une maille carrée (Langefors, 1966 ;Hagan.1983).

5.5 Les paramètres liés à l'énergie explosive

Ces paramètres déterminent l'intensité et le type d'énergie utilisée et la distribution de l'énergie dans le temps.

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de fortes densités et des vitesses de détonation élevées. Ici, un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre dans les massifs fracturés, ou les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

Selon le type d'explosif utilisé, l'énergie libérée peut être principalement celle de l'onde de choc ou des gaz. Cette répartition peut être mesurée expérimentalement en piscine. Pour cela, on y fait exploser une charge connue d'explosif à analyser. La détonation génère alors une onde de choc et un volume de gaz qui sont enregistrés par des capteurs dans le fluide.

L'énergie de choc se calcule par la relation pression-temps comme suit :

$$E_c = \frac{4\pi}{d_u \cdot c_u} R^2 \int P(t)^2 dt \quad 1.9$$

ou

$P(t)$ est l'enregistrement du pression en fonction de temps

R est la distance charge-capteur

D_u est la masse volumique du milieu, dans ce cas l'eau

C_u est la vitesse du son dans l'eau.

L'énergie des gaz est liée à la durée de la première oscillation de la bulle des gaz dans le fluide.

$$T = K_1 E^{1/3} + c \left(K_1 E^{1/3} \right) \quad 1.10$$

ou l'énergie des gaz E est calculée par régression linéaire en fonction du temps T .

Dans tous les cas, un couplage parfait entre la charge et le trou assure un transfert sans perte de l'énergie de l'explosion au massif. Il s'ensuit, donc, un travail de fragmentation plus efficace. C'est notamment le cas quand on utilise des explosifs en vrac.

La séquence d'initiation de la charge influence également la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrières et les vibrations qui résultent du tir. On la réalise par l'utilisation de micro-retards qui garantit la création progressive des faces libres. Dans ce cas, chaque charge parvient à détacher son volume de rocher avant l'amorçage de la suivante. L'étalement de l'explosion dans le temps qui en résulte conduit en outre à des effets vibratoires moindres dans le sol.

La mise à feu de la charge conditionne le régime de détonation de l'explosif. Cela a évidemment un effet majeur sur son efficacité. Cette mise à feu peut se faire soit latéralement soit longitudinalement. La première est appelée amorçage latérale, réalisé au moyen d'un cordeau détonant. La deuxième est l'amorçage ponctuel, réalisé au moyen d'un booster mis à feu par un fil électrique ou non-électrique (méthode NONEL). Le booster peut se trouver en tête, en zone intermédiaire, ou en pied de la colonne d'explosif.

Parmi ces méthodes, il apparaît que l'amorçage au fond de trou produit les résultats les plus satisfaisants du fait qu'il met en jeu deux surfaces libres au lieu d'une.

6. Conclusions et commentaires

Ce chapitre nous a renseigné sur les phénomènes associés à l'explosion et les difficultés de contrôler les résultats des tirs à l'explosif qui en résultent. Il est déjà important de pouvoir identifier les paramètres qui peuvent influencer l'opération et indiquer (dans une certaine mesure) la manière dont ces paramètres, pris isolément, affectent la fragmentation. Cependant, l'interaction de ces différents paramètres est une autre question à laquelle l'exploitant doit faire face. Il est vrai que les règles de l'art existent, mais il est souvent nécessaire de tenir compte de ces paramètres d'une façon plus globale. Dans le chapitre qui suit, nous allons décrire quelques modèles qui essaient de traiter cette question et leurs applications.

Méthodologie de l'évaluation de la fragmentation

1. Introduction

La méthode que nous proposons est fondée sur l'analyse de la distribution de la fragmentation de chaque trou en corrélant les propriétés de la roche, la maille, et la qualité d'explosive avec le volume du bloc à tirer, puis sommer ces distributions pour obtenir une distribution finale. La méthode peut être divisée en cinq parties comme suit :

1. Proportionner le bloc à tirer en zones;
2. Prédiction de la distribution granulométrique pour chaque trou en utilisant le modèle KUZ-RAM;
3. Sommer les distributions des trous;
4. Estimation de la distribution de taille des blocs du tas abattu, qui s'appuie sur l'étude des photos prises aléatoirement selon le cas à la surface du tas ou dans la benne des camions;
5. Comparaison et analyse des distributions.

2. Méthodologie de l'évaluation de la fragmentation

2.1 Distribution Granulométrique à multicritères

Le premier pas est de proportionner le volume du bloc à tirer, en vérifiant l'exactitude du forage et la maille initial. On suppose qu'il n'y a aucune influence de la profondeur du trou et ceci est équivalent à la simplification de l'affectation des proportions des zones de chaque trou.

Puis, la prédiction de la distribution de la fragmentation pour chaque trou séparément qui sera calculée à la base du modèle de Kuz-Ram. En sommant les distributions, nous obtenons la distribution de la fragmentation total basée sur plusieurs critères Hjelmberg (1983):

1. L'ébranlement due à l'explosion fait que certaines roches se détachent entre le trou et la surface libre.
2. La zone détachée peu être apraxie par un triangle dont le sommet coïncide avec l'axe du trou.
3. Si les trous sont explosés suivant un certain ordre, les zones doivent être conquent suivant le même ordre.
4. Lorsque deux trous ou plus sont explosés simultanément la zone sera limitée par le point milieu à la ligne normal entre les surfaces adjacentes aux trous.
5. Une mesure maximal de la distribution est la distance à partir du trou à la surface libre.

2.2 Model de fragmentation

L'incertitude à l'utilisation de la méthode d'analyse trou par trou est comment affecter le volume fragmenté de chaque trou. Le bloc à tirer est divisé en trois zones correspondant à différent types de mécanismes de fracturation (Figure 3.1):

- a) Zone principale de fracturation ou zone prépondérante;
- b) Zone de fracturation secondaire;
- c) Zone de surfracturation.

2.2.1 Zone principale de fracturation

La fracturation dans cette zone est due à la réflexion des tensions de pression de l'onde choc dans les discontinuités (joints, cavité, défaut, faille) et la redistribution de la pression pour élargir les fractures en les séparant de la masse rocheuse.

L'expansion de la pression des gaz est le facteur dominant de la poussée de cette zone extérieurement. Il existe plusieurs discontinuités dans un gradin. Quand la pression de l'onde de choc générée par l'explosion rencontre ces discontinuités, elles réfléchissent et changent la contrainte de la pression de l'onde de choc en causant des fractures autour des discontinuités. La zone principale est définie entre les trous à tirer dans cette zone de contraintes.

Les limites de cette zone sont déduites par la mise en équation de l'ampleur de la contrainte de l'onde de choc par rapport à la contrainte de la roche. Le comportement de la contrainte de l'onde est estimé par la formule empirique d'Adushkin (1987).

$$\frac{U_{Rm}}{E/\rho c^2} = 6.62 \cdot 10^{-3} \left(\frac{R}{\sqrt{q_e}} \right)^{-1.2} \quad 3.1$$

ou :

U_{Rm} : vitesse de la particule, m/s

R : distance de l'axe de la charge au point observé, m

q_e : densité linéaire de l'explosif, Kg/m

E : concentration de la charge d'explosif, J/m³

ρ : densité de la matière (minerai), Kg/m³

c : vitesse longitudinale, m/s

Cette équation montre que la tension diminue avec l'augmentation de la distance de l'axe du trou. En faisant correspondre l'équation de la contrainte de l'onde de choc avec celle de la roche, on obtient le point de fracturation.

Dans un gradin, nous pouvons avoir une dizaine de trous explosant simultanément ou séquentiellement. L'interaction entre l'explosion des trous assiste la fracturation de la zone elle-même. Un chevauchement entre deux zones principales a lieu généralement. Dans ce cas, la division de la zone chevauchée par deux paraît une approche raisonnable.

2.2.2 Zone de fracturation secondaire

Cette zone est causée par la réflexion de la pression de l'onde de choc aux discontinuités et la pression de l'onde générée par l'interaction des trous adjacents et la création d'une contrainte de tension. Dans ces deux instants, une redistribution de la pression apparaît juste après la séparation de la masse rocheuse, les roches dans cette nouvelle zone subissent une nouvelle contrainte et se fragmentent à nouveau. La pression des gazs pousse aussi ces roches, mais ne sont pas encore aptes à se déplacer, ce qui est dû à la direction de déplacement des roches qui ne sont pas encore fracturées.

Cependant la vitesse des roches en mouvement est moindre que celle de la zone principale. Quelques fractures ne peuvent se propager et les dimensions de la fragmentation dans cette zone sont plus importantes que celles de la zone principale.

2.2.3 Zone de surfracturation

Une face du dernier trou de la rangée n'a pas d'effet de combinaison des pressions des ondes de chocs pour la fragmentation de la roche qui surviennent des charges des trous avoisinant. Les fractures sont causées uniquement par la réflexion des tensions aux discontinuités causant ainsi la redistribution des contraintes.

Cette zone est obtenue en connectant le point milieu des lignes limites de la zone principale avec le trou. Le triangle obtenu caractérise la zone de surfracturation.

2.3 Simulation et analyse de la fragmentation

L'analyse de la fragmentation s'effectue au moyen du logiciel EXCEL. Celui-ci permet de visualiser en même temps les paramètres des travaux de tir et de forage et la courbe granulométrique obtenue, facilitant ainsi la simulation.

Nous pouvons constater ainsi que par un simple changement de maille, la nouvelle forme de la distribution, ou par le changement de l'explosif.

2.4 Nouvelle approche

À la différence de l'utilisation du modèle de Kuz-Ram avec un volume constant du tas abattu par trou. Nous proposons un volume variable conformément aux zones de fragmentation. Ce volume constant obtenu dans le modèle de Kuz-Ram par le produit (espace entre trou x la banquette x la hauteur du gradin) devient alors le produit de la surface limite de la zone principale de fragmentation par la hauteur du gradin. Cette surface est obtenue en égalant la contrainte de la roche avec celle générée par l'explosif (Equation \dots). Ayant calculé la contrainte nous déduisons la valeur R de la distance du trou au point observé avec un angle permettant le dépassement de la contrainte de l'explosif par rapport à la roche.

3. Granulométrie du tas abattu

3.1. Description de la méthode développée

Plusieurs méthodes sont utilisées pour l'évaluation de la distribution de la taille des blocs des tas abattus, à savoir :

- 1) la granulométrie à la ficelle qui consiste à faire passer une ficelle (ou une ligne) sur le tas abattu à plusieurs niveaux. Pour chaque fragment rocheux intercepté par la ligne, nous repérons la longueur interceptée par la ligne de mesure et la plus grande longueur visible du fragment rocheux. La courbe granulométrique est alors la distribution de plus grandes longueurs visibles, pondérée par les longueurs interceptées.
- 2) L'évaluation visuelle de la fragmentation qui consiste soit à compter le nombre de blocs dans des intervalles de taille prédéfinis (Grant et Dutto, 1983), soit à comparer la distribution apparente d'un tas abattu à des photos des tas de distribution connues (Cunningham, 1987). La première engendre une perte de temps considérable tandis que la deuxième donnerait des résultats dépendant beaucoup de l'opérateur.
- 3) Le tamisage des fragments rocheux résultants d'un tir minier. C'est la méthode la plus exacte mais elle se limite à des applications expérimentales où le volume de matériaux concerné est relativement faible par rapport à un tir minier habituel. Pour des considérations économiques, son application dans le cas d'un tir minier dans une exploitation serait prohibitive.

4) Enfin, l'évaluation photographique des tas abattu, ou l'on évalue la distribution de taille de blocs à partir de photos. Cette méthode s'avère à la fois pratique du point de vue des exigences opérationnelles de la carrière, et d'une précision acceptable, (Franklin et al., 1987 ; Sheikh et Chung, 1987 ; Shu-Lin et Russan, 1987 ; Farmer et al., 1991).

Dans le cadre de cette thèse, c'est cette dernière méthode que nous avons choisie

3.2 Méthode photo-planimétrique

On évalue la distribution de la taille des blocs à partir de photos. Cette méthode s'avère à la fois pratique du point de vue des exigences opérationnelle de la carrière. Elle est d'une précision acceptable. Les photos sont prises aléatoirement à la surface ou selon une section du tas dans le cas d'un tir dans une carrière à ciel ouvert. Des jalons de longueurs connues disposés perpendiculairement servent à la fois d'échelle Figure pour chaque photo et de repère pour la correction de distorsion due à l'angle de prise de vue.

Figure 3.2 Schéma de l'estimation de la granulométrie des tas abattus

Les photos peuvent aussi être réalisées au niveau des bennes de camions pendant le déchargement des blocs. Dans ce cas, ce sont les dimensions de la benne qui serve d'échelle pour la mesure de chaque bloc et de repères pour la correction de distorsion. L'emploi d'images vidéo est aussi possible.

Les blocs reconnaissables sur chaque photos sont ensuite tracés à la main. Ce tracé manuel est justifié car il n'existe actuellement aucun algorithme pour pouvoir extraire complètement les contours de blocs sur une image comportant des blocs superposés, chacun possédant différentes couleurs (ou teintes de gris).

Cette méthode de travail exigée la possession du matériel suivant :

- appareil photographique (numérique de préférence);
- réseau graduée.

Juste après les travaux de tir et avant que le processus de chargement ne commence, nous faisons les mesures en placent notre réseau graduée sur le ta de roche abattus à différents endroits, nous prenons quelques photos ou documents photographique suivant la diversité de ce dernier, a titre d'illustration nous présentons des documents sur la granulométrie du tas du roches abattus.

Puis nous répétons la même opération quelques fois durant le processus de chargement du minerai à différentes stades d'avancement de ce dernier (*E. Baranov ,1972*). Une fois les documents en notre possession, nous pouvons les traiter comme suit :

A partir des mailles du réseau nous traçons des lignes horizontales et verticales le long de tout le tas de roches abattus.

Il existe deux méthodes d'analyse :

- d'abaque;
- linéaire.

La première méthode consiste à prendre la surface sommaire ($\sum S_i$) de tous les morceaux dont le diamètre moyen est compris entre les bornes supérieure et inférieure d'une ième classe de grosseur, sachant la surface (S) de tout le réseau, nous pouvons déterminer le pourcentage (%) partiel d'une ième classe par la formule suivante :

$$\delta_i = \frac{\sum_{i=1}^n S_i}{S} \cdot 100, \% \quad 3.2$$

La deuxième méthode consiste de tracer de lignes (horizontale et verticale) de notre réseau, nous prenons la somme des longueurs des morceaux ($\sum L_i$) dont le diamètre moyen correspond a une ième classe.

Sachant la longueur de chaque ligne nous déterminons le pourcentage partiel d'une ième classe :

$$\delta_i = \frac{\sum_{i=1}^n L_i}{L} \cdot 100, \% \quad 3.3$$

4 Analyse de la méthode

4.1. Problèmes de l'échantillonnage

Le premier est celui du nombre minimum théorique de photos à prendre. La méthode fait l'hypothèse de l'applicabilité au tas entier de l'estimation de la distribution de taille de blocs basée sur les photos d'une certaine proportion du tas. Une étude a été menée sur un tir ou nous avons photographié toute la surface et ensuite analysé différentes proportions de celle-ci. La Figure 3.15 montre les courbes granulométriques fondées sur 25%, 50%, 75% et 100% des photos prises couvrant la totalité de la surface du tas. L'étude montre une différence maximale de 23% sur la taille caractéristique de la granulométrie estimée en ne prenant en compte qu'un tiers de nombre total de photo.

Figure 3.3 Résultats d'étude de l'influence du nombre de photos pris en compte pour l'estimation de la granulométrie du tas abattu

Ces résultats sont en accord général avec des études antérieures traitant la même question. En effet, une erreur de 10% et 20% a été sur le K_{50} par Shu-Lin et Rustan (1987) si l'on prend respectivement 2/3 et 1/3 des photos.

4.2 Nombre de photos

Le nombre de photos peut être déterminé statistiquement en opérant ainsi (exemple du site Hadjar-Essoud):

La valeur intermédiaire moyenne de diamètre des blocs :

$$dmoy = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n di \quad , m \quad 3.4$$

d_i : diamètre des morceaux de chaque classe ($i^{\text{ème}}$ classe) ; m

n : nombre préalable d'essais effectués ($n = 30$)

$$dmoy = \frac{1}{30} \cdot \left[\begin{array}{l} 0,68 + 0,77 + 0,60 + 0,71 + 0,73 + 0,62 + 0,38 + 0,25 + 0,60 + \\ 0,50 + 0,79 + 0,80 + 0,65 + 0,83 + 0,50 + 0,74 + 0,70 + 0,85 + \\ 0,76 + 0,51 + 0,89 + 0,56 + 0,98 + 0,99 + 0,48 + 1 + 0,94 + 1 + \\ 0,59 + 0,77 \end{array} \right]$$

$$dmoy = \frac{1}{30} \cdot [21,26] = 0,70 \text{ m}$$

$dmoy_{\text{intermédiaire}} = 0,70 \text{ m}$
--

- L'erreur quadratique moyenne commise (variance) :

$$S = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (dmoy - di)^2} , m \quad 3.5$$

$$S = \sqrt{\frac{1}{30} \sum_{i=1}^{30} (0,70 - di)^2} = \sqrt{\frac{1}{30} [(0,70 - 0,68)^2 + \dots + (0,70 - 0,77)^2]}$$

$$S = \sqrt{\frac{1}{30} [1,0824]}$$

$$S = \sqrt{0,036} = 0,18$$

- Seuil de l'intervalle de confiance : (α)

Optons pour un seuil de 10% ($\alpha = 0,1$) qui est le plus fréquemment admis dans la pratique minière

1 - α : probabilité associée à l'intervalle de confiance, qui encadre la vraie valeur de paramètre.

Dans ce cas la variable de Student ($t_{\alpha n}$) sera à [$n - 1 = 30 - 1 = 29$] degré de liberté et suit une loi normale $N(0,1)$, d'après le tableau statistique : $t_{\alpha n} = 1,70$

- L'écart caractérisant l'intervalle de confiance :

$$\Delta d = \frac{t_{\alpha n} \cdot S}{\sqrt{n-1}} , m \quad 3.6 \quad n \leq 30 \text{ (échantillon à petite taille)}$$

$$\Delta d = \frac{1,70 \cdot 0,18}{\sqrt{29}} = \frac{1,70 \cdot 0,18}{5,38} = 0,05 \text{ m}$$

Ainsi notre diamètre des morceaux moyenne pourra être apprécié dans l'intervalle de confiance :

$$P = 0,1 ; t_{\alpha n} = 1,70 \Rightarrow \text{I.C } [0,70 - 0,05 < d < 0,70 + 0,05]$$

$$\text{IC} [0,65 \div 0,75]$$

- Le coefficient de variation moyenne des diamètres des morceaux :

$$K \text{ var} = \frac{S}{dmoy} \cdot 100, \% \quad 3.7$$

$$K \text{ var} = \frac{0,18}{0,7} \cdot 100 = 0,257 \cdot 100 = 25,7\% = 0,257$$

- L'erreur relative des diamètres des morceaux :

$$\xi = \frac{\Delta d}{dmoy} \cdot 100, \% \quad 3.8$$

$$\xi = \frac{0,05}{0,7} \cdot 100 = 0,07 \cdot 100 = 7\% = 0,07$$

- Le nombre de photos nécessaire :

$$N = \left(t_{\alpha n} \cdot \frac{k \text{ var}}{\xi} \right)^2 \quad 3.9$$

$$N = \left(1,70 \cdot \frac{0,257}{0,07} \right)^2 = 38 \text{ Photos}$$

On doit faire l'analyse pour 38 photos. Il faudrait ajouter 08 photos.

Calcul finale de la valeur moyenne de diamètre des blocs. La valeur finale moyenne de diamètre des blocs sera égale :

$$dmoy = \frac{1}{38} \cdot [[21,26] + [0,30 + 0,25 + 1,12 + 0,77 + 0,30 + 0,21 + 0,49 + 0,50]]$$

$$dmoy = \frac{1}{38} \cdot [24,94] = 0,66 \text{ m}$$

$dmoy_f = 0,66 \text{ m}$

- L'erreur quadratique moyenne commise (variance) :

$$S = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (dmoy - di)^2}, \text{ m}$$

$$S = \sqrt{\frac{1}{38} \sum_{i=1}^{38} (0,66 - di)^2} = \sqrt{\frac{1}{38} [(0,66 - 0,68)^2 + \dots + (0,66 - 0,50)^2]}$$

$$S = \sqrt{\frac{1}{38} [2,2122]}$$

$$S = \sqrt{0,04} = 0,20$$

- Seuil de l'intervalle de confiance: (α)

Optons pour un seuil de 10% ($\alpha = 0,1$) qui est le plus fréquemment admis dans la pratique minière

1 - α : probabilité associée à l'intervalle de confiance, qui encadre la vraie valeur de paramètre.

Dans ce cas la variable de Student ($t_{\alpha n}$) sera à [$n - 1 = 38 - 1 = 37$] degré de liberté et suit une loi normale $N(0,1)$, d'après le tableau statistique : $t_{\alpha n} = 1,68$

- L'écart caractérisant l'intervalle de confiance :

$$\Delta d = \frac{t_{\alpha n} \cdot S}{\sqrt{n-1}}, \text{ m } n \geq 30 \text{ (échantillon à grand taille)}$$

$$\Delta d = \frac{1,68 \cdot 0,20}{\sqrt{37}} = \frac{1,68 \cdot 0,20}{6,08} = 0,05 \text{ m}$$

Ainsi notre diamètre des morceaux moyens pourra être apprécié dans l'intervalle de confiance (IC):

$$P = 0,1 ; t_{\alpha n} = 1,68 \Rightarrow \text{I.C } [0,66 - 0,05 < d < 0,66 + 0,05]$$

$$\text{IC } [0,61 \div 0,71]$$

- Le coefficient de variation moyenne des diamètres des morceaux :

$$K \text{ var} = \frac{S}{d_{\text{moy}}} \cdot 100, \%$$

$$K \text{ var} = \frac{0,20}{0,66} \cdot 100 = 0,30 \cdot 100 = 30\%$$

- L'erreur relative des diamètres des morceaux :

$$\xi = \frac{\Delta d}{dmoy} \cdot 100, \%$$

$$\xi = \frac{0,05}{0,66} \cdot 100 = 0,083 \cdot 100 = 8,3\% = 0,083$$

- Le nombre de photos nécessaires:

$$N = \left(t_{\alpha n} \cdot \frac{k \text{ var}}{\xi} \right)^2, \text{ photos}$$

$$N = \left(1,68 \cdot \frac{0,30}{0,083} \right)^2 = 37 \text{ photos}$$

Tous les principaux paramètres de l'analyse statistique (*M. Albert, 1968*) sont présentés dans le tableau 3.1

Tableau 3.1 : *Analyse statistique des résultats du diamètre moyen des morceaux*

N°	Caractéristique statistiques	Valeur	
		Intermédiaire	Finale
1	Nombre d'expérience préliminaire (n)	30	38
2	Diamètre des morceaux moyenne (dmoy)	0,7 m	0,66 m
3	Erreur quadratique moyenne (S)	0,18 m	0,20 m
4	L'écart caractérisant l'intervalle de confiance (Δd)	0,05 m	0,05 m
5	Seuil de confiance (α)	0,1	0,1
6	Intervalle de confiance (I.C)	[0,65 ÷ 0,75] m	[0,61 ÷ 0,71] m
7	Coefficient de variation (Kvar)	25,7 %	30 %
8	Erreur relative (ξ)	7 %	8,3 %
9	Nombre d'expériences nécessaires (N)	38	37

Le deuxième problème correspond aux différences granulométriques pouvant exister entre la surface et l'intérieur du tas. On dit que généralement la surface du tas présente une distribution de taille de blocs plu grossière que celle de l'ensemble du tas. Il en découle en théorie la nécessité de prendre des photos non seulement de la surface mais aussi de l'intérieur du tas. Toutefois, pendant le chargement, les gros blocs qui se trouvent sur la surface en tendance à glisser et tomber sur la surface nouvellement créée, ce qui fait que les sections ne pourraient pas non plus représenter la distribution de taille de blocs de l'ensemble du tas. (Just, 1979). Par ailleurs, entre les photos prises à la surface ou à l'intérieur du tas il n'y a qu'une différence de 10% pour le paramètre K_{50} (Shu-Lin et Rustan, 1987). La même étude a montré que la distribution de taille ne varie pas selon que le résultat soit basé sur les photos de la surface originale du tas ou de la surface créée après l'enlèvement de la moitié du tas (moins de 10% de différence).

4.3 L'effet de traçage manuel de blocs

Le recours au traçage manuel des blocs pose le problème de l'effet de l'opérateur. A condition d'avoir des photos de bonne qualité et un opérateur trace les blocs avec soin, les résultats ne seront pas significativement différents.

4.4 La correction de bord de masque

Lors de la prise des photos du tas, comme expliqué plus haut, nous disposons deux jalons de longueurs connues dans les champs photographiés afin de pouvoir corriger la distorsion due à l'angle de la prise de vue et de servir comme échelle pour la mesure des blocs. De ce fait, les blocs qui se trouvent aux bords sont tronqués. Cela introduit un biais dans la distribution de taille. En effet, pour pouvoir mesurer un bloc, il doit être totalement inclus dans le champ, c'est à dire en fait dans l'aire délimitée par les jalons. La probabilité pour qu'un bloc soit totalement inclus dans cette aire est d'autant plus faible que le bloc est plus grand. Il faut alors prendre en compte cette probabilité dans la correction.

Miles (1974) et Lantuejol (1978a et b, 1980) ont proposé une méthode de correction basée sur cette probabilité permettant d'effectuer des mesures sans biais. Cette méthode a été adoptée par l'AFNOR pour toute analyse granulométrique par analyse d'images (AFNOR X11-696, décembre 1989).

La probabilité se calcule en érodant le champ de mesure par le rectangle de côtés parallèles aux bords de ce champ et circonscrit à la particule (Figure 3.16). Elle est égale alors au rapport de l'aire du champ érodé à celle du champ de mesure. Par ailleurs, Lantuejol (1978b) a montré que dans un champ de côté Z_1 et Z_2 , l'érodé du champ est égale à $(Z_1 - r_1)(Z_2 - r_2)$, r_1 et r_2 étant les diamètres de Féret mesurés sur la particules (Figure 3.16). Ainsi, la mesure corrigée faite sur une particule se calcule par :

$$\frac{\sum [M(x_1)/(Z_1 - r_1)(Z_2 - r_2)]}{\sum 1/(Z_1 - r_1)(Z_2 - r_2)} \quad 3.10$$

Ou

$M(x_1)$: la mesure expérimentale sur la particule x_1 .

Figure 3. 4 Application de la méthode corrective de Miles et Lantuejol

5 Analyse de la fragmentation

5.1 Description de la distribution de taille des blocs

Pour pouvoir comparer les distributions de taille des blocs des massifs rocheux et des tas résultants des tirs, un nombre réduit de paramètres est utilisé. Cela peut se faire en ajustant une loi théorique aux données expérimentales ou en prenant quelques points-indices de la courbe de granularité. Il n'existe pas de méthode acceptée universellement.

La taille moyenne de la distribution, égale à 50% passant de la distribution, a toujours été utilisée couramment. Langefors (1966), quant à lui, a employé le volume des blocs les plus grossiers (le premier, les trois premiers et les neufs premiers) pour évaluer la fragmentation. D'un autre côté, Smith (1976) a utilisé trois points de l'équation de la distribution expérimentale de taille des blocs, à savoir la taille moyenne, et les tailles correspondantes à 25 et 75% de passants. Plusieurs auteurs (Just, 1979 ; Cunningham, 1983 ; da Gama, 1983 ; Ghosh, 1990 ; Bouden-Romdhane, 1988) ont préféré ajuster des lois théoriques aux données expérimentales. La comparaison se fait alors par le biais des paramètres de la loi ajustée. Les lois de distribution couramment utilisées sont : la loi log-normale, la loi bi-logarithmique ou Gaudin-Schumann et la loi Rosin-Ramler.

5.1.1 La distribution de Gaudin-Schumann

La distribution de Gaudin-Schumann s'écrit:

$$y = 100.(1 - x/x_{\max})^n \quad 3.11$$

où; y: pourcentage de passants à la taille x;
 x_{\max} : taille maximale des fragments;
 n: constante. Elle décrit l'uniformité de la distribution de la taille:

n=1 pour une distribution uniforme,
 n<1 quand le pourcentage des fines augmente et celui des grossières diminue,
 n>1 quand le pourcentage des tailles grossières augmente et celui des fines diminue.

5.1.2 L'équation de Kouznetsov

La formule de base établie par V.M. Kouznetsov à partir de la mesure de la taille des fragments sur un nombre important (et dans des conditions variées) de tir à l'explosif (TNT) est donnée par:

$$x = A.\left(\frac{V_0}{Q}\right)^{4/5}.Q^{1/6} \quad 3.12$$

où; x: est la taille du fragment moyen. En pratique, il s'agira de la maille de trémie qui laisserait passer la moitié (en terme de masse) du tas abattu,
 A: coefficient de la roche (7 pour les roches moyennes, 10 pour les roches dures et très fracturées, 13 pour les roches dures mais peu fracturées),

- V_0 : est le volume spécifique en m^3 de roche abattu par trou de mine,
 Q : est la masse en Kg d'équivalent de TNT de l'énergie fournie par la charge en explosif d'un trou.

5.1.3 Modèle de Da Gama

Da gama (1983) a proposé une méthode de prédiction de la taille des blocs résultant d'un tir. Il a déduit une relation générale de type:

$$P_s = a.W^b . \left(\frac{S}{B}\right)^c \quad 3.13$$

- avec; P_s : pourcentage de passants de taille S ;
 W : énergie totale de la charge par unité de poids de roche abattue;
 B : banquette à abattre;
 a, b, c : paramètres empiriques dépendant du type d'explosif utilisé, des propriétés mécaniques de la roche et de la maille de foration.

5.1.4 Loi de Rosin-Rammler

Le modèle mathématique que propose l'équation de Rosin-Rammler s'avère très répandu. Il propose une description de la proportion des blocs de taille supérieure à une certaine valeur:

$$F(x) = 1 - \exp[-(x/x_{\max})^\alpha] \quad 3.14$$

- où, $F(x)$: pourcentage de passants à la taille x ,
 x_c : taille caractéristique de la distribution, correspondant à 63,2% de passants;
 α : indice de forme de la courbe. Il indique l'uniformité de la distribution de tailles. Il varie entre 0,8 et 2,2. Une valeur élevée indique une taille relativement uniforme des blocs tandis qu'une faible valeur indique à la fois une forte proportion de "fines" et de "blocs".

Dans cette thèse, nous avons retenu cette relation pour décrire la distribution détaillée de blocs. En effet, plusieurs auteurs ont affirmé son applicabilité pour décrire la distribution de taille des tas abattus ou du massif in-situ (Cunningham, 1983 ; Lowds, 1983 ; Bouden Romdhane, 1987 ; Sheikh et Chung, 1987 ; ; Farmer et al, 1991). En outre, l'étude globale des tirs analysés dans ce mémoire montre que les données s'ajustent le mieux à cette courbe théorique comparée aux distributions de Gaudin-Schumann ou Log-Normale comme indiquée par les coefficients de corrélations dans le Tableau 3.3 ou le meilleur coefficient de détermination obtenu pour chaque cas est mis en surbrillance.

¹ Le terme "fractale" a été proposé par Mandelbrot (1982) pour décrire les objets irréguliers qui présentent toutefois une rugosité approximativement similaire dans toutes ou plusieurs échelles de mesure. Dans un espace euclidien, les objets ont toujours une dimension entière. Par contre les objets fractals peuvent avoir des dimensions non-entières. Si, dans l'espace, nous pouvons sous-diviser un objet en $N(R) = b$ sous-intervalles de dimension $R = 1/b$, alors la dimension fractale de l'objet est définie comme

$$D = \text{Log}(N(R)) / \text{Log}(1/R)$$

L'intérêt de cette approche est qu'elle permet d'enlever l'effet d'échelle dans les mesures, la dimension fractale étant, par définition, invariant par rapport à l'échelle.

Nous avons effectué l'ajustement de la loi de Rosin-Rammler aux données expérimentales provenant soit d'étude des photos ou de simulation. Les résultats d'ajustement de la granulométrie des tas abattus aux lois théoriques sont présentés dans le tableau suivant.

Tableau 3.2 Résultats d'ajustement de la granulométrie des tas abattus aux lois théoriques considérées. Le meilleur coefficient de corrélation obtenu pour chaque cas est mis en surbrillance ce qui confirme l'applicabilité de la loi de Rosin-Rammler

Carrière	Tir	Rosin-Rammler			Schumann			Log-Normale		
		Xc	N	ρ	K	α	ρ	μ	σ	ρ
Ouenza	E1,E2	0.708	2.161	0.990	0.955	1.747	0.973	0.642	0.601	0.969
	E3	0.377	2.868	0.989	0.572	2.569	0.975	0.642	0.601	0.969
	E4	0.477	2.835	0.988	0.942	2.356	0.961	0.285	0.216	0.932
	E5	0.542	2.261	0.992	0.673	1.942	0.981	0.339	0.276	0.915
	E6	0.546	2.340	0.992	0.752	1.918	0.980	0.266	0.205	0.937
	E7	0.438	2.259	0.990	0.660	1.915	0.986	0.459	0.467	0.891
	E8	0.737	2.562	0.992	1.164	2.359	0.985	0.562	0.439	0.916
	E9	0.488	2.354	0.990	0.724	1.960	0.977	0.379	0.339	0.921
	E10	0.298	2.478	0.991	0.533	1.954	0.974	0.234	0.199	0.927
	E11	0.487	2.650	0.994	0.824	2.056	0.983	0.403	0.346	0.918
	E12	0.898	2.535	0.984	1.115	2.375	0.991	1.266	1.325	0.826
	E13	0.361	2.285	0.991	0.625	2.015	0.978	0.320	0.286	0.919
	E14	0.438	2.571	0.992	0.538	2.305	0.983	0.402	0.333	0.922
	Hadjar-Soud	C1	0.506	3.365	0.969	0.761	3.193	0.960	0.607	0.466
C2		0.533	3.327	0.957	0.855	3.064	0.947	0.561	0.413	0.885
C3		0.538	3.137	0.972	0.807	2.970	0.963	0.669	0.528	0.973
C4		1.407	1.949	0.973	2.051	1.744	0.985	2.952	1.918	0.914
C5		1.327	2.346	0.995	2.289	2.108	0.992	1.444	1.188	0.894
C6		0.767	2.196	0.990	0.871	2.074	0.991	1.255	1.221	0.932
C7		1.089	2.200	0.994	1.814	1.951	0.997	1.167	0.974	0.884
C8		0.861	2.126	0.989	1.308	1.914	0.993	1.011	0.884	0.871
C9		0.563	2.281	0.995	1.107	2.017	0.988	0.528	0.416	0.885
C10		0.608	2.167	0.992	1.336	1.912	0.981	0.654	0.546	0.889
C11		0.836	2.285	0.993	1.780	2.033	0.984	0.910	0.749	0.878
C12		0.520	2.345	0.993	0.847	2.111	0.991	0.571	0.472	0.898
	I1	0.806	3.085	0.972	1.229	2.923	0.963	1.015	0.864	0.977
	I2	1.004	3.015	0.974	1.508	2.886	0.966	1.419	1.305	0.981
	I3	0.668	2.028	0.990	1.224	1.764	0.984	0.700	0.693	0.895
	I4	0.591	2.144	0.989	1.292	1.853	0.971	0.580	0.528	0.923
	I5	0.485	1.924	0.992	1.029	1.630	0.984	0.476	0.462	0.905
	I6	0.707	2.156	0.992	1.254	1.877	0.984	0.711	0.657	0.910
	I7	0.525	2.051	0.990	1.040	1.762	0.977	0.521	0.493	0.915
	I8	0.756	2.577	0.958	1.427	2.302	0.933	0.753	0.635	0.932

6. Paramètres de tirs

Pour pouvoir interpréter la fragmentation résultant d'un tir, il faut connaître les paramètres liés au tir. Ils concernent les paramètres géométriques associés à la foration, le chargement et l'amorçage de l'explosif, ainsi que les vibrations engendrées pendant le tir. A titre récapitulatif, le Tableau 3.3 présente un sommaire synthétique de ces paramètres. L'ensemble de ces paramètres sera analysé pour identifier les plus influents selon les cas étudiés. Nous pouvons alors les modifier pour obtenir un plan de tir optimal.

Tableau 3.3. Paramètres de tir relevés

<ul style="list-style-type: none"> • Géométrie <ul style="list-style-type: none"> Diamètre Inclinaison Surforation Maille de foration Longueur Nombre de trous Nombre de rangées
<ul style="list-style-type: none"> • Chargement <ul style="list-style-type: none"> Répartition (pied, colonne, bourrages) Types d'explosifs (énergie choc/gaz)
<ul style="list-style-type: none"> • Amorçage <ul style="list-style-type: none"> Type (latéral, fond de trou, sommet) Plan d'amorçage (retards, séquences)
<ul style="list-style-type: none"> • Vibrations <ul style="list-style-type: none"> Amplitude Spectre fréquentiel

7. Conclusions et commentaires

Ce chapitre a énoncé en détail la méthodologie mise au point permettant l'évaluation quantitative de la fragmentation à l'explosif de massifs rocheux. Il diffère d'autres modèles proposés jusqu'ici dans le sens où l'état initial du massif, spécifiquement la blocométrie in-situ liée à la fracturation préexistante, est prise en compte comme le paramètre principale qui détermine les résultats ultérieurs des tirs. La fragmentation obtenue dans les tas abattus n'est alors que la conséquence de l'action fragmentaire supplémentaire apportée par le tir en fonction des paramètres employés.

La caractérisation des massifs rocheux et des tas abattus est fondée sur les données recueillies sur le terrain. Dans le premier cas, les discontinuités parcourant le massif sont directement mesurées selon une technique précise. Dans le deuxième, elle s'appuie sur les photos prises du tas, elles aussi, selon une règle explicite. Ces données font l'objet par la suite de traitement statistiques permettant de corriger les biais de mesure ; Le traitement statistique permet également d'obtenir des résultats d'application plus générale, surtout dans le cas de la modélisation du massif.

Il est bien sûr difficile d'estimer expérimentalement la précision des résultats obtenus. Aucune estimation directe de la blocométrie in-situ de massifs n'est possible. Par ailleurs, le tamisage

du tas abattu pour évaluer sa granulométrie serait difficilement envisageable pour l'exploitation.

Néanmoins, comme nous le verrons au prochain chapitre, les résultats qu'elle fournit, couplés à des observations directes et à des analyses, nous convaincront de la fiabilité de la méthodologie et son applicabilité générale.

Modélisation des Tirs

1. Introduction

Plusieurs méthodes d'estimation de la fragmentation ont été (et sont encore) développées. Un effort croissant a été réalisé en ce qui concerne la prédiction de la taille des blocs obtenus à partir de tirs à l'explosif.

Des approches très sophistiquées aux plus rustiques, toutes se heurtent à des obstacles majeurs qui traduisent la difficulté d'une représentation réaliste des conditions de tir:

- * L'impossibilité matérielle de cartographier les conditions géologiques de chaque tir,
- * L'existence de paramètres incontrôlables ou difficilement appréciables tels que la déviation des trous de forage,
- * Dans la majorité des cas, on n'accède qu'à une information "de surface", qui n'est qu'un reflet de la granulométrie en volume du tas.

La raison d'être de ces modèles est à la fois technique et économique. En effet, ils permettent, avant un tir, d'en simuler les résultats. Cela permet ainsi de trouver les paramètres du tir qui donnerait les résultats recherchés.

Ces modèles peuvent être classés selon plusieurs types :

1. Modèles algébrique – Ces modèles reposent sur des lois physico-chimiques fondamentales pour décrire ce qui se passe pendant un tir. Les résultats du tir sont ainsi calculés par un ensemble d'équations.
2. Modèles de comportement composite – Ces modèles, qui ont vu un norme essor ces dernières années en parallèle avec l'évolution rapide des ordinateurs, modélisent la génération de fissures dans le massif rocheux sous les contraintes dynamiques. La méthodologie commune de ces modèles est l'emploi de la méthode des éléments finis ou de la méthode des différences finies pour analyser l'état de contrainte lors de la formation des fissures et l'influence de ces fissures sur l'état de contrainte. Ils diffèrent dans la manière dont l'état de contrainte est modélisé et dans le calcul de la formation de fissures.
3. Modèles empiriques – Ces modèles sont souvent fondés sur le résultat d'études menées au laboratoire ou sur le terrain. Il s'agit d'établir les relations entre les résultats et les paramètres du tir à partir de ces observations sans pour autant cerner les mécanismes fondamentaux concernés.
4. Modèles mécaniques – Ces modèles analysent les phénomènes associés à un tir à plusieurs composantes. Chaque composante peut être étudiée séparément et est décrite par un mécanisme. Les résultats du tir sont ensuite estimés par le biais d'un schéma global qui relie ces diverses composantes.

2. Modèles algébriques

Dolgov (1983) a proposé une relation exprimant l'énergie total générée par un explosif. Celle-ci peut être divisée en énergie produisant les déformations élastiques et plastiques E_v et l'énergie pour créer de nouvelles surfaces E_s :

$$E = E_v + E_s \quad 2.1$$

Toutefois, E_s est négligée dans le calcul. E_v dépend d'une propriété intrinsèque de résistance de la roche. La formule tient compte de la fracturation initiale présente dans le massif en calculant l'énergie théorique nécessaire pour fragmenter un massif sain et homogène de façon à arriver à l'état de fracturation initial.

Persson (1983) a essayé de calculer l'énergie nécessaire pour fragmenter une roche en utilisant les principes fondamentaux des mécanismes de la fracturation. Les calculs ont donné des quantités nécessaires d'explosif environ 1000 fois inférieures à celles utilisées dans la pratique. Ces résultats sont plutôt surprenants et posent des questions fondamentales sur le mécanisme couramment accepté dans la fragmentation du massif ; L'auteur pense que les contraintes compressives pourraient jouer un rôle plus important dans la fragmentation de roches que celui généralement admis. Cela peut aussi suggérer la faible efficacité générale des tirs.

Rossmann et Knasmillner (1983) ont développé des équations de l'interaction des ondes de contrainte dans les limites des couches. Ils ont fait des essais d'étude dynamique par photoélasticité sur des matériaux en couches ; Des trous circulaires ou carrés y ont été faits pour simuler des tunnels. Ils ont montré que la séparation des couches se produit du fait des réflexions obliques des ondes ; Ces essais ont démontré l'importance des joints et des plans de stratification dans l'interaction onde-structure et dans le processus de fragmentation.

Isakov et Sher (1983) ont appliqué une simplification en 2D pour étudier la contrainte produite sur un milieu infini par une pression ponctuelle générée dans un cercle. Ceci simule un long cylindre d'explosif. Ils ont ensuite développé des équations pour calculer la propagation des deux fissures diamétralement disposées autour du cercle. Les essais ont été faits sur des plaques de Plexiglas. Un résultat intéressant est qu'à partir d'une certaine limite, l'augmentation de la charge d'explosif n'améliore pas d'une manière significative la fragmentation.

Grady et Kipp (1979,1980) ont calculé le taux de croissance d'un ensemble statistique de fractures en fonction de l'état de contrainte et la relaxation de contrainte qui résulte de la propagation des fractures. Les équations simultanées ont été employées pour estimer l'état de contrainte et l'endommagement, D . Ce dernier est défini comme la proportion de volume de matériau fracturé et modifie les constantes d'élasticité par un facteur $(1-D)$. Cette théorie est utilisée dans beaucoup de modèles de comportement composite.

3. Modèles de comportement composite

3.1. Le modèle « Bedded Crack » et de code «SHALE»

Margolin et Adams ont développé un modèle composite de comportement qui s'appelle «Bedded Crack Model» (BCM) pour la simulation numérique de la propagation des ondes de contrainte, de la fracturation et de la fragmentation dans les roches ; le modèle est fondé

sur la théorie de Griffith sur la propagation de fissures. Une taille critique des fissures est calculée en fonction de leur orientation et du champ de contrainte existant. Les fissures dépassent cette taille s'agrandissent pour un pas d'itération. Ces fissures modifient ensuite le comportement global de la roche qui lui est décrit par le module effectif. L'évolution de la distribution statistique des fissures dans le massif est estimée pour chaque pas itératif du calcul.

Ce modèle composite de comportement a été utilisé dans le programme SHALE pour simuler le tir en cratère dans des roches argileuses pétrolifères (Adams, et al, 1983). Toutefois, les résultats sont assez loin de ceux obtenus expérimentalement, comme montré dans la figure 2.1.

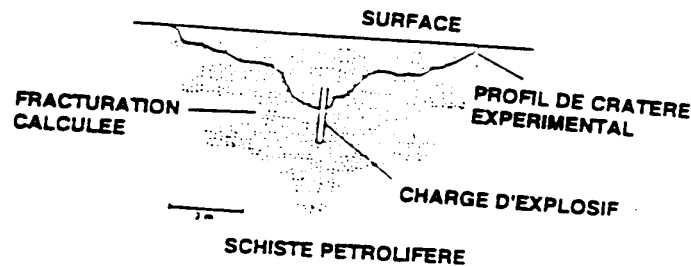


Fig 2.1 Comparaison du profil expérimental et calculé du massif fracturé par le logiciel SHALE (d'après Adams et al, 1983)

3.2. Modèle NAG-FRAG

Un autre modèle, appelé NAG-FRAG et développé par McHugh (1983), fait croître les fissures autour de centres jusqu'à ce que celles-ci interceptent d'autres fissures ou bien les contraintes extérieures appliquées disparaissent. L'accroissement des fissures est modulé par un seuil de contrainte, une fonction-seuil d'accroissement et un paramètre de sensibilité à la fracturation propre à la roche. L'auteur a fait validations du modèle et a trouvé des résultats qui s'accordent avec les données expérimentales. Toutefois, une roche homogène, en l'occurrence du tuff volcanique, a été utilisée pendant l'expérimentation.

4. Modèles empiriques

4.1. Modèle KUZ-RAM

Le modèle empirique KUZ-RAM est actuellement très utilisé dans le domaine de l'évaluation des résultats des tirs miniers. Le modèle repose sur la loi de Kuznetsov pour calculer la taille équivalente à 50% de passant de fragments rocheux. Cette loi s'écrit

$$x = A \left(\frac{V_o}{Q} \right)^{0.8} Q^{1/6} \quad 2.2$$

Ou

A est le coefficient de la roche (7 pour les roches moyennement dures, 10 pour les roches dures très fracturées, et 13 pour les roches dures peu fracturées)

V est le volume spécifique en m³ de rocher abattu par trou, égal à la banquette x espacement x hauteur de gradin

Q est la masse en Kg d'équivalent de TNT de l'énergie fournie par la charge en explosif d'un trou.

Si Q_e est la masse en Kg d'explosif par trou et E la puissance relative de l'explosif. l'ANFO étant égal à 100 et le TNT à 115, on a Q_e x E = Q x 115 et Q = Q_e E / 115. L'équation 2.2 donne

$$x = A \left(\frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{E}{115} \right)^{1/6} \left(\frac{E}{115} \right)^{-0.8} \quad 2.3$$

ou

$$x = A \left(\frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} \quad 2.4$$

Vo/Q_e est l'inverse de l'énergie spécifique, E_s en Kg/m³. L'équation peut s'écrire donc :

$$x = A (E_s)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} \quad 2.5$$

D'un autre côté de Rosin-Ramler décrit la distribution granulométrique de taille de blocs. Elle s'écrit

$$y = 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad 2.6$$

Avec

y = le pourcentage de passants à la taille x

x_c = taille caractéristique égale à la taille à 63.2% de passants

n = indice de forme.

Pour x = x_c (taille moyenne des blocs), on a y = 0,50, et donc

$$x_c = \frac{x}{(0.693)^{1/n}} \quad 2.7$$

Il faut alors calculer n pour pouvoir décrire complètement la distribution. Cunningham, en utilisant le logiciel de simulation de Lowds pour estimer la distribution de taille de blocs dans le tas abattu (voir plus bas), a obtenu expérimentalement des valeurs de n pour différents paramètres géométriques du tir. Il a ensuite fait une régression sur les points pour obtenir un modèle permettant de calculer n. Ce modèle, dans sa forme la plus récente (1987), est :

$$n = \left(2,2 - 14 \frac{d}{B}\right) \left(\left(1 + \frac{S}{B}\right)/2\right)^{1/2} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{abs(BCL - CCL)}{L + 0,1}\right)^{0,1} \frac{L}{H} \quad 2.8$$

Ou

B=banquette, en m

D= diamètre du trou, en mm

S=espacement, en m

W= déviation du trou, e m

BCL=longueur de la charge du fond, en m

CCL=longueur de la charge de colonne, en m

L=longueur total de la charge, en m

H=hauteur de gradin, en m

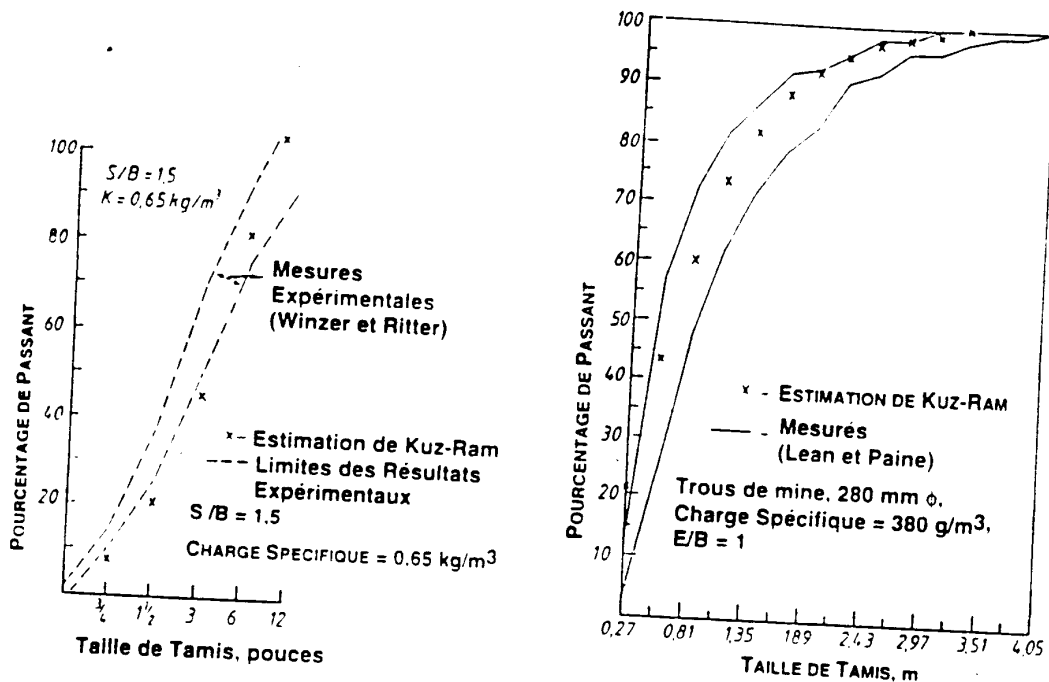


Figure.2.2 Comparaison de la fragmentation mesurée et calculée par la relation de Kuz-Ram dans le cas da calcaire fracturé (a) et du grès (b) (d'après Cunningham, 1983)

Il a ensuite validé le modèle sur les résultats des tirs expérimentaux en évaluants la distribution de taille des fragments par l'étude de photos des tas abattus. Comme montré dans la Figure 2.2, les résultats s'accordent assez bien aux données expérimentales.

4.2 Modèle de LANGEFORS

LANGEFORS a bâti sa méthode après de nombreuses observations sur le terrain.

Nous rappelons ci-dessous ses hypothèses :

- Les trous sont surforés sur une longueur de $0,3V$, V étant la banquette au sens abattage, c'est - à - dire l'épaisseur de la tranche abattue ente la première ligne de trous et le front, ou entre deux lignes de trous ;

- La charge de pied s'étend sur une longueur de $1,3V$;
- La hauteur de bourrage est égale à la banquette V ;
- La charge de colonne occupe la place restante dans le trou.

Les notions sont celles du schéma ci-dessous :

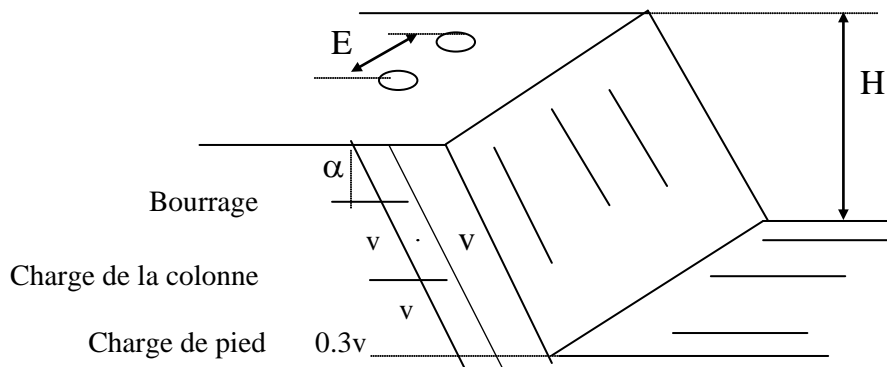


Figure 2.3 : Données géométriques intervenant dans la méthode de LANGEFORS.

- H : hauteur du gradin , m
- E : espacement entre les trous , m
- V : banquette (tranche a abattre) , m
- α : inclinaison du trou , °

LANGEFORDS raisonne alors ainsi :

- La charge linéaire de pied : $L_p = \rho \cdot \pi \cdot \varphi^2 / 4$,

ou encore :

$$L_p = \rho \cdot (\varphi / 36)^2 , \text{ lorsque } \varphi \text{ est exprimée en mm, } \rho \text{ en tonnes/m}^3 \text{ et } L_p \text{ en kg/m.}$$

- La charge linéaire minimale pour briser la roche, lorsque la banquette est V, est donnée par la relation empirique :

$$L_p = 0.88 \cdot (f / S_p) \cdot (E / V) \cdot [(0.07 / V) + R + 0.004 \cdot V] \cdot V^2 . \quad 2.9$$

- f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou
- S_p : coefficient de puissance pratique de la charge de pied « strength »
- E : espacement des trous , m
- V : banquette , m
- R : résistance au tirage (rock constant)

La quantité entre crochets est voisine de $C = R + 0.04$ pour les valeurs de V usuelles (quelques mètres).

LANGEFORS égale ensuite les relations précédentes pour obtenir la banquette maximale possible :

$$V_{\max} = (\varphi / 33.8) \cdot \sqrt{[\rho \cdot S_p / (f \cdot C \cdot E / V)]} , \quad 2.10$$

Il ne reste qu'à déterminer la charge linéaire de colonne, ou charge médiane, que LANGEFORS fixe à 1/ 2.7 fois celle de pied :

$$L_c = (L_p / 2.7) \cdot (1 / f \cdot (S_p / S_c)) , \quad 2.11$$

(le facteur de contrainte n'intervient pas pour la charge de colonne).

Les quantités d'explosif en pied et en colonne sont obtenues en faisant le produit des charges linéaires L_p et L_c par les longueurs chargées, celles-ci étant de figure 2. 3:

- 1.3V pour la charge de pied ;
- $H/\cos(\alpha)$ -2V pour la charge de colonne.

Ces formules peuvent être assorties de quelques commentaires suivant les points suivants:

4.2.1 Suivant les caractéristiques de la roche

LANGEFORS résume toutes ces caractéristiques à l'application d'un seul paramètre R la résistance au tirage, sur la valeur de 0.2 à 1, et que sa valeur la plus courante est de 0,4 il est donc dommage que LANGEFORS n'ait pas été plus explicite sur les valeurs que pouvait prendre le paramètre R .

Nous avons recalculé a posteriori la valeur de R pour quelques roches, d'après des statistiques de consommation.

R représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, plus R est grand, est plus il faudra resserrer la maille, la surface de la maille varie en fonction $\sqrt{1/R}$.

4.2.2 Géométrie du tir

Le rapport E/V appelé rapport de maille apparaît dans les formules, ce rapport s'est avéré important au niveau des résultats du tir en particulier on améliore la fragmentation en augmentant sa valeur. Pour LANGEFORS, les résultats sont optimaux lorsque E/V se situe entre 1,2 et 1,5 ces valeurs sont d'ailleurs celles généralement pratiquées.

Le facteur f (facteur de contrainte) traduit la difficulté qu'a le pied de se dégager, en fonction de l'inclinaison des trous. Ainsi $f=1$ pour $\alpha=0^\circ$, 0,9 pour $\alpha=20^\circ$ et 0,85 pour $\alpha=30^\circ$.

4.2.3 Ajustement des paramètres du tir

La banquette varie selon une fonction linéaire du diamètre du trou, et selon la racine carrée du rapport, ces tendances correspondant assez bien aux résultats observés sur le terrain. En pratique, compte tenu des explosifs et des roches rencontrées en France, l'expression suivante donne une fourchette : $V = (30 \div 45) \cdot \varphi$.

Il est possible d'appliquer un certain nombre de corrections sur la valeur de V_{max} afin de tenir compte de la précision de forage, du foisonnement des matériaux lorsqu'un tir comprend plus de deux rangées de trous, de la fragmentation recherchée.

4.2.4 Selon la forage

Les trous n'étant pas rigoureusement parallèles et pouvant être mal positionnés, LANGEFORS applique une correction à la banquette maximum : $V = V_{max} - 0.05 \cdot H$

4.2.5 Selon le foisonnement (ou de « swelling »)

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

$V = V_{max} \cdot (1 - 0.03H)$ pour une inclinaison de 26° , de façon à augmenter la charge spécifique d'explosif.

4.2.6 Selon la fragmentation des roches

La fragmentation est essentiellement réalisée par la charge de colonne. LANGEFORS reste assez discret sur cette question, citant quelques chiffres mais sans donner de règle générale.

Nous citerons simplement ici une formule proposée par HOLMERSG :

$$\text{Log}(T) = 0.29 \cdot \text{Log}[V^2 \cdot \sqrt{1.25/(E/V)}] - 1.18 \text{Log}(q/R) - 0.82, m \quad 2.12$$

Q : consommation d'explosif , kg/m³

T : taille des blocs maximale , m

Les corrections proposées par LANGEFORS visent à augmenter la charge spécifique au m³ abattu . cette augmentation est obtenue par une réduction de la maille, sans augmentation de la quantité d'explosif par trou.

Ceci est logique dans la mesure où LANGEFORS que le pied du trou est déjà complètement rempli par l'explosif.

Il faut noter que le programme de LANGEFORS s'arrête là. Toujours dans le même sens de fragmentation et sont améliorations, on a ajouté deux paramètres essentiels qui sont le diamètre moyen des blocs et le pourcentage de ce dernier.

5. Modèles physiques

Zheng et al. (1987) ont fait des tests sur les modèles en béton pour déterminer la banquette optimale dans le cas de la détonation d'un trou. Par la suite, ils ont fait varier la banquette et l'espacement entre deux trous pour établir l'effet de l'espacement sur la fragmentation. Ils ont établi une relation linéaire entre le volume de fragments rocheux et la banquette. Ceci montre selon eux qu'on peut réduire la banquette en augmentant convenablement l'espacement entre les trous.

Bergmann (1983) a étudié les résultats des tirs expérimentaux menés sur des blocs de granite, calcaire et grès de 15 tonnes. Il en a tiré une relation empirique comme mesure de l'efficacité d'un explosif et les conclusions suivantes :

- la vitesse de détonation est importante jusqu'à un certain point pour obtenir une meilleure fragmentation. En effet, celle-ci est obtenue lorsque la vitesse de détonation est plus faible que la vitesse sismique du massif. Lorsque cette dernière est dépassée, aucune amélioration n'en résulte.
- Les explosifs de densité plus élevée donnent une meilleure fragmentation à condition qu'il n'en résulte pas un travail d'expansion moindre ou une vitesse de détonation plus faible.
- Un bon couplage explosif-paroi du trou donne une meilleure fragmentation.

Rustan et al. ont fait deux séries de tests au laboratoire sur des modèles faits d'un mélange de matériaux d'une part (de la magnétite et du béton dans des proportions différentes) et de blocs

à échelle réduite de matériaux naturels d'autre part (gabbro, quartzite, granite et magnétite). Ceci pour déduire l'influence sur la fragmentation des paramètres tels que la banquette, l'espacement, la charge spécifique et les caractéristiques géométriques du matériau. Les résultats importants de cette étude peuvent être résumés ainsi :

- a) La taille de banquette demeurant constante, la taille des blocs est inversement proportionnelle à la charge spécifique. Généralement, elle augmente avec la banquette.
- b) La densité du matériau semble avoir un effet sur la taille des blocs : les matériaux plus denses donnent une fragmentation plus grossières.
- c) La taille des blocs est plus grande pour les matériaux ayant plus de cohésion.

Les auteurs ont aussi étudié les relations existant entre les propriétés physiques des matériaux et leur comportement pendant les tirs. Ils ont pu tirer les conclusions suivantes :

1. La banquette critique dépend de l'impédance du matériau.
2. La banquette critique dépend aussi de la résistance à la traction du matériau.
3. Enfin, l'impédance du matériau influence aussi la fragmentation résultante.

Toutefois, il faut signaler que ces études ont été menées sur des matériaux sains.

6 Modèles mécaniques

6.1 Modèle BLASPA

Favreau (1983) a mis au point un logiciel appelé BLASPA qui considère l'énergie de gaz comme étant le facteur principal responsable de la fragmentation. Immédiatement après la détonation de la charge, l'expansion des gaz transmet un onde de choc de contrainte traversant le massif à une vitesse CR égale à 4600 m/s (Figure 2.4). Cette onde ne cause pourtant pas un endommagement important étant une contrainte de compression. Une fois réfléchi sur la face libre, elle se transforme en une contrainte de traction et traverse de nouveau le massif engendrant des fissures primaires (l'action de brisance). L'expansion des gaz accélère l'ébranlement du massif – une surface délimitée sous l'action de l'expansion des gaz et devant laquelle le massif n'est affecté que par les fissures primaires. Cette limite se déplace à la vitesse de 1200 m/s près du trou et à 300 m/s près de la face libre. La roche fracturée éclate alors avec une vitesse de déplacement de 4 à 30 m/s. La fragmentation finale est ainsi le résultat de l'action combinée de la brisance, l'expansion des gaz et la comminution pendant le déplacement du front.

Ce programme a été appliqué dans diverses mines ainsi que dans le cadre de la recherche sur le stockage souterrain des déchets nucléaires dans les massifs cristallins profonds et a donné de bons résultats. Il faut noter toutefois que le modèle ne tient pas compte de l'état initial de la fracturation du massif.

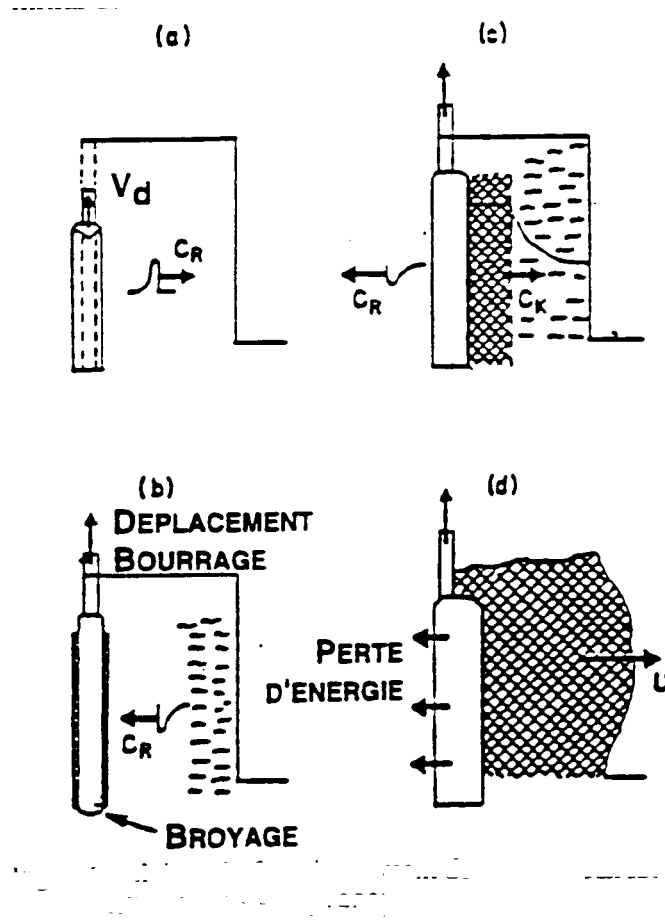


Figure 2.4 Schéma du fonctionnement du logiciel BLASPA (d'après Favreau, 1983)

6.2 Modèle FRAG

Lowds (1983) a développé le programme FRAG principalement pour estimer la distribution de taille des blocs. Il n'utilise pas un modèle de comportement composite pour simuler la roche pendant le tir. Le programme emploie des critères géométriques simples pour tracer les fissures se propageant à partir d'une série de trous de tir. La taille d'un bloc est ensuite estimée sur la base de ces "fissures" tracées. Les résultats de plusieurs simulations par la méthode de Monté Carlo sont ajustés à la loi de Rosin-Ramler pour obtenir une distribution de taille de blocs.

6.3 Autres modèles

Da Gama (1983) a proposé une méthode de prédiction de la taille des blocs résultants d'un tir. En partant de la loi de comminution de Bond (1952), l'auteur a déduit une relation générale du type :

$$P_s = aW^b \left(\frac{S}{B} \right)^c \quad 2.13$$

ou

P_s = pourcentage passant de taille S

W = énergie totale de la charge par unité de poids de rochers abattu

B = banquette

a,b,c = paramètres empiriques dépendants du type d'explosif utilisé, des propriétés mécanique de la roche et de la maille de foration.

Cette relation a été utilisée sur les données provenant des 7 tirs différents. L'auteur a obtenu l'équation de régression suivante :

$$P_s = 1,451W^{0.114}S^{0.484}B^{-0.121}F_{50}^{-0.163} \quad 2.14$$

Avec un coefficient de corrélation de 0.82 sur les 7 cas testés.

Le modèle proposé par Zou (1987), contrairement au modèle développé par Favreau, donne plus d'importance aux ondes de contraintes pour fragmenter le massif. L'expansion des gaz ne fait alors que foisonner le massif déjà fragmenter par les ondes de contraintes. L'auteur a utilisé les équations de contrainte dans le cas des charges sphériques et les relations d'atténuation établies par Ito et Sassa (1966) pour calculer les contraintes en un point quelconque du matériau. La distribution de taille de la roche fragmentée est proportionnelle à la distribution d'énergie dans le massif. Le modèle tient compte de la distribution in-situ de la roche à l'état initial. La fragmentation finale est déterminée comme étant la somme des probabilités de la distribution de taille des blocs naturels et de la distribution de taille des blocs fragmentés d'un massif homogène, isotrope et élastique soumis à n tir.

Harries (1983) a modélisé des colonnes de charge d'explosifs comme une série de charges sphériques. Chaque charge sphérique envoie une pression transitoire selon la théorie développée par Favreau. Les résultats de calcul sont en accord avec les valeurs expérimentales mesurées sur plusieurs roches. Le modèle d'atténuation adopté est appelé à Q constant qui postule que la perte d'une partie de l'énergie pour chaque oscillation varie selon le facteur de qualité Q de la roche.

Kleine (1988) a développé un modèle basé sur la capacité du massif à absorber l'énergie d'un cycle de pulsation sinusoidale. Ce paramètre intrinsèque donné est appelé paramètre d'atténuation de l'énergie sismique et est mesuré sur le terrain par un dispositif spécial. La charge d'explosif est modélisée comme une colonne de segments discrets amorcés d'une façon séquentielle. Chaque segment devient ainsi une source de vibrations atténuées au passage dans le massif en utilisant le paramètre décrit plus haut. Par conséquent, la distribution de l'énergie en un point quelconque du massif peut être calculée. Une fonction caractéristique de la fragmentation du massif est utilisée pour estimer la distribution de taille résultante. La fonction est déterminée par l'énergie total fournie par le tir et la distribution in-situ des tailles de blocs. Cette dernière est évaluée en tenant compte des discontinuités présentés dans le massif.

Le modèle a été appliquée à deux mines souterraines mais a donné des résultats dispersés au niveau de la distribution de taille des blocs des tas abattus. L'auteur a toutefois remarqué que les différences sont tolérables et raisonnables compte tenu des incertitudes au niveau des données de la fracturation et de la mesure des blocs des tas abattus.

Ghosk (1990) a proposé un modèle multi-fractures d'un tir en gradin en utilisant la méthode des éléments finis pour étudier la propagation des fissures en association avec les théories de la fragmentation. Le modèle étudie aussi l'effet des discontinuités présentes dans le massif et utilise la distribution de Schumann pour comparer la distribution de taille des blocs du massif et du tas abattu. L'auteur insiste sur le caractère fractal de la distribution de discontinuités

dans le massif et de la propagation des fractures pendant les tirs. Ceci évidemment conduit à considérer la distribution des tailles des blocs in-situ et du tas abattu comme ayant aussi un caractère fractal. Son utilisation facilite ainsi l'estimation de la taille des blocs in-situ et dans les tas abattus.

7 Conclusions et commentaires

Nous avons pu voir plusieurs modèles destinés à aider à comprendre les phénomènes qui se produisent pendant les tirs et à prévoir les résultats. Certains de ces modèles vont dans le même sens. Cependant ils varient essentiellement dans leur conception de base et l'élaboration de leur méthode de calcul. Il va sans dire que les résultats qu'ils fournissent varient aussi.

Les modèles algébriques tentent de simplifier au maximum l'explication des phénomènes associés aux tirs de mines ; Pour cette raison, principalement, ils comportent une marge d'erreur supérieure à celle obtenue par expériences. Cela peut indiquer que les tirs font intervenir des phénomènes physiques trop complexes pour être simplifiés par une ou une série d'équations. Ceci est surtout vrai au niveau de l'interaction de chaque composant-processus entre eux. Il est peut être inexact de tenter d'assimiler des phénomènes physico-chimique qui se produisent pendant des périodes de temps extrêmement courtes aux mêmes phénomènes observables dans des conditions normales.

Les modèles de comportement composite sont les plus élaborés dans le sens où l'action de l'explosif sur le milieu est explicite et un mécanisme de fragmentation est toujours proposé. Néanmoins, comme nous l'avons vu plus haut, ils nous procurent en général des résultats éloignés de ceux obtenus dans la pratique, même dans les cas d'expérimentations bien contrôlées. Nous pouvons invoquer ici les mêmes raisons citées auparavant pour les cas des modèles algébriques.

Les modèles empiriques et mécaniques donnent des résultats plus acceptables. Cela semble logique car ces modèles intègrent beaucoup les résultats des observations dans leur conception et ne tiennent pas compte des mécanismes de la fragmentation. Dans une large mesure, ces modèles sont des analyses post-facto qui essaient d'expliquer les résultats réellement obtenu par un certain nombre de paramètres judicieusement choisis. Ceci est surtout vrai dans le cas des modèles empiriques, qui sont principalement fondés sur l'observation directe des tirs actuels ou sur des essais au laboratoires. Toutefois, ces méthodes présentent l'inconvénient d'être difficilement généralisables, ayant été déduites d'observation réalisées sous des conditions bien précises. Néanmoins, elles permettent de mieux comprendre les rôles joués par les différents paramètres et leur interaction entre eux, et dans quelque cas, fournissent même des conclusions quantitatives directement exploitables.

Dans le cadre de cette thèse, nous avons proposé un outil qui peut être classé à la fois comme mécanique et empirique. Il est du type mécanique dans le sens où il comporte plusieurs composantes. Il est empirique car il repose sur les résultats actuels des tirs de mines. Par ailleurs, aucun mécanisme de fragmentation n'est présenté.

L'outil repose sur une méthodologie de l'évaluation de la fragmentation à l'explosif grâce à une comparaison de la distribution de la taille des blocs avant et après le tir. Il a comme base de départ la simulation géométrique du fait que le bloc est subdivisé en plusieurs sous blocs. Les tirs interviennent alors pour créer une fragmentation supplémentaires par rapport à la fragmentation naturelle.

Le prochain chapitre décrit cette méthodologie. Par la suite, nous présenterons les données recueillies sur les sites étudiés et l'outil construit à partir de celles-ci

Application de la Méthodologie

1. Introduction

Nous avons appliqué la méthodologie explicitée au chapitre précédent à l'étude des tirs effectués dans deux carrières présentant des caractéristiques géologiques et structurales différentes. Ceci a donc permis non seulement de valider la méthode et de prouver son application dans des cas variés mais aussi de préciser sa limite d'emploi en fonction des cas.

Dans cette thèse, nous avons retenu pour l'analyse l'étude menée dans deux carrières Algériennes, celle de Hadjar-Soud et Ouenza, qui nous paraissent exemplaires quant aux résultats obtenus. Au total, 35 tirs y ont été analysés. Dans chaque carrière, l'étude a concerné des zones de tirs dont les conditions ont été suffisamment variables pour nous permettre de tester valablement notre méthodologie. Ne pouvons faire de changement de paramètres de travaux de tir et de forage, nous avons fait appel à des résultats d'une étude faite par le bureau des mines aux Etats Unis, afin de comparer et valider notre model.

2. Carrière de Hadjar-Soud

2.1 Description général

La carrière de calcaire de Hadjar-Soud est située à 59 km de Annaba . Le gisement de calcaire en question fait partie d'une structure anticlinale , le pendage du calcaire varié de 40° à 80° , et les coordonnées LAMBERT du centre du gisement sont : $x = 907$ à 908 , $y = 897$ à 398 .

la série stratigraphiques du gisement comprend :

- Lias : dolomies liasiques (Sud , Ouest , puissance 200m) , calcaires massifs liasiques (sur- dosé , puissance 200m) .
- Jurassique : calcaires à silex (puissance 14m) , calcaires argileux , siliceux (puissance 15m)
- Crétacés : calcaires marneux (puissance 200m) , marnes (puissance 100m) , grès , schistes flyshs (puissance 200m)

la couverture est représenté par la couche végétale et les blocs de calcaire de puissance variant de 0 à 0.5 m .

La carrière présente un aspect géologique du gisement sous forme d'une série de crêtes avec une activité tectonique intense , ce qui à généré un terrain de failles – fissures de dimensions différentes. Ce point aura des répercussions négatives sur les travaux de forage et de tir , le résultat lié à la fragmentation et le traitement de ces facteurs (failles – fissures) sera basé sur l'observation in – situ afin de faire une projection correcte d'un plan de tir .

le pendage et le sens du pendage des couches sont très variables et varie de 30° à 82° , d'ou une attention particulière devrait être accordée lors des travaux de foration et de tir.

Les paramètres d'exploitation considérée se résument comme suit :

- Angle de talus d'exploitation ----- 80 à 85° ;
- Hauteur maximale du gradin ----- 15 à $20m$;
- Hauteur du gradin adoptée----- 13 à $14m$;
- Dimension de la plate forme ----- le plus large possible ;
- Avancement du front de taille----- S.O , N.O , S.E .

3 Travaux de forage et de tir :

Compte tenu des caractéristiques physico-mécanique des roches en question , l'emploi de l'explosif pour la désintégration est la solution apparente . cette dernière permet d'obtenir un résultat escompté en matière de fragmentation avec une économie en explosif et une sécurité favorable. De part sa structure , le calcaire est très fissuré et la surveillance ou le choix des zones de foration est nécessaire ceci minimisera les trous ratés et utilisation à plus de 70% de l'énergie de tir.

Actuellement , la carrière dispose trois(3) engins de foration de calcaire différent a Savoir :

- Sondeuse DM.25 , diamètre du taillant 152mm, avec une vitesse pratique 16m/h.
- 02 Krawlaire , diamètre 89 à105mm , avec une vitesse pratique 7m/h.

dans le tableau ci- après , les résultats de calcul des paramètres de foration et de tir sont présentés .

l'organisation des travaux de forage et de tir doit se faire de la manière suivante :

- Elaboration du schéma du plan de tir ;
- Forage des trous et travaux auxiliaires ;
- Evacuation du matériels en dehors de la zone dangereuse et acheminement des explosifs vers les gradins.

En ce qui concerne le tir , il est réalisé selon la chronologie suivante :

- Chargement des trous et bourrage ;
- Raccordement de la maille ;
- Mise à feu et examen du front

Tableau : Paramètres de tir et de forage

N°	Paramètres	Unité	Valeurs
1	Inclinaison du trou	°	80 ÷ 85
2	Diamètre du trou	mm	105
3	Hauteur du gradin	m	13
4	Longueur du trou	m	14
5	Surprofondeur	m	1,0
6	Longueur du bourrage	m	2,5 ÷ 4
7	Banquette	m	2,5 ÷ 4
8	Espacement entre les trous	m	3,0 ÷ 4
9	Rapport de maille	-	1,3
10	Densité moyenne d'explosif	t/m ³	0,89
11	Consommation spécifique d'explosif	g/t	100 ÷ 200
12	Quantité d'explosif ANFOMIL par trou	Kg	62,5÷75
13	Quantité d'explosif MARMANIT par trou	Kg	2,5÷ 12,5
14	Poids de la charge par trou (explosif)	Kg	75
15	Quantité totale d'explosif	Kg	2488
16	Nombre de trous	-	33
17	Longueur de la charge de pied	m	3,0
18	Longueur de la charge de colonne	m	5 ÷ 8

19	Longueur totale de la charge	m	10
20	Surface à abattre	m ²	396
21	Volume	m ³	5544
22	Tonnage	T	13860
23	Tonnage foisonné	T	19400
24	Densité de calcaire	t/m ³	2,5
25	Caractéristiques mécaniques (x , t)	t/m ²	300
26	Dureté du calcaire	-	6 ÷ 8

3.1 Débitage secondaire des gros blocs :

Après chaque tir , on estime un pourcentage de hors gabarit ne répondant pas aux exigences de chargement , transport ,et concassage . On entend par blocs hors gabarit , tout fragment de roche dont l'arête supérieur dépasse 1m , c'est à dire que la maille d'entrée du concasseur primaire est 1,2m , donc on considère que le pétardage secondaire se réalisera. Dans les conditions de cette carrière le pourcentage de hors gabarit est de 25% de la production de la carrière.

Consommation d'explosif :

Pour chaque tir les consommations d'explosif se répartissant comme suit :
travaux d'extraction :

- Anfomil ----- 2062,5 kg
- Marmanit----- 425,8 kg

débitage secondaire :

- Anfomil ----- 500 kg
- Marmanit ----- néant

total matière explosif par tir :

- Anfomil ----- 2562,5 kg
- Marmanit ----- 425,8 kg

la consommation annuelle en explosif toute nature confondue sera de l'ordre de 86.988 kg soit 87 tonnes .

4. Schéma technologique des processus d'exploitation :

Le schéma technologique appliqué actuellement dans les différents niveaux d'extraction de la carrière tient compte des conditions géologiques et minière du gisement , dans ce cas le schéma sera comme suit :

F → Ec → Tcam → Cp → Tcon1 → Cs → Tcon2 → vers l'usine.

Ou : F : sondeuse ;

Ec : chargeuse ;

Tcam : transport par camion ;

Cp : concasseur primaire ;

Tcon1 : transport par convoyeur à bande ;

Cs : concasseur secondaire ;

Tcon2 : transport par convoyeur à bande .

La matière utile étant abattus est mise en tas , on procédera au chargement par des Chargeuses type : KOMATSU – WA 700 , capacité du godet 7 m³.

L'acheminement de calcaire abattus vers le concasseur primaire est réalisable par des camions type : HD -325,320,465 , capacité de la benne de 32 ÷ 45 tonne.

Une fois le calcaire préparé , il est acheminé à un convoyeur à bande vers la deuxième étape de concassage et par la suite vers l'usine de traitement.

Tableau : Résultat d'analyse granulométrique du tas de roche abattus par la méthode (photo planimétrique)

N° de photo	Taux de morceaux (%) au numérateur et au dénominateur respectivement pour les pourcentages relatif et cumulé dont les dimensions se trouvent dans l'intervalle , m				Diamètre des morceaux moyenne di , m	Coef de tangence (C)	Coef de corrélation (r)
	< 0,3	0,3 ÷ 0,6	0,6 ÷ 1,00	1,00 ÷ 1,50			
1	16 / 16	20 / 36	52 / 88	12 / 100	0,68	1,14	0,97
2	17 / 17	23 / 40	27 / 67	34 / 100	0,77	1,10	0,99
3	24 / 24	40 / 64	32 / 96	04 / 100	0,60	0,88	0,97
4	15 / 15	27 / 42	34 / 76	24 / 100	0,71	1,15	0,99
5	05 / 05	19 / 24	64 / 88	12 / 100	0,73	1,86	0,94
6	13 / 13	44 / 57	29 / 86	14 / 100	0,62	1,26	0,98
7	27 / 27	68 / 75	04 / 98	02 / 100	0,38	0,81	0,90
8	67 / 67	29 / 96	02 / 98	02 / 100	0,25	0,24	0,85
9	16 / 16	49 / 65	19 / 84	16 / 100	0,60	1,14	0,97
10	32 / 32	44 / 76	13 / 89	11 / 100	0,50	0,70	0,96
11	16 / 16	13 / 29	41 / 70	30 / 100	0,79	1,14	0,97
12	16 / 16	18 / 34	30 / 64	36 / 100	0,80	1,14	0,98
13	23 / 23	20 / 43	38 / 81	20 / 100	0,65	0,89	0,99
14	27 / 27	55 / 82	09 / 70	10 / 100	0,50	0,81	0,94
15	16 / 16	20 / 36	38 / 74	26 / 100	0,74	1,14	0,98
16	11 / 11	30 / 41	41 / 82	18 / 100	0,70	1,33	0,97
17	05 / 05	16 / 21	47 / 68	32 / 100	0,85	1,86	0,95
18	05 / 05	40 / 45	39 / 84	16 / 100	0,76	1,86	0,95

19	23 / 23	51 / 74	11 / 85	15 / 100	0,51	0,89	0,96
20	02 / 02	08 / 09	40 / 49	50 / 100	0,98	2,20	0,91
21	28 / 28	38 / 66	10 / 76	24 / 100	0,56	0,79	0,98
22	05 / 05	06 / 11	33 / 44	56 / 100	0,98	1,86	0,90
23	02 / 02	15 / 17	20 / 37	63 / 100	0,99	2,30	0,90
24	13 / 13	20 / 33	24 / 57	43 / 100	0,83	1,26	0,97
25	25 / 25	54 / 79	09 / 88	12 / 100	0,48	0,86	0,95
26	08 / 08	05 / 13	18 / 31	69 / 100	1,00	1,56	0,86
27	03 / 03	09 / 12	45 / 57	43 / 100	0,94	2,10	0,92
28	02 / 02	03 / 05	20 / 25	75 / 100	1,00	2,30	0,83
29	30 / 30	33 / 63	14 / 77	23 / 100	0,59	0,73	0,99
30	03 / 03	27 / 30	47 / 77	23 / 100	0,77	2,10	0,96
Moy. Inter	16,50 / 16,50	28,02 / 44,75	28 / 73	27 / 100	0,70	1,31	0,99852
31	47 / 47	43 / 90	05 / 95	05 / 100	0,36	0,46	0,91
32	60 / 60	33 / 93	05 / 98	02 / 100	0,30	0,30	0,88
33	02 / 02	05 / 07	21 / 28	72 / 100	1,09	2,20	0,84
34	11 / 11	25 / 36	35 / 71	29 / 100	0,77	1,40	0,98
35	51 / 51	40 / 91	07 / 98	02 / 100	0,33	0,40	0,91
36	68 / 68	20 / 88	02 / 90	10 / 100	0,21	0,24	0,86
37	23 / 23	40 / 63	31 / 94	06 / 100	0,51	0,89	0,97
38	54 / 54	37 / 91	05 / 96	04 / 100	0,31	0,38	0,90
Moy .Finale	21 / 21	29 / 51	25 / 76	25 / 100	0,66	1,20	0,998214

Commentaires des résultats :

D'après les résultats obtenus de l'analyse granulométrique du tas du roches abattus par la méthode photo-planimétrique nous pouvons déplorer pas moins de 25% de blocs hors-gabarits par conséquent le concassage ne pourra être fait sans un débitage secondaire.

Nous pouvons affirmer d'après cette analyse relative aux conditions techniques de la préparation des roches à l'excavation et des conditions de concassage que :

Le caractère de distribution de la masse minière indexée sur les valeurs moyennes de coefficient de tangence de l'ordre de 1,20 , nous autorise à affirmer que la granulométrie se distingue par une prédominance de gros blocs .

Dans ce cas nous avons une discordance entre les morceaux de gabarits des roches abattus et les processus de concassage .

Nouvelle approche d'évaluation de la fragmentation

Comme indiqué au chapitre précédant, les différentes étapes de cette méthodologie sont comme suit:

Etape 1 : Détermination de l'angle de fracturation de chaque trou
Nous faisons appel à l'équation d' Adushkin (1987) :

$$\frac{U_{Rm}}{E / \rho c^2} = 6.62 \cdot 10^{-3} \left(\frac{R}{\sqrt{q_e}} \right)^{-1.2}$$

On calcul :

$$\text{Déformation} = [E / (\rho * c^2)] * 6.62 \cdot 10^{-3} (R / \sqrt{q_e})^{-1.2}$$

$$\text{Contrainte} = \text{Déformation} * \text{Module de Young}$$

On déduit la charge linéaire de l'explosif q_e

on fixe la valeur de R de telle manière à ce que la contrainte soit nettement supérieur à celle de la roche.

Etape 2 : Division de la surface du bloc pour calculer les volumes de roches abattus par trou

Etape 3 : Calcul de la quantité d'explosif par trou

Etape 4 : Calcul des dimensions moyens des roches d'après l'équation de Kuznetsov (1973)

$$x = A \left(\frac{V_o}{Q} \right)^{0.8} Q^{1/6}$$

Etape 5 : Calcul du coefficient n de l'équation de Rosin-Ramler (1933)

$$R = 1 - \exp - (X/X_c)^n$$

$$n = \left(2,2 - 14^{14} d/B \right) \left(\left((1 + S/B) / 2 \right)^{1/2} \right) \left(1 - W/B \right) \left(\text{abs}(BCL - CCL) / L + 0,1 \right)^{0,1} L/H$$

Etape 6 : Calcul des dimensions caractéristiques X_c

$$x_c = \frac{x}{(0.693)^{1/n}}$$

Etape 7 : Calcul des pourcentage de chaque classe par trou

Etape 8 : Addition des distributions (nouvelle approche)

$$P_i = \sum_{j=1}^n V_j * R_{ij} / V_t$$

ou :

P_i : pourcentage total de la distribution ; (%)

V_j : volume du tas abattu par trou ; (m³)

R_{ij} : pourcentage de fragment par classe ; (%)

V_t : Volume total du tas abattu ; (m³)

Analyse de la granulométrie

Nous avons développé un programme en utilisant le progiciel Excel permettant d'évaluer la fragmentation par le model de Kuz-Ram, en simulant les paramètres des travaux de tir et de forage. Ce programme permet de déterminer les paramètres contrôlable optimaux avant chaque tir, et de prédire ainsi la fragmentation.

Les données et résultats de traitement de cette méthode dans les conditions de Hadjar-Soud sont présentés dans les tableaux d'Analyse de la Fragmentation (Modèle de Kuz-Ram) suivant:

Carrière de l'Ouenza

Description Général

La région des monts du Mellegue, dans laquelle se situe le Djebel Ouenza, se trouve à peu près à mi-chemin entre le Méditerranée et le commencement des plaines sahariennes. A cheval sur la frontière Algéro-Tunisienne, elle est limitée au nord par une ligne de crêtes (calcaire blancs).

Traversée du sud-ouest au nord-est par une série de plis éocènes, elle est essentiellement constituée par des assises crétacées puissantes dans lesquelles il faut remarquer les formations calcaires qui en forment les principaux massifs (Djebel Ouenza, Djebel Boukhadra, Djebel Harraba).

Le minerai de fer exploité dans la mine de l'Ouenza est principalement l'Hématite. En dehors de l'hématite, on rencontre aussi de la sidérose, la guétite, la malachite, la baryte, la galène et la limonite.

Le minerai de fer exploité est considéré comme étant à bonne teneur (46 – 54 %). Une partie sert à alimenter le foyer sidérurgique de complexe El Hadjar, l'autre partie est destinée à l'exportation.

Les roches encaissantes sont : la calcite, l'argile, le gypse, la marne et le quartzite. Cependant on rencontre le plus souvent les calcaires.

Propriétés physique et technologiques du minerai

La connaissance de certaines propriétés physiques et technologiques du minerai de l'Ouenza est primordiale pour une bonne appréciation des spécificités des processus technologiques en cours.

La valeur moyenne de la dureté d'après Protodiakonov est de 6 – 8. De ce fait le minerai de fer peut être qualifié comme étant mi-dur. Les valeurs de la masse volumique et densité du minerai sont respectivement égales à 2,96 t/m³ et 3,17. La porosité de ce minerai n'est que de 6,7% .

Sachant que la fissurité d'un massif est un facteur important dans le processus de réglage de la qualité de préparation du minerai, nous avons déterminé, à l'aide de la méthode planimétrie, la valeur de l'intensité de fissuration qui est de 0,96 – 1,03 pièce/m, nous pouvons apprécier le massif du Djebel Ouenza étant à degré de fissurité moyenne, a tendance de configuration à gros blocs.

Méthode d'exploitation appliquée

Tenant compte du caractère montagneux du gisement, de la configuration irrégulière du gîte en forme d'amas, nous comprenons pourquoi la méthode d'exploitation appliquée est celle de fonçage.

Les travaux d'exploitation se développent à un seul bord suivant un sens longitudinal. L'évacuation du minerai et déblais se fait par un transport terrestre direct respectivement vers l'aire de stockage (ou l'usine de traitement sidérurgique) et vers le terril extérieur. Les paramètres essentiels de la méthode d'exploitation sont:

- hauteur du gradin : 12 – 18 m
- largeur de la plate forme : 40 – 60 m
- longueur d'un bloc : 100 – 200 m

Les schémas technologiques adoptés tiennent compte en plus de la granulation de la masse rocheuse abattue, de la topographie assez accidentée de la région.

Pour les travaux de découverte, nous avons le schéma technologique suivant:

F → Ep → Tcam → Text

Les travaux d'exploitation suivent le schéma technologique suivant :

F → Ep → Tcam → Tskip → C → Tc → B → Tr

ou :

F : Forage

Ep : Excavation par pelle

Tcam : Transport par camion

Text : Terril extérieur

Tskip : Transport par skip

C : Concassage

Tc : Transport par convoyeur

B : Bunker de déchargement

Tr : Transport sur rail

Paramètres des travaux de forage et de tir

Les travaux de forage sont menées par des sondeuses rotatives, et des sondeuses à action percutantes. Les paramètres moyens des travaux de forage et de tir du minerai sont:

- diamètre de sondage : 150 mm;
- consommation spécifique de l'explosif (nitrate d'ammonium avec fuel) : 0,3 Kg/m³
- densité de l'explosif : 900 Kg/m³
- distance entre les trous : 3 m
- ligne de moindre résistance : 6 m
- longueur du sondage : 116,5 m

Les travaux de forage et de tir se caractérisent par quelques insuffisances (dus à la complexité de la nature du massif) qui se traduisent sur le terrain par:

- découpage incorrect du pieds de gradin , gênant la circulation des engins et le travail de ramassage des chargeuses.
- qualité de préparation du minerai caractérisé par un pourcentage trop élevée de gros blocs.

Composition granulométrique du tas de roche abattues

La valeur du morceau maximal moyen est de 1,5 m, c'est pourquoi nous optons pour la méthode de Gaudin-Andreev pour qualifier la granulométrie du minerai en provenance des différents chantiers des travaux d'extractions. Le pourcentage des morceaux dont la dimension est inférieure à x peut être donné par la formule:

$$Y = 100 (X/X_{\max})^c, \%$$

ou :

X_{max} : diamètre maximum

c : coefficient de tangence , (reflète le caractère de la distribution en différentes classes)

A l'aide de la méthode photo-planimétrie, cette analyse fût faite pour les deux quartiers Zerga et Chagoura-Sud.

Les résultats sont présentés sous forme de fuseau granulométriques. Figure

En moyenne, nous aurons:

- Quartier Zerga : $Y = 100 (x/1,5)^{1,9}$, %
- Quartier Chagoura-Sud : $Y = 100 (x/1,5)^{1,69}$, %

Dans ce cas, nous sommes en mesure de faire les remarques suivantes:

- le taux de hors gabarits est en moyenne de 30%
- le caractère de distribution de cette masse minière abattue, indexé sur la valeur du coefficient de tangence de l'ordre de 1,9 et 1,69 nous autorise à croire qu'il y a prédominance de gros blocs.

Détermination du diamètre du morceau moyen

Ayant procédé à l'analyse des résultats granulométrique de la masse minière abattue, nous sommes en mesure de présenter les valeurs moyennes des taux de présences des différentes classes de grosseurs. Tableau N°

Tableau Résultats d'analyse granulométrique d utas de roches abattues

Quartier	Taux de morceaux (%)			
	0 – 0,3	0,3 – 0,6	0,6 – 1,0	1,0 – 1,5
Zerga	13	21	34	32
Chagoura-Sud	14	18	35	33

La valeur du diamètre du morceau moyen pourra être calculée comme suit :

$$d = \sum x_i \gamma_i$$

ou :

x_i : valeur moyenne d'une classe de grosseur , m

γ_i : taux de présence d'une certaine classe de grosseur , %

i : nombre de classe de grosseur ($n = 4$)

Nous aurons dans ce cas les valeurs du diamètre du morceau moyen du tas de roches abattues.

- Zerga : $d_m = 0,78$ m
- Chagoura-Sud : $d_m = 0,79$ m

Granulométrie optimal pour les conditions de l'Ouenza

Une composition granulométrique optimale peut être formuler pour les conditions géologiques et minières de l'exploitation de la mine de l'Ouenza.

la valeur du diamètre du morceau maximal moyen, aurait dû être calculé d'après les recommandations de l'académicien Rjevsky V.

$$d_{\max} = 0,75 \sqrt[3]{E}$$

ou :

d_{\max} : diamètre maximal, m

E : capacité du godet , m^3

Ainsi, pour les deux quartiers considérés Zerga et Chagoura-Sud, les valeurs du diamètre du morceau maximal moyen seraient respectivement égales à 1,33 et 1,18 m.

Le caractère de distribution des différentes classes de grosseurs doit avoir un caractère tel que les grosses fractions soient récessives.

Des résultats expérimentaux (simulation) indiquent que la valeur du coefficient de tangence doit se trouver dans l'intervalle 0,4 – 0,6.

Ainsi, les granulométrie moyennes optimales nous permettent de déduire les valeurs des diamètres des morceaux moyens optimaux (dopt):

- Quartier Zerga : $Y = 100 (x/1,33)^{0,5}$, % ; dopt = 0,46 m
- Quartier Chagoura-Sud : $Y = 100 (x/1,18)^{0,5}$, % ; dopt = 0,41 m

Analyse de la granulométrie

Les données et résultats de traitement de cette méthode dans les conditions de l'Ouenza sont présentés dans les tableaux d'Analyse de la Fragmentation (Modèle de Kuz-Ram) suivant:

Gisement de Calcaire (U.S. Bureau of Mines)

Cette analyse a été appliquée aux conditions d'un gisement minier aux Etats Unis à échelle réduite dont nous avons pu avoir les données pour le traitement et l'application de notre nouvelle méthodologie.

Les paramètres des travaux de forage et tir sont:

- hauteur du gradin : 0,76 m
- densité de l'explosive : 1,14 g/cm³ (énergie : 880 Kcal/Kg)
- ligne de moindre résistance : 0,38 m
- espace entre les trous : 0,57 m
- diamètre du trou : 0,0127 m
- Longueur de la colonne d'explosive : 0,4572 m
- consommation spécifique de l'explosif : 0,37 Kh/m³
- vitesse : 5765.6 m/s
- module de Young : 8*10⁶ psi
- contrainte de la roche : 737 psi
- densité de la roche : 2,7 g/cm³

Etape 1 :

$$\begin{aligned} \text{Déformation} &= 4.2 * 109 / (2.7 * 10^3 * 5765.6^2) * 6.62 * 10^{-3} (R / \sqrt{q_e})^{-1.2} \\ &= 3.098 * 10^{-4} (R / \sqrt{q_e})^{-1.2} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Contrainte} &= \text{Déformation} * \text{module de Young} \\ &= 8 * 10^6 * 3.098 * 10^{-4} * (R / \sqrt{q_e})^{-1.2} \\ &= 2.478 * 10^3 * (R / \sqrt{q_e})^{-1.2} \end{aligned}$$

$$\text{Charge linéaire d'explosif} = 1.14 * 3.14/4 * (1.27)^2/10 = 0.1444 \text{ Kg/m}$$

si R = 61.58 cm, la contrainte sera alors égale à 1201 psi
1201 * cos 52° = 739 psi > 737 psi

La contrainte de fracturation étant supérieur a celle de la roche on aura une cassure à une distance de 61.58 cm avec un angle de 104°.

Etape 2 : Volume du tas abattu par trou :

$$\begin{aligned} V_1 &= (0.256 \text{ m}^2) (0.76 \text{ m}) = 0.194 \text{ m}^3 \\ V_2 &= (0.218 \text{ m}^2) (0.76 \text{ m}) = 0.166 \text{ m}^3 \\ V_3 &= (0.225 \text{ m}^2) (0.76 \text{ m}) = 0.171 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

$$\text{Volume Total} = 0.194 + 0.166 + 0.171 = 0.531 \text{ m}^3$$

Etape 3 : Quantité d'explosive pour chaque trou

$$Q = (1.14 \text{ g/cm}^3) (3.14/4) (1.61 \text{ cm}^2) (45.72 \text{ cm}) = 66 \text{ g} = 0.066 \text{ Kg}$$

Etape 4 : Calcul des dimensions moyen des roches pour chaque trou

$$\begin{aligned} X1 &= (7) (0.194/0.066)^{0.8} (0.066)^{0.167} (90/11)^{-0.633} = 12.3 \text{ cm} \\ X2 &= (7) (0.166/0.066)^{0.8} (0.066)^{0.167} (90/11)^{-0.633} = 10.8 \text{ cm} \end{aligned}$$

$$X3 = (7) (0.171/0.066)^{0.8} (0.066)^{0.167} (90/11)^{-0.633} = 11.1 \text{ cm}$$

On utilise E = 90 pour 60% d'extra dynamite pour ces petits trous

Etape 5 : Calcul du paramètre n de l'équation 2.8

$$n = 1.335$$

Etape 6 : Calcul des dimensions caractéristiques pour chaque trou

$$Xc1 = 16.18 \text{ cm}$$

$$Xc2 = 14.21 \text{ cm}$$

$$Xc3 = 14.64 \text{ cm}$$

Etape 7 : Calcul du pourcentage de roche pour chaque classe

Classe	R1	R2	R3
3.81	13.50	15.8	15.28
7.62	30.65	35.3	34.19
15.24	60.28	66.6	65.20
30.48	90.61	93.7	93.31

Etape 8 : Somme des pourcentage des trous et comparaison avec USBM

Classe	Calculée (%)	USBM (%)
3.81	14.79	14.9
7.62	33.24	33.2
15.24	63.84	60.4
30.48	92.45	95.0

Commentaires des résultats :

La comparaison entre les valeurs calculées et ceux données par le Bureau des Mines est excellente. Nous pouvons dire que le model de Kuz-Ram s'adapte tres bien a ces conditions et en encore meilleur quand il s'agit de déterminer le volume du tas abattu pour chaque trou indépendamment.

Chapitre 5: Synthèse et analyse des Résultats

5.1 Introduction

Le chapitre précédent nous a donné un aperçu de la complexité liée à l'analyse des phénomènes à plusieurs paramètres comme c'est le cas des tirs. Dans ce cas, l'analyse des résultats en fonction de chaque paramètre pris isolément ne suffirait pas pour obtenir une interprétation satisfaisante. L'analyse de l'ensemble des paramètres s'impose pour nous permettre de mieux comprendre les résultats obtenus, de discerner les liaisons existantes entre eux et d'identifier les plus influents. Nous allons donc effectuer une analyse multivariable pour nous aider à interpréter les résultats de manière plus exhaustive.

Les Tableaux 5.1 et 5.2 donnent un récapitulatif des données qui ont été utilisées dans les analyses qui suivent. Dans les deux sites étudiés les paramètres géométriques restent constant pour tous les tirs.

5.2 Interprétation qualitative des résultats : Analyse en paramètres prédominants

L'analyse en paramètres prédominants (APP) permet l'étude globale des observations décrites par plusieurs paramètres. Géométriquement, un tir sur lequel est mesuré un ensemble de X paramètres correspond à un point dans un espace de X dimensions dont les axes correspondent aux paramètres. Cela permettra par la suite de rechercher les directions préférentielles du nuage des observations et de réduire le nombre originel des variables. De nouvelles variables seront formées à partir de combinaison linéaires de variables originelles. Cette méthode permet donc aussi de faire sortir les relations existantes entre ces variables.

Pour ce faire, nous avons suivi les étapes suivantes:

- Analyse corrélacionnelle des paramètres géométriques pour identifier ceux qui sont fortement corrélés entre eux. Le but est de pouvoir ainsi diminuer le nombre de variables à analyser pour mieux satisfaire aux conditions de l'APP.
- Les analyses ont ensuite été faites en introduisant progressivement les deux groupes des paramètres explicatifs: les paramètres géométriques retenus, et ceux liés à l'énergie de l'explosive. Ces analyses ont fait ressortir leur influence sur la fragmentation et ont permis l'étude des liaisons existantes entre eux.
- Nous avons suivi cette démarche pour interpréter les deux paramètres de la granulométrie des tas abattus, à savoir la taille caractéristique (X_{ct}) et l'indice de fragmentation (IF).

5.3 Analyse des corrélations des paramètres géométriques

Les paramètres géométriques étudiés sont indiqués dans le Tableau 5.3. Les résultats de l'étude de corrélation entre ces paramètres sont indiqués dans le Tableau 5.4. Le Tableau 5.5 résume les résultats. Les corrélations très fortes entre les paramètres B (banquette), E (espacement) et la surface de maille (ExB) sont logiques ainsi que celles entre la surface de maille et le diamètre de trou (D). Un diamètre de forage plus grand entraînerait une plus grande surface de maille. La forte corrélation entre le paramètre L (longueur de trou) et H (hauteur du gradin) est également évidente.

Tableau 5.1 Tableau Synthétique des données utilisées dans les analyses statistiques (Hadjar Essoud)

N°	B	E	H	L	S	D	T	E/B	ExB	Es	Xct	IF
1	2.5	3.5	13.0	14.0	1.0	10.5	33	1.4	8.75	0.89	0.68	1.26
2	3.0	3.0	11.0	12.0	1.0	10.5	30	1.0	9.0	0.89	0.77	1.99
3	3.5	3.2	12.0	13.0	1.0	11.0	32	0.9	11.2	0.9	0.6	2.87
4	4.0	3.5	13.0	14.0	1.0	12.0	33	0.875	14.0	0.9	0.38	2.32
5	2.75	4.0	14.0	15.0	1.0	10.5	34	1.45	11.0	0.9	0.25	1.99
6	3.5	3.0	12.0	13.0	1.0	11.0	30	0.857	10.5	1.0	0.6	2.03
7	3.0	3.5	11.0	12.0	1.0	10.5	31	1.16	10.5	1.0	0.79	2.46
8	2.5	3.5	13.0	14.0	1.0	12.0	32	1.40	0.71	1.0	0.50	2.59
9	4	4.0	14.0	15.0	1.0	10.5	33	1.0	16.0	0.9	0.74	3.07

Tableau 5.2 Tableau Synthétique des données utilisées dans les analyses statistiques (Ouenza)

N°	B	E	H	L	S	D	T	E/B	ExB	Es	Xct	IF
1	2.69	3.29	15.0	17.00	2.0	160	6	1.22	8.85	0.44	0.3	2.47
2	2.86	3.74	15.0	16.92	2.0	160	6	1.30	10.69	0.50	1.2	3.14
3	2.91	4.25	15.0	16.50	2.0	160	6	1.40	12.36	0.49	1.1	2.69
4	3.00	5.08	15.0	16.80	2.0	160	6	1.60	15.24	0.50	0.6	3.34
5	3.13	4.00	15.0	16.90	2.0	160	6	1.20	12.52	0.50	0.8	3.19
6	2.60	4.20	15.0	17.00	2.0	160	6	1.60	10.92	0.46	0.9	2.68
7	3.00	5.00	15.0	17.00	2.0	160	6	1.60	15.00	0.50	1.1	1.99
8	3.10	3.50	15.0	17.00	2.0	160	6	1.10	10.85	0.44	1.0	2.45
9	3.13	4.00	15.0	17.00	2.0	160	6	1.20	12.25	0.50	0.5	3.1

Légende : B : Banquette ; E : Espacement ; H : Hauteur du gradin ; L : Longueur du trou
 S : Surprofondeur ; D : Diamètre des trous ; T : Nombre de trous ;
 Lg/Lr : Rapport longueur largeur de la volée ; E/B : Rapport de maille ;
 ExB : Surface de maille ; Es : Energie spécifique ;
 Xct : taille caractéristique du tas abattus ; n : Indice de forme

Tableau 5.3 Paramètres géométrique étudiés

Symbole	Désignation	Symbole	Désignation
B	banquette , m	D	diamètre du trou , m
E	espacement , m	T	nombre de trous
H	hauteur du gradin , m	E/B	rapport de maille
L	longueur du trou , m	ExB	surface de maille , m ²
S	surprofondeur , m		

Tableau 5.4 Corrélations entre les paramètres étudiés

Coefficient de corrélation, r	$r > 0.90$	$0,70 < r < 0,80$
Paramètres	B et E	R et H
	B et D	R et L
	B et ExB	E et L
	D et E	
	D et ExB	
	L et H	

Tableau 5.5 Analyse de corrélations entre les paramètres étudiés

	B	E	H	L	S	D	T	E/B	ExB	IF
B	1	0.18	0.00	0.03	0.00	0.00	0.00	0.39	0.52	0.63
E	0.18	1	0.00	0.26	0.00	0.00	0.00	0.83	0.93	0.31
H	0.00	0.00	1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.24	0.00
L	0.03	0.26	0.00	1	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00	0.46
S	0.00	0.00	0.00	0.00	1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
D	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1	0.00	0.00	0.00	0.00
T	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1	0.00	0.00	0.00
E/B	0.39	0.83	0.00	0.20	0.00	0.00	0.00	1	0.57	0.61
ExB	0.52	0.93	0.00	0.24	0.00	0.00	0.00	0.57	1	0.05
IF	0.63	0.31	0.00	0.46	0.00	0.00	0.00	0.61	0.05	1

Nous n'avons donc retenu que les paramètres géométriques suivants:

L : longueur de trou, qui est corrélée à la hauteur de gradin et, dans une certaine mesure, à la surprofondeur.

ExB : la surface de maille, qui elle est fortement corrélée à la banquette, à l'espacement et au diamètre de trou..

E/B : le rapport de maille qui est faiblement corrélé à d'autres paramètres géométriques énumérés ci-dessus.

Le premier paramètre représente la dimension verticale de la volée tandis que le deuxième représente sa dimension latérale. Le rapport de maille, quant à lui, traduit l'interaction de ces deux paramètres.

5.4 Analyse des relations en fonction de la taille caractéristique du tas (Xct)

5.4.1 Influence des paramètres géométriques

Du fait que les paramètres géométriques sont restés quasiment constant dans les deux sites aucune corrélation n'existe entre eux comme le montre le Tableau 5.5 . La variabilité des données et deux valeurs propres sont presque égale à 1. Les regroupements par sites sont données dans la Figure 5.1

Nous déduisons que la maille résultante de ces paramètres étant fortement corrélé avec l'indice de fragmentation nous obtenons par conséquent une relation en fonction de la taille caractéristique du tas Figure 5.2

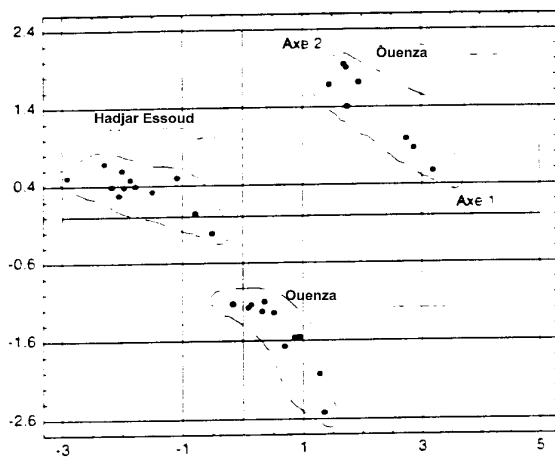


Figure 5.1 Nuage des tirs étudiés dans le plan des deux premiers axes.

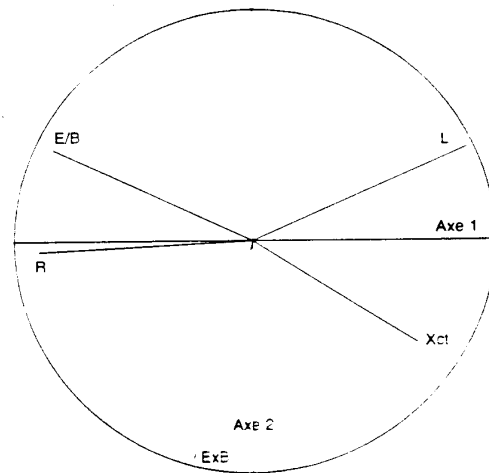


Figure 5.2 : Cercle de corrélation dans les deux premiers axes: influence des paramètres géométriques sur Xct

La figure 5.2 montre le cercle de corrélation déterminé par les mêmes axes factoriels. Le cercle de corrélation est une hypersphère de rayon 1 engendrée par les axes factoriels qui sont orthogonaux deux à deux. Les variables originelles se représentent comme des vecteurs normés à 1 dans ce J-espace, ou J égale le nombre de variables. Nous pouvons faire alors un bilan des liaisons entre les variables en projetant ces vecteurs sur les plans déterminés par les axes. Les principales règles d'interprétation sont les suivantes:

- un vecteur-variable projeté près de la circonférence indique une bonne représentation de cette variable sur ce plan factoriel. Un vecteur-variable projeté loin de la circonférence indique le contraire. On se gardera, dans ce cas de faire une interprétation de cette variable sur ce plan factoriel.
- le coefficient de corrélation entre deux variables et entre les variables et les axes factoriels est égal au cosinus des angles entre les vecteurs qui les représentent. Une forte corrélation entre une variable et un axe factoriel signifie que cette variable peut être remplacée par cet axe, en combinaison d'autres variables avec lesquelles le même axe est fortement corrélé. Une forte corrélation entre deux variables signifie qu'elles varient dans le même sens, c'est à dire que les deux variables augmentent ou diminuent en même temps. L'anti-corrélation entre deux variables implique une relation inverse.

Nous pouvons donc avancer les interprétations suivantes dans le cas de la figure 5.2.

Le premier axe traduit la relation entre la taille caractéristique du tas abattu Xct, la longueur du trou L, le rapport de maille E/B, et le nombre de rangées R. La taille caractéristique résultante diminue avec l'augmentation du nombre de rangées et de trous et du rapport de maille. Par contre, elle augmente avec la longueur du trou. Sur le même plan factoriel, on voit également l'influence du paramètre surface de maille: la fragmentation sera efficace dans le cas où ce paramètre augmente.

5.4.2 Influence des paramètres liés à l'énergie explosive

Dans une deuxième étape, nous avons introduit le paramètre lié à l'énergie de l'explosive, à savoir, l'énergie spécifique, E_s et le microretard μ . Les résultats de l'analyse (APP n°2) sont donnés dans la figure 5.3 et 5.4

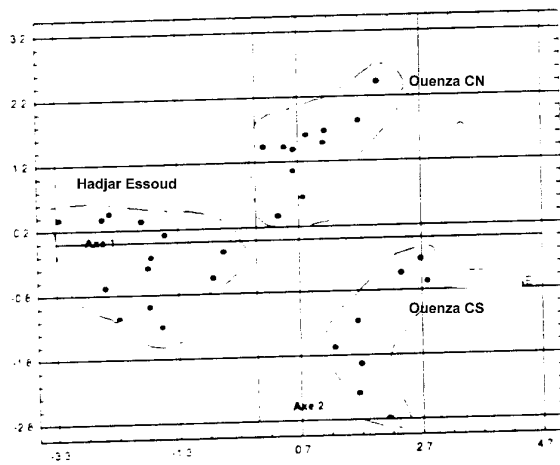


Figure 5.3 Nuage des tirs dans le plan des 2 premiers axes, indiquant un regroupement par site

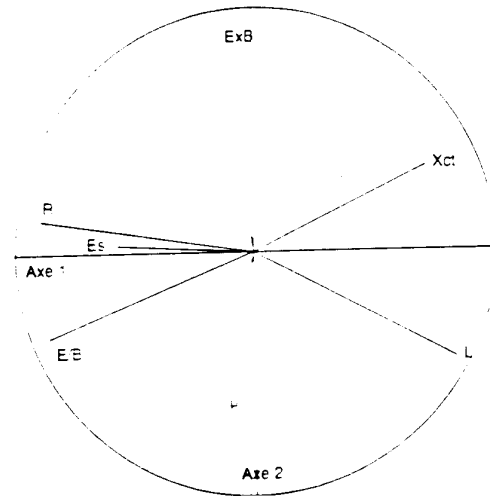


Figure 5.4 Cercle de corrélation dans les 2 premiers axes: influence sur Xct des paramètres géométriques et ceux liés à l'énergie explosive

Trois axes expliquent 85,96% de la variabilité dans les données analysées. Trois valeurs propres également dépassent l'unité. Le nuage des points projeté sur le plan factoriel déterminé par les premiers deux axes est montré dans la figure 5.3. Une fois encore, on note bien la ségrégation des tirs selon les sites étudiés sur ce plan factoriel.

1. La première composante traduit la relation entre la taille caractéristique du tas abattu Xct, la longueur de trou L, le rapport de maille E/B, le nombre de rangées R et dans une certaine mesure, l'énergie spécifique E_s . Cela confirme les résultats de l'analyse précédente en ce qui concerne l'influence de l'ensemble des paramètres géométriques (APP N°1). En outre ce plan factoriel nous indique les influences prépondérantes des paramètres rapport de maille et nombre de rangées par rapport aux paramètres énergie spécifique et surface de maille. Le plan factoriel déterminé par la première et la troisième
2. La deuxième composante est représentée par la surface de maille et traduit une certaine opposition de cette dernière avec la longueur du trou L. La troisième composante quant à elle oppose l'énergie spécifique aux microretards employés. En outre le plan factoriel déterminé par la deuxième et la troisième composantes figure 5.6 fait ressortir l'impédance de la proportion des charges de pied et de colonne étant presque perpendiculaires.

L'analyse a été refaite en introduisant les paramètres énergies de la charge de pied et de la charge de colonne. Les résultats de l'analyse APP N° 3 sont donnés dans la figure 5.7.

Nous retrouvons ici les conclusions de l'analyse précédente. Il apparaît en outre que la taille caractéristique du tas abattu soit quasiment indépendante de la proportion des charges de pied et de colonne, les vecteurs représentant le premier et les deux derniers paramètres étant presque perpendiculaires.

L'analyse ayant été refaite en écartant le paramètre énergie spécifique, il apparaît clairement que l'action de l'énergie fournie par la charge de pied ou par celle de colonne est indépendante de l'action de la charge explosive considérée globalement figure 5.8.

Cela est affirmé par la même disposition des vecteurs-variables dans le cercle de corrélation comme celle indiquée par la figure 5.7. On note une fois encore la faible corrélation du paramètre microretard avec les autres paramètres relativement bien représentés sur ce plan factoriel. Le résultat de l'analyse APP N° 4 est détaillé dans l'annexe.

Cette série d'analyse nous a fait remarquer, en plus des interprétations ci-dessus, que l'influence de l'ensemble des paramètres géométriques sur la fragmentation est indépendant de celle des paramètres liés à l'énergie explosive. En effet, nous avons vu que l'introduction des paramètres liés à l'énergie explosive n'a pas modifié les liaisons entre les paramètres géométriques et la granulométrie des tas abattus déjà observées auparavant APP N° 1.

Nous avons également retrouvé ces mêmes conclusions dans une autre étude visant à expliquer l'indice de fragmentation.

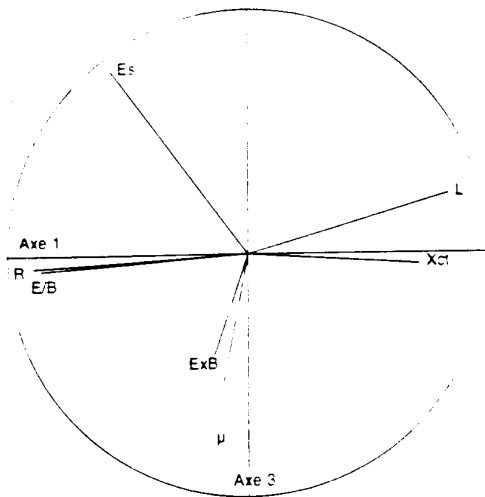


Figure 5.5 Cercle de corrélation axes 1 et 3: influence sur Xct des paramètres géométriques et ceux liés à l'énergie explosive

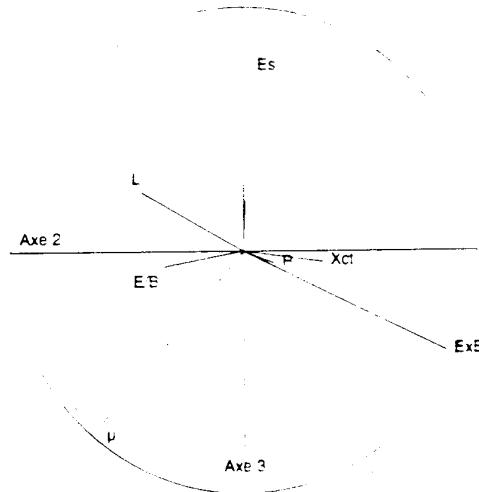


Figure 5.6 Cercle de corrélation axes 2 et 3: influence sur Xct des paramètres géométriques et ceux liés à l'énergie explosive

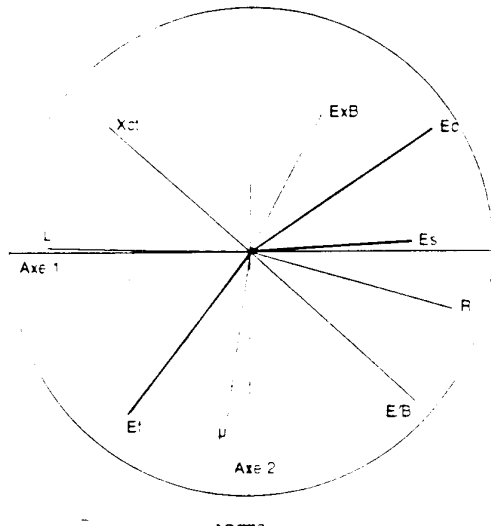


Figure 5.7 Cercle de corrélation axes 1 et 3: influence sur Xct des paramètres géométriques et ceux liés à l'énergie explosive

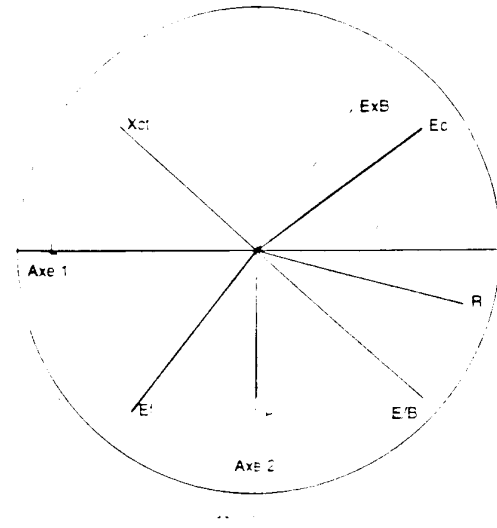


Figure 5.8 Cercle de corrélation axes 2 et 3: influence sur Xct des paramètres géométriques et ceux liés à l'énergie explosive

5.4.3 Influence des caractéristiques initiales des massifs rocheux

Nous avons par la suite refait l'analyse en introduisant les paramètres de la blocométrie du massif. Les paramètres de la blocométrie des massifs dans le cas de la carrière de Hadjar Soud ayant été estimés, nous n'avons pas pu introduire le paramètre indice de forme de la courbe ajustée sur la blocométrie des massifs dans les analyses. Nous avons donc fait l'analyse de l'influence de la taille caractéristique du massif sur la fragmentation. Les résultats de l'analyse APP N° 5 sont donnés dans la figure 5.9 et 5.10 et détaillés dans l'annexe . Il est évident et logique que la taille caractéristique du tas abattus soit positivement corrélée avec celle du massif.

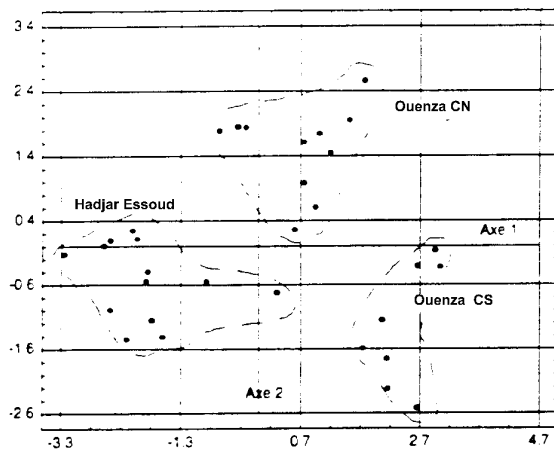


Figure 5.9 Nuage des tirs dans le plan des 2 premiers axes, indiquant un regroupement par site

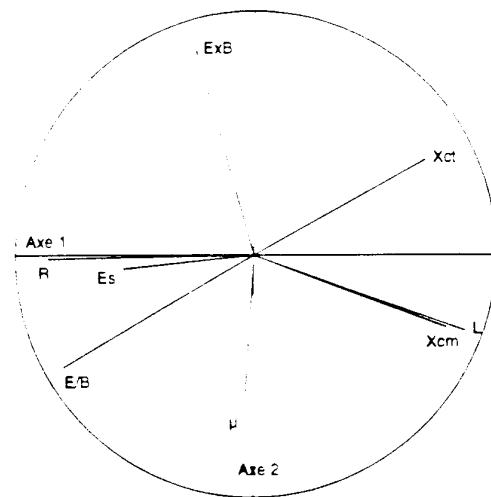


Figure 5.10 Cercle de corrélation dans les 2 premiers axes: influence sur Xct de l'ensemble des paramètres

L'introduction des deux paramètres E_f et E_c APP N°6 nous conduisent aux mêmes interprétations pour les liaisons entre les variables fournies par les analyses précédentes Figures 5.11 et 5.12. Ces analyses, en outre, nous indiquent l'influence majeure des caractéristiques du massif in-situ sur la fragmentation résultante.

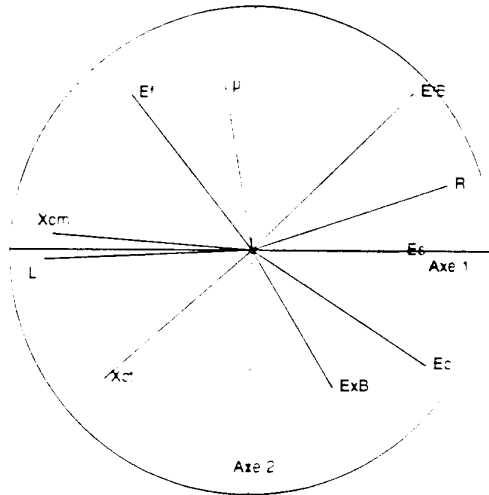


Figure 5.11 Cercle de corrélation dans les 2 premiers axes: influence sur X_{ct} de l'ensemble des paramètres

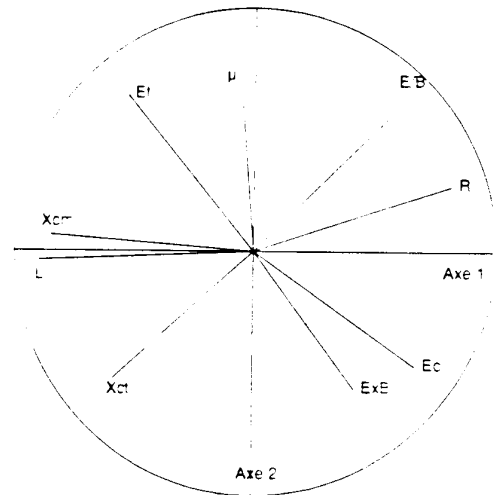


Figure 5.12 Cercle de corrélation dans les 2 premiers axes: influence sur X_{ct} de l'ensemble des paramètres

5.5 Analyse des relations en fonction de l'indice de forme de la granulométrie du tas (N_t)

L'analyse de l'influence de l'ensemble des paramètres explicatifs sur l'indice de forme (N_t) de la courbe de Rosin-Rammler ajustée à la granulométrie du tas est moins évidente que pour X_{ct} . En effet, les résultats de plusieurs analyses ont indiqué que ce paramètre est largement indépendant des autres paramètres. Nous ne présentons ici que les résultats les plus intéressants.

Les résultats de l'analyse de l'influence des paramètres géométriques (APP N° 7) sont donnés la figure 5.13 et 5.14 et détaillés dans l'annexe.

Deux axes expliquent 78,5% de la variabilité dans les données analysées. Deux valeurs propres également dépassent l'unité. Le nuage des points projeté sur le plan factoriel déterminé par les deux premiers axes est montré dans la figure 5.13. Une fois encore, on note la ségrégation des tirs selon les sites sur ce plan factoriel.

En ce qui concerne les liaisons entre les paramètres étudiés. La figure 5.14 nous montre le cercle de corrélation des 2^{ème} et 3^{ème} axes sur lequel le paramètre à expliquer est le mieux représenté. Nous remarquons sa quasi-indépendance vis à vis des paramètres géométriques.

Les résultats de l'analyse de l'influence des paramètres liés à l'énergie explosive APP N°8 sont donnés dans la figure 5.15 et 5.16.

La figure 5.15 montre le cercle de corrélation déterminé par les deux premières composantes. Il semblerait que l'indice de forme soit anti-corrélé avec les micro retards et corrélé avec la surface de maille. Cependant, en observant le plan factoriel déterminé par la 2^{ème} et la 4^{ème} composantes Figure 5.16 sur lequel ce paramètre est le mieux représenté ainsi que les paramètres micro retard et surface de maille, nous constatons que ces paramètres sont quasi – indépendants, les vecteurs étant presque perpendiculaire entre eux. La même figure

nous indique que le paramètre indice de forme est quasi indépendant des autres paramètres géométriques et de ceux liés à l'énergie explosive.

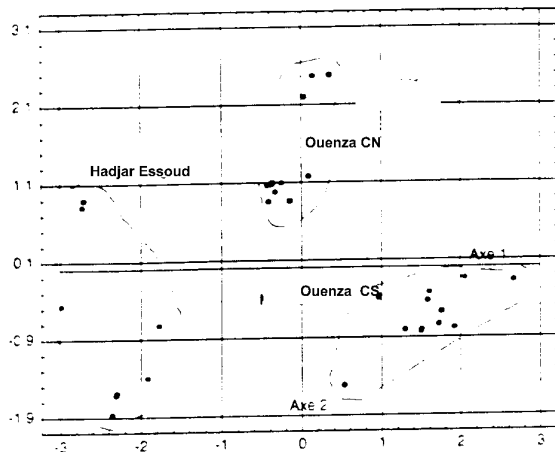


Figure 5.13 Nuage des tirs dans le plan des 2 premiers axes, indiquant un regroupement par site

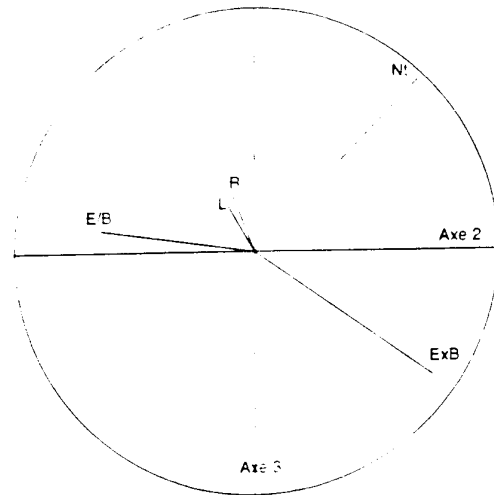


Figure 5.14 Cercle de corrélation dans les 2 premiers axes: influence sur Nt des paramètres géométrique

L'introduction des paramètres E_f et E_c et l'introduction de la taille caractéristique de la blocométrie de massif nous fournit les mêmes conclusions. La variabilité indice de forme (N_t) ne présente pas de corrélation remarquable avec les autres paramètres étudiés.

5.6 Analyse des paramètres X_{ct} et N_t

Nous avons cherché aussi les liaisons qui peuvent exister entre les paramètres explicatifs en introduisant à la fois les paramètres taille caractéristique et indice de forme de la granulométrie des tas abattus. Les analyses conduites avec ces deux paramètres à la fois, selon la démarche décrite auparavant pour X_{ct} et N_t , (introduction successive de différents paramètres dont les résultats sont détaillés en annexe , APP N°9, N°10 et N°11) ne font que retrouver les relations déjà décrites auparavant à chacune des étapes, sans rien apporter de nouveau.

Nous avons par ailleurs constaté de façon classique que les données deviennent de moins en moins structurées au fur et à mesure qu'on introduit des paramètres explicatifs de plus en plus nombreux. Ainsi, nous n'avons que deux valeurs propres supérieures à 1 dans l'APP N°10 , représentant des données très structurées. Par contre, pour l'APP N°11 et 12 quelques valeurs propres sont supérieures à 1.

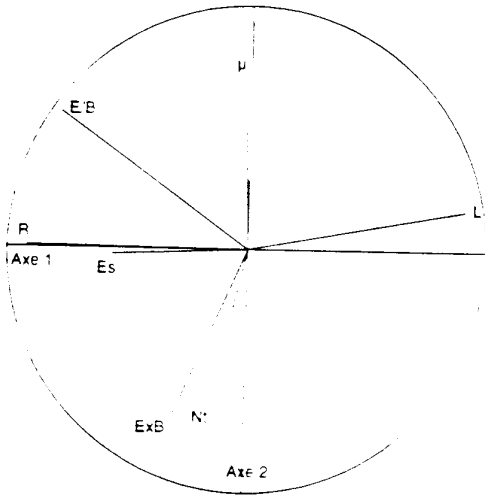


Figure 5.15 Cercle de corrélation dans les 2 premiers axes: influence sur N_t des paramètres géométriques et ceux liés à l'énergie explosive

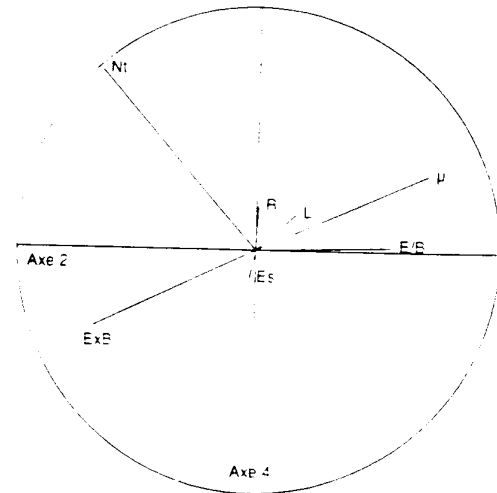


Figure 5.16 Cercle de corrélation dans les axes 2 et 4 : influence sur N_t des paramètres géométriques et ceux liés à l'énergie explosive

5.7 Discussions et Conclusions

Nous présentons ici un récapitulatif des résultats de l'APP. L'analyse du paramètre X_{ct} ayant donné des résultats plus faciles à interpréter, nous en tirons les principales conclusions suivantes:

1. De tous les paramètres étudiés, il semble que le rapport de maille (E/B) soit celui qui influence le plus la fragmentation. Tous les résultats des analyses décrits ci-dessus nous indiquent la forte corrélation négative entre ce paramètre et la taille caractéristique des tas abattus. On a pu démontrer que l'influence de ce paramètre est plus importante de celle concernant les paramètres liés à l'énergie explosive et à la blocométrie des massifs. Ceci confirme la validité de plusieurs modèles existants qui utilisent ce paramètre.

2. Le nombre de trou et la banquette (qui tous deux décrivent la taille de la volée) est également un paramètre influent. Il est aussi quasi-independant des autres paramètres. Il apparaît que l'augmentation de la taille de volée améliore la fragmentation. Cela peut s'expliquer comme suit:

- l'effet du bord de la volée. Généralement, les conditions aux limites de la volée jouent contre une bonne fragmentation; Une maille régulière est difficilement réalisable aux limites d'un tir. En outre, des fissures ouvertes existent souvent aux limites du tir à cause des tirs précédents. Cela a pour conséquence la dissipation des gaz libérés par l'explosion avant même qu'ils fassent leur travail; On peut s'attendre donc à une proportion plus significative de gros blocs dans le cas des tirs de volume plus petit car une proportion plus élevée des trous se trouveront aux limites du tir.
- les volées plus importantes favorisent la collision des blocs entre eux pendant l'abattage qui aide à la fragmentation.

3. La longueur des trous se révèle comme un paramètre corrélé positivement à la taille caractéristique du tas abattu dans tous les résultats des analyses. Cela s'explique par l'effet de

ce paramètre sur la distribution linéaire de la charge; Le diamètre des trous restant constant, un trou plus long aurait pour conséquence une distribution linéaire moins efficace de la charge et une longueur plus importante du bourrage; On peut donc s'attendre, dans ces conditions, à une fragmentation moins bonne.

4. Dans tous les résultats, quoique dans une moindre mesure par rapport à tous les paramètres cités auparavant, l'énergie spécifique et les microretards sont corrélés négativement à la taille caractéristique des tas abattus. Il est évident qu'en augmentant la charge, on dispose davantage d'énergie pour fragmenter le massif, ce qui conduit à une meilleure fragmentation.

5. L'influence des microretards est moins évidente; Les résultats montrent que ce paramètre est largement indépendant des autres paramètres. Nous avons donc tenté d'en analyser l'influence sur l'ensemble des données. La figure 5.17 montre l'indice de fragmentation pour tous les tirs en fonction des microretards employés; Elle montre une valeur optimale autour de 40 ms.

6. Les caractéristiques initiales des massifs rocheux ont un effet considérable sur la fragmentation résultante des tas abattus. Il est clair qu'une bonne blocométrie grossière du massif donnera une fragmentation grossière du tas abattu, tous les autres paramètres restant constants par ailleurs.

Il faut souligner, toutefois, que l'analyse en paramètres principales ne fait état que des corrélations linéaires existant entre les paramètres. Cela explique probablement la faible corrélation indiquée entre la taille caractéristique et l'énergie spécifique. Il est concevable qu'une relation de type non-linéaire puisse exister entre ces deux paramètres.

L'APP nous fournit les paramètres les plus influents et l'influence relative de chacun d'entre eux, mais cela se limite à une interprétation qualitative. Pour dégager des relations plus explicites, nous avons décidé d'effectuer une analyse discriminante qui nous permettra de déterminer l'influence quantitative de ces paramètres sur la fragmentation et de construire un outil.

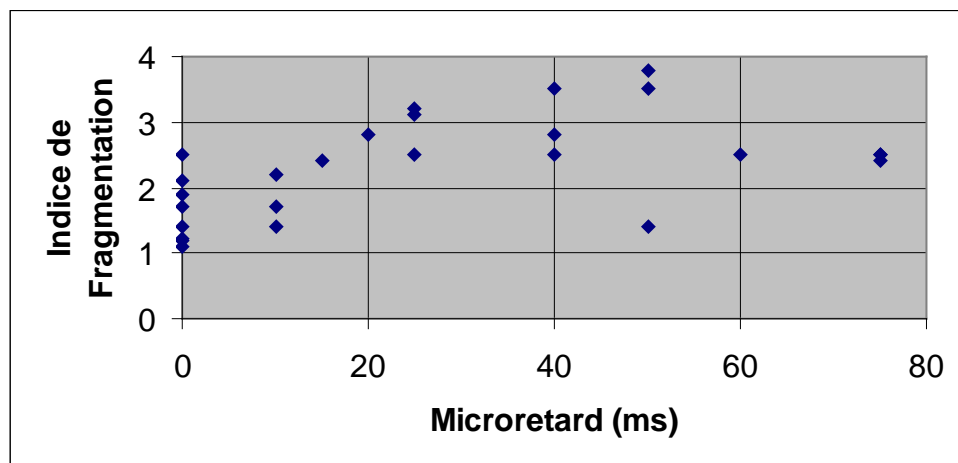


Figure 5.17 Etude de l'influence des microretards sur la fragmentation (ensemble de mesure)

5.8 Recherche d'un modèle quantitatif : analyse discriminante

Le but est de trouver une fonction qui arrivera à classer les données selon des groupes prédéfinis. Cette fonction est en fait une combinaison linéaire des variables originales qui caractérisent les données. Géométriquement, cette fonction définit des hyperplans dans l'espace en J- dimensions, J étant le nombre de variables descriptives, qui séparent le mieux les données dans les groupes définis.

Pour classer les données, nous avons adopté le regroupement basé sur la taille caractéristique des blocs des tas abattus comme suit :

Tableau 5.6 Classification adoptée pour l'analyse discriminante de données

Code	Taille caractéristique	Description	Nombre d'observation
1	$\leq 0,60$ m	bonne fragmentation	17
2	$0,60 < X_c < 1,0$	assez bonne fragmentation	33
3	$\geq 1,0$ m	mauvaise fragmentation	3

Par ailleurs, nous avons retenu les variables suivantes pour l'analyse:

Paramètres géométrique:

- rapport de maille, espacement sur banquettes, E/B
- nombre de rangée, R
- longueur de trou, L
- surface de maille, Ex B
- diamètre de trou, D

Paramètre liés à l'énergie explosive:

- énergie spécifique, Es
- énergie de charge de fond, Ef
- énergie de charge de colonne, Ec
- microretard, μ

Paramètre lié au massif rocheux:

- Taille caractéristique de la distribution de taille des blocs, Xcm

Elles ont été retenues pour les raisons suivante:

- l'APP nous indique qu'elles sont les plus influentes sur la fragmentation
- elles ne sont que faiblement corrélées une à une, ce qui contribue à des analyse plus stables.

Nous recherchons une fonction comprenant toutes ou un sous – ensemble des variables explicitées ci-dessus. Pour les données avec plu de deux catégories, nous disposons de plusieurs méthodes pour déterminer la fonction discriminante la plus efficace. La première est

fondée sur la minimisation du paramètre appelé lambda de Wilks, qui concerne le rapport des déterminants de la matrice de variance interclasse et de la matrice de variance généralisée. Nous pouvons aussi étudier l'affectation des observations aux groupes prédéfinis par l'application d'une fonction discriminante aux données. Celle qui s'avère la plus efficace pour classer correctement les observations est la fonction idéale. Les distances entre les centres de gravité de chaque sous-nuage représentant les classe peuvent être également utilisées comme critère. La fonction idéale doit accomplir les meilleures séparations entre les sous-nuages. ces différentes méthodes ne fournissent pas forcément les mêmes résultats.

Nous avons commencé l'analyse en prenant en compte tous les paramètres retenus. Par la suite, nous avons progressivement écarté quelques paramètres géométriques et les paramètres qui distinguent le type d'énergies d'explosive. Le tableau 5. 7 indique les résultats de l'analyse effectuée.

Le tableau indique que les fonctions qui fournissent les valeurs minimales de lambda de Wilks sont aussi celles qui accomplissent les meilleures séparations des centre de gravité des sous-nuages. Ce sont les résultats des analyse 1, 2, 3 et 4; Les graphiques montrant les axes discriminants et le nuage d'observations sont montrés dans les figures 5. 18 a,b,c et d. Nous voyons que c'est le premier axe discriminant qui arrive à effectuer la meilleur séparation des sous-nuages, spécialement les sous-nuages 1 et 2; Il apparaît que les sous-nuages 2 et 3 sont mieux séparés par le deuxième axe discriminant. Néanmoins, la séparation globale s'effectue plus efficacement sur le premier axe.

Tableau 5. 7 Résultats de l'analyse discriminante

Variabes considérées dans le model	Lambda de Wilks	Distances total entre les centres de gravité des groupes
1. Tous les paramètres	ftn 1 : 0.1815 ftn 2 : 0.7834	5.8333 1.8983
2. moins E x B	ftn 1: 0.2023 ftn 2 :0.7832	1.8933 5.3798
3. moins D	ftn 1 : 0.2003 ftn 2 : 0.7816	5.3798 1.9030
4. moins R et D	ftn 1 : 0.2217 ftn 2 : 0.7970	5.2786 1.8280
5. moins Ef et Ec	ftn 1 : 0.2557 ftn 2 : 0.8436	4.4917 1.5228
6. moins Ef, Ec et D	ftn 1 : 0.2569 ftn 2 : 0.8508	4.5152 1.4823
7. moins Ef, Ec, D et R	ftn 1 : 0.2939 ftn 2 : 0.8659	4.2672 1.4057

Les tableaux suivants fournissent les détails d'affectation des données dans les différents groupes par l'application des fonctions discriminantes.

Tableau 5. 8 (a) Résultats de classification n° 1

Groupe Réel		Groupe d'affectation des tirs					
Groupe nombre total de tirs		1		2		3	
		nombre	pourcentage	nombre	pourcentage	nombre	pourcentage
1	17	15	88,24	2	11,76	0	0,00
2	13	1	7,69	8	61,54	4	30,77
3	3	0	0,00	0	0,00	3	100,00

Tableau 5. 8 (b) Résultats de classification n° 2

Groupe Réel		Groupe d'affectation des tirs					
Groupe nombre total de tirs		1		2		3	
		nombre	pourcentage	nombre	pourcentage	nombre	pourcentage
1	17	15	88,24	2	11,76	0	0,00
2	13	1	7,69	9	69,23	3	23,08
3	3	0	0,00	0	0,00	3	100,00

Tableau 5.8 (c) Résultats de classification n° 3

Groupe Réel		Groupe d'affectation des tirs					
Groupe nombre total de tirs		1		2		3	
		nombre	pourcentage	nombre	pourcentage	nombre	pourcentage
1	17	15	88,24	2	11,76	0	0,00
2	13	1	7,69	9	69,23	3	23,08
3	3	0	0,00	0	0,00	3	100,00

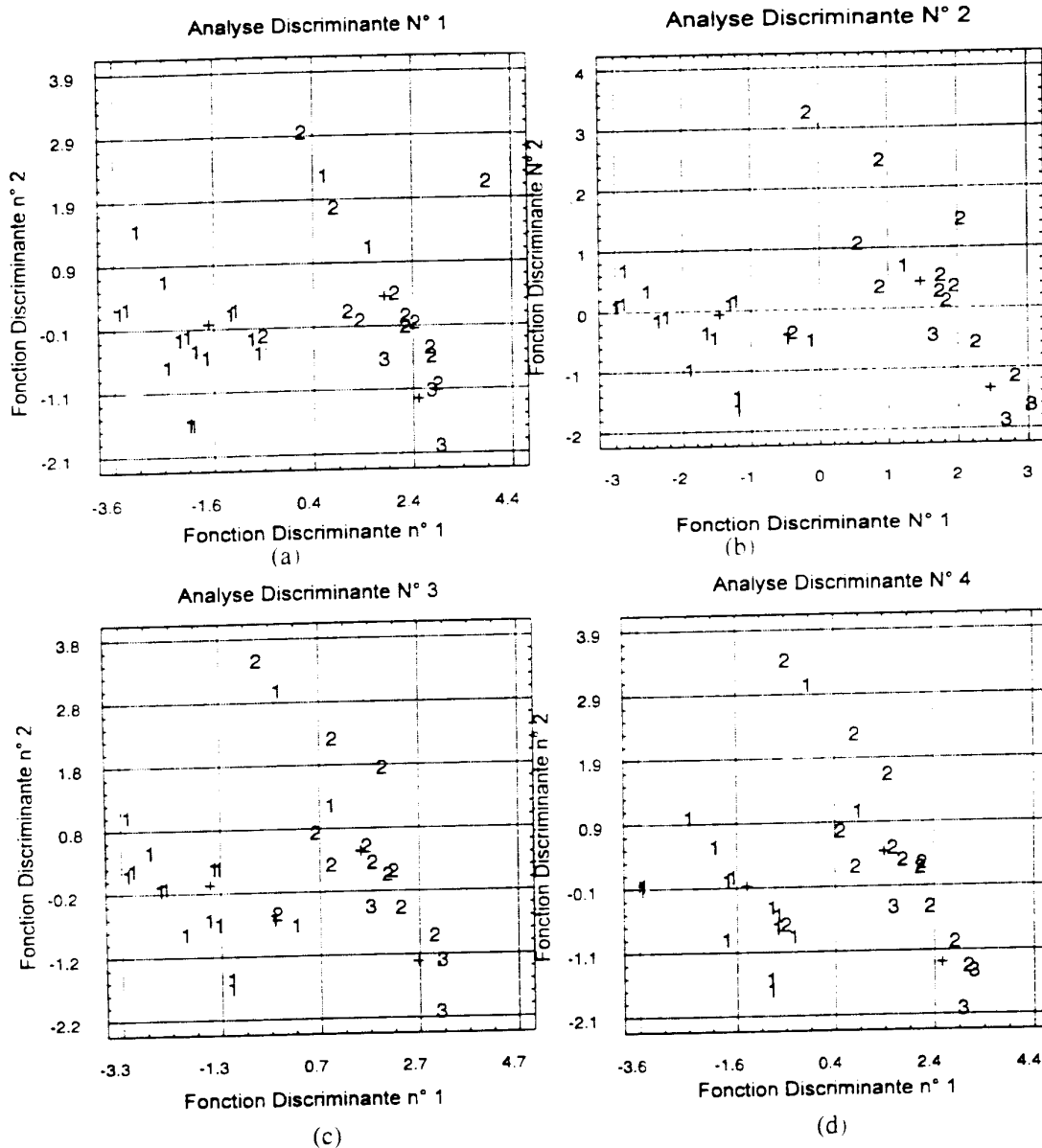
Tableau 5. 8 (d) Résultats de classification n° 4

Groupe Réel		Groupe d'affectation des tirs					
Groupe nombre total de tirs		1		2		3	
		nombre	pourcentage	nombre	pourcentage	nombre	pourcentage
1	17	15	88,24	2	11,76	0	0,00
2	13	1	7,69	9	69,23	3	23,08
3	3	0	0,00	0	0,00	3	100,00

Les résultats montrent que la fonction discriminante de l'AD n° 1 est la moins efficace, car elle a mal classé une observation de p lus du deuxième sous-nuage par rapport aux autres analyses, qui sont arrivées à classer les individus avec la même efficacité.

L'examen visuel des graphiques indique des classification plus efficace dans le cas des résultats de l'AD n° 2 et 3 surtout au niveau des centres de gravité des sous-nuages. Le Tableau 5. 7 nous signal la différence entre ces deux analyses : la première utilise le paramètre surface de maille (ExB) tandis que la deuxième le paramètre diamètre de trou (D), deux variables qui sont fortement corrélées; En revanche , l'AD n° 1 emploie à la fois ces

deux variables, ce qui peut expliquer les résultats moins satisfaisants. L'AD n° 4, quant à elle, écarte le paramètre nombre de rangée (R) qui est une variable significative.



Nuages des individus du groupe 1, 2 et 3 respectivement

Figure 5.18 Nuages des individus sur les plans déterminés par les deux axes discriminants : résultats de l'analyse discriminante (a) n° 1 (b) n° 2 (c) n° 3 et (d) n° 4.

Nous avons donc retenu les AD n° 2 et 3 comme celles effectuant la meilleure séparation des individus selon les différents groupes définis. Les fonctions de classification correspondantes sont données dans l'annexe.

Théoriquement, ces fonctions de classification doivent permettre de classer un tir dans une des 3 classes de fragmentation seulement à partir des paramètres d'entrée choisis. En d'autres termes, cela doit nous permettre de prédire si un tir aura ou non de bons résultats en terme de fragmentation à partir de la seule connaissance de quelques paramètres de tir et du massif rocheux judicieusement choisis.

5.9 Conclusions

Ce chapitre a mis en évidence la complexité liée à l'analyse des phénomènes associés à plusieurs variables en général, et à la fragmentation des massifs à l'explosif en particulier, l'application d'une méthode d'analyse multivariable, spécifiquement l'analyse en paramètres prépondérants a fait ressortir les liaisons des paramètres entre eux et leur influence relative sur les résultats des tirs.

Il apparaît que l'ensemble des paramètres géométriques exerce une influence plus importante sur la fragmentation que ceux liés à l'énergie explosive. En particulier le paramètre rapport de maille s'est révélé comme ayant une influence prépondérante; En ce qui concerne l'énergie explosive, l'utilisation de microretards semble indispensable pour obtenir de bons résultats. Il semble également qu'une valeur optimale existe, égale à 40 ms dans les mines étudiées. L'application de cette conclusion à d'autres exploitations doit être toutefois vérifiée.

Nous avons été amenés par la suite à établir une fonction en employant les paramètres significatifs pour nous permettre de prévoir les résultats des tirs, en utilisant la méthode de l'analyse discriminante. L'application de cette loi aux données provenant d'autres sites s'est avérée très efficace et ce premier résultats nous paraît très encourageant pour la suite. Il est très probable que la fonction discriminante que nous avons établie sera améliorée dans le futur sur la base de l'étude d'autre carrières dont les données viendront élargir celles ici analysées.

Conclusion Générale

Face à la complexité du nombre de paramètres (et de leur relations) mis en jeu lors d'un tir d'abattage, un exploitant ne dispose que des règles de l'art existantes et au mieux des quelques modèles disponibles mais dont la validation à l'échelle industrielle reste le plus souvent à démontrer.

Nous avons tenté dans ce travail de proposer une nouvelle approche pour pouvoir évaluer l'efficacité d'un tir. Elle est fondée sur la comparaison de la distribution de la taille des blocs après fragmentation par la méthode photo planimétrique et la distribution par le modèle de Kuz-Ram dont nous avons changé un paramètre, avec une méthodologie distincte permettant de déterminer le volume de la roche abattue par trou.

Durant plus de deux années, nous avons appliqué cette méthodologie à différentes carrières avec des conditions variées du point de vue géologique ou méthode d'exploitation. Dans cette thèse, nous avons choisi de détailler son application à deux carrières de l'est Algérien, celle de Hadjar Soud, une exploitation de calcaire utilisé pour l'obtention du ciment et celle de l'Ouenza, minerai de fer, utilisé principalement pour l'alimentation du complexe sidérurgique d'El-Hadjar pour l'obtention de l'acier. Dans chaque site, nous avons étudié plusieurs tirs de caractéristiques suffisamment diverses pour permettre de valider l'application de la méthodologie à des cas très variés.

Pour un site donné, les résultats obtenus nous ont permis de déceler l'influence de quelques paramètres sur les résultats des tirs. En particulier, le rapport de la maille (E/B) qui de part le changement du volume du tas abattu par trou permet la précision dans le calcul de prédiction de prédire le pourcentage granulométrique des roches de chaque classe. Nous avons pu améliorer de 25% en moyenne l'efficacité des tirs dans les deux carrières.

Nous avons introduit un paramètre calculé appelé l'indice de fragmentation, qui est égal au rapport de la taille des blocs dans le massif et celle du tas abattu correspondant. Ce paramètre traduit d'une façon quantitative l'efficacité d'un tir en fonction des caractéristiques initiales du massif. Il a permis une meilleure compréhension de l'influence de différents paramètres sur les résultats des tirs et a rendu la comparaison des tirs entre eux plus facile.

Le dépouillement de l'ensemble des résultats par la suite nous a permis d'effectuer une analyse globale pour faire ressortir les paramètres les plus influents sur les résultats des tirs et leurs liaisons entre eux. Ces paramètres peuvent être schématiquement divisés en trois groupes :

1. les paramètres géométriques : ils conditionnent la distribution de la charge dans l'espace. Les analyses de corrélations nous indiquent qu'ils peuvent être représentés par quelques-uns d'entre eux, à savoir la surface de maille, longueur des trous, le nombre de rangées et *le rapport de maille*. C'est ce dernier qui apparaît avoir une influence prépondérante sur la fragmentation résultante.
2. les paramètres liés à l'énergie explosive mise au travail dans l'opération d'abattage. Les microretards, d'un autre côté, conditionnent la distribution de l'énergie mise en œuvre dans l'abattage. Notre travail a mis en évidence l'existence d'une valeur optimale pour ce paramètre.

Grâce à l'analyse discriminante, nous avons élaboré une loi destinée à prévoir les résultats des tirs à partir de quelques paramètres caractérisant le massif rocheux et l'énergie explosive que l'APP a démontrés comme étant les plus significatifs. L'outil a été appliqué avec succès aux carrières étudiées puis validé avec des données provenant d'une autre carrière (U S Bureau des mines). Ceci nous amène à penser que sa généralisation pourra être réalisée dans le futur par l'étude d'autres carrières qui permettront d'élargir l'analyse grâce à des données plus nombreuses.

Ces résultats confirment la validité de notre méthodologie pour évaluer l'efficacité des tirs. En particulier, la modélisation empirique permettant de prédire avec une assez bonne précision la granulométrie, ainsi que la facilité d'utilisation du programme qui met en évidence la courbe granulométrique après tout changement de paramètre géométrique du massif ou de l'explosif. De même, la méthode d'analyse d'image des photos des tas abattus nous a fourni une estimation satisfaisante de la granulométrie des tas. Tous les résultats que nous avons obtenus sont logiques et sont corroborés par les observations directes sur le terrain.

Cependant, il reste des améliorations à faire pour rendre l'application de la méthodologie plus efficace et moins fastidieuse. Cela concerne spécifiquement le relevé des discontinuités sur le terrain, pour lequel sinon une automatisation du moins une simplification importante est envisageable par la méthode d'analyse d'images des photos des fronts des gradins. Il en va de même pour l'analyse des photos des tas abattus qui pourrait être automatisée complètement. Au niveau du traitement des données, nous envisageons de rendre l'utilisation des programmes encore plus conviviale, afin de faciliter leur compréhension et surtout leur utilisation d'une manière efficace.

Pour finaliser, cette étude doit être suivie par une évaluation économique des opérations minières. Bien que le gain est évident du fait de l'élimination radicale des travaux de débitage secondaire. Une étude préliminaire estimatif nous a montré qu'une économie de l'ordre de 23% du coût total des opérations (abattage, chargement, transport et concassage) peut être réalisée grâce à l'amélioration de la fragmentation des tas abattus. Et ceci malgré une augmentation de l'ordre de 17% du coût de l'abattage. Il faudra donc prendre en compte le coût de l'exploitation en amont (foration et chargement d'explosifs) et en aval (chargement du tas, transport, concassage et broyage) pour évaluer l'impact global de la méthodologie sur l'ensemble des opérations minières.

- Adams, T.F, R.B., Margolin, L.C et Nichols, B.D.,** 1983 ."Simulation of rock blasting with the SHALE code", Trans. First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting. Vol 1, Holmberg, R et Rustan., eds., Lulea Suède, pp 361-373
- Aller, J., du Mouza, J et Arnould, M.,** 1992, "A method of evaluation of rock mass fragmentation by blasting", 3rd Asia-Pacific Mining Conference, 18-21., mars 1992, Manille, Philippines
- Arnould, M., Denizot, B du Mouza, J. et Xu, J.,** 1990. "Evaluation de la fragmentation des massifs rocheux à l'explosif", Ind. Mineral et Carrière – Les techniques, n°2, pp 11-15
- Ash, R.L.,** 1985 , "Flexural rupture as a rock brekage mechanism in blasting", Fragmentation in Blasting Fourney, W.L. et al. eds., Soc, for Experimental Mechanics, 1 ere ed., pp 24-29
- Atkinson, T., Waller, M.D and Denby, B,** 1989, "Surface Mining – Future Concepts", Symp Surface Mining – Future Concepts, University of Nottingham, Marylebone Press, Manchester, April 1989, pp 5-11
- Attewell, P.B.,** 1963, "Dynamic fracturing of rocks", Colliery Engineering , juillet, 1963
- Baecher, G.B.,** 1983, "Statistical analysis of rock mass fracturing". Mathematical Geology, Vol, 15,N°2, 1983, pp 329-348
- Barker, D.B. et Fourney, W.L. et Dally, J.W.,** 1978, "The influence of stress waves on explosive-induced fragmentation borehole crack network", 19th US Symp, on Rock Mechanivs, Lake Tahoe, NE
- Belhamri, H, A.,** 1986, " Polycopié sur L'abattage des roches", Département des Mines Université d'Annaba
- Bergmann, O.,** 1983, "Effect of explosive properties, rock type and delays on fragmentation in large model blasts", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 1, Holmberg, R et Rustan, A., eds., Lulea, Suede, pp 71-78
- Blanchier, A., Thiard, R. et Weber, P.,** 1988, "Theorie du travail à l'explosif", Ind, Minérale et Carrière – les techniques, mai - juin , 1988, pp 17-21
- Bouden-Ramdhane, N.,** 1987, "Contribution à l'étude de la fragmentation des massifs rocheux à l'explosif", Thèse, ENSMP, soutenu février, 1987, 229 p
- Cunningham, C.,** 1983, "The KUZ-RAM model for prediction of fragmentation from blasting", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 2, Holmberg, R et Rustan, A., eds Lulea, Suede, pp 439-453
- Chitombo, G., Scott, A.,** 1990," An Approach to the Evaluation and Control of Blast Induced Damage", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31

- Digby, P.J., Nilsson, L. et Bergman, B.O.**, 1983, "Computer simulation of blast-induced vibration, fracture and fragmentation by Blasting, Vol 1, Holmberg, R et Rustan, A., eds., Lulea, Suede, pp 393-406
- Dolgov, K.A.**, 1983, "Regulation of the process of hard rocks fragmentation by blasting", Vol 1, Holmberg, R et Rustan, A., eds., Lulea, Suede, pp 43-47
- Duvall, W. I. et Atchison, T.C.**, 1957, "Rock breakage by explosives", US Bureau of Mines Rep, of Investigation 5356, 52p.
- Einstein, H.H. et Baecher, G..**, 1983, "Probabilistic and statistical methods in engineering geology", Rock Mechanics and Rock Engineering, Vol 16, pp 39-72
- Franklin, J. et al**, 1987, "Rock mass characterisation using photoanalysis", 28th US Rock Mechanics Symp., Tucson, Arizona, 29 juin – juillet, 1987
- da Gama, D.**, 1983, "Use of comminution theory to predict fragmentation of jointed rock masses subjected to blasting", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 2, Holmberg, R et Rustan, A., eds Lulea, Suede, pp 565-579
- Gill, P.E., Murray, W, and Wright,M,H**, 1981 " Practical Optimisation", Academic Press
- Grieve, B.L.**, 1990," Drill and Blast Optimisation – A mine perspective", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Hadjadj, A.E.**, 1989, " Optimum selection of surface mining equipment", PhD thesis, Nottingham Mining Department , December 1989.
- Hadjadj, A.E., Singh,R.N.**, 1989," Applied Decision Theory in Selecting Surface Mining Equipment", Symp Surface Mining – Future Concepts, University of Nottingham, Marylebone Press, Manchester, April 1989
- Hagan, T.N. et Just, G.D.**, 1974, "Rock breakage by explosives - theory, practice and optimisations", Trans Advances in Rock Mechanics, Proc, 3rd International Society of Rock Mechanics Congress, Denver, Colorado, vol II-B, pp 1349-1358
- Hagan, T.N.**, 1983, "The influence of controllable blast parameters on fragmentation and mining costs", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 1, Holmberg, R et Rustan, A., eds Lulea, Suede, pp 31-51
- Harries, G.**, 1990, " Development of a Dynamic Blasting Simulation ", Rustan, A., 1990," Burden, Spacin and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Hino, K.**, 1959, "Theory and practice of blasting",1st ed., Nippon Kayaku Co., Ltd., 189 p.
- Honma, H.**, 1990," Properties of rock blasting", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Hunter, G.C, Sandy,D.A, et Miles,N.J.**, 1990,"Optimisation of blasting in a large open pit mine", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31

Hutchings, J., 1990, " Blasthole Diameter and its Effect on Explosive Distribution", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31

Just, G.D., 1971, "The mechanics of rock breakage by explosives", Rock Blasting Seminar, University of Queensland, pp 29-48

Kleine, T.H., 1988, "A mathematical model of rock breakage by blasting ",PhD.Thesis, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC), Dept, of Mining and Metallurgical Engineering, University of Queensland, 446p.

Kleine, T.H., Cocker, A., and Kavetsky, A., 1990 " The Development and Implementation of a Three Dimensional Model of Blast Fragmentation and Damage", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31

Kovalenko, V., Ambartsoumian, N, Lahmer, K,M, 1986," Exploitation des carrières", OPU 1986

Kristiansen, J., Kure,K., Vestre, J., and Bergqvist, I., 1990" An Investigation of Heave and Fragmentation Related to Explosive Properties," Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31

Langefors, U. et Kihlstrom, B., 1979, "The modern technique of rock blasting ",AWE / Gebers, Stockholms, Suede, 438 p.

Lowds, C.M., 1983, "Computer modelling of fragmentation from an array of shotholes", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 2, Holmberg, R et Rustan, A., eds Lulea, Suede, pp 455-468

Lowds, C.M., Ludy, L., 1990, " The partition of Energy in Blasting with Non-Ideal Explosives", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31

Merciecca, C., Lafond, D., et Weber, F., 1992,"Tirs, Fabrication sur le site, Tirs et environnement, méthodes de calcul", Mines et carrières, Vol 74, mai 1992

Montoto, J.J. et Gonzales, E., 1993, "New analytical techniques to evaluate fragmentation based on image analysis by computer methods", Offprint , Proc, 4th Intl Symp on Rock Fragmentation by Blasting, Vienna, Austria, 5-8 July, 1993, ed AA Balkema Rotterdam, pp 309-316

Murray, R., 1981," Probabilité et Statistique, Cours et Problèmes", Serie Schaum

Nicholls, H.R. et Hooker, V.E., 1962, "Comparative studies of explosives in granite, 3rd series of tests", US Bureau on Mines Rep, of Investigation 6693, 46 p.

Ouchterlony, F., Niklasson,B and Abrahamson, S., 1990," Fragmentation Monitoring of Production Blasts at MRICA", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31

- Persson, P.**, 1983 , "Energy in rock fragmentation", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 2, Holmberg, R et Rustan, A., eds Lulea, Suede, pp 777-788
- Persson, P.**, 1990," Fragmentation Mechanics", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Rustan, A.**, 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Rustan, A., Vutukuru, V.S. et Torbjorn, N.**, 1983,"The influence from specific charge geometric scale and physical properties of homogeneous rock on fragmentation", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 1, Holmberg, R et Rustan, A., eds Lulea, Suede, pp 115-142
- Sharma, D.K., Pandey, A.K., Srivastava, A, and Das,A**, 1990," A performance prediction model for optimised drilling and blasting costs", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Sheikh, A.M. et Chung,S.H.**, 1987,"Predicting fragmentation sizing profiles for different blasting patterns", Trans, Second International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Fourny W, et Dick, R., eds Bethel, CT, USA, pp 521-529
- Stagg, M.S., Rholl,S,A., Otterness,R., and Smith,N,S.**, 1990," Influence of shot design parameters on fragmentation", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Talhi, K., Hannachi, B., Hadjadj, A.E, et Chabour, S**, 2000, "Détermination des propriétés de résistance d'un grès naturel", Ann. Chim. Mat, 2000, 25, pp 225-230
- Thiard, R. et Sifre, X.G.**, 1988,"Principes et schémas de tirs à ciel ouvert ", Ind, Minerale et Carrières – les techniques, mai – juin, 1988, pp, 42 – 49
- Thorne, B.J., Hommert, P.J and Brown, B.**, 1990 " Experimental and Computational Investigation of the Fundamental Mechanisms of Cratering ", Rustan, A., 1990," Burden,Spacin and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Winzer, S.R., Anderson, D, et Ritter, A.P.**, 1983,"Rock fragmentation by explosives", Trans, First International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Vol 1, Holmberg, R et Rustan, A., eds Lulea, Suede, pp 225-249
- Young, C., Dick, R.D., Fourny, L.**, 1990," Small-charge Cone-fracture Technique for Rapid Excavation ", Rustan, A., 1990," Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31
- Zheng, R., Bailing, M. et Schicai, G.**, 1987. " The study on the influence of both burden and hole spacing upon fragmentation by blasting", Trans, Second International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, Fourny W, et Dick, R., eds Bethel, CT, USA, pp 530-541
- Zou, D.**, 1990,"Experimental study of computer simulation of bench blasting in production scale", Third Symp on fragmentation, Brisbane, August 26-31