

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي

BADJI MOKHTAR ANNABA UNIVERSITY
UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA



جامعة باجي مختار عنابة

Faculté des Sciences de la Terre
Département des Mines

MEMOIRE

Présenté par **MENACER Kamel**

En vue de l'obtention du diplôme de **MAGISTER** en Mines

Option : Exploitation des Ressources Minérales

Année 2011

Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA)

Devant le Jury composé de :

Président :	Mr. HANNACHI ElBahi	M.C.	U. B. M. Annaba
Rapporteur :	Mr. HAFSAOUI Abdallah	M.C.	U. B. M. Annaba
Examineur :	Mr. TALHI Korichi	M.C.	U. B. M. Annaba
Examineur :	Mr. BOUKELLOUL M / Laïd	M.C.	U. B. M. Annaba

Remerciement

Ce travail n'aurait pu être mené à bien sans l'aide inestimable de Mr Abdellah Hafsaoui qui a attribué son soutien et qui a consacré son temps précieux à moi, je suis également reconnaissant pour les conseils qu'il m'a toujours prodigués.

Je voudrais remercier les membres de jury, le Dr Hannachi El Bahi pour le grand honneur qu'il m'a fait en présidant le jury de ma soutenance, le Dr M.L. Boukelloul et le Dr K. Talhi pour l'honneur qu'ils m'ont fait d'avoir accepté l'examen de ce travail.

Je tiens vivement à remercier mes collègues de travail et mes amis pour leurs soutiens moraux qu'ils n'ont cessé de m'apporter durant la réalisation de ce présent travail.

Plus précisément, je voudrais remercier mes enseignants qui m'ont suivi durant ma formation universitaire.

Kamel

RESUME

Bien que des chercheurs se soient rends compte de, degrés très variables de succès des essais in situ lors de l'abattage des roches, la plupart consentiront que la plus grande incertitude provienne des variables de champ très complexe. Etant donné la nature diverse des conditions de champ rencontrée, là, il n'existe aucune méthode universelle de prédiction des résultats de fragmentation, dû au manque de contrôles de champ adéquats. C'est improbable qu'un modèle physique universel ne soit jamais développé pour tout le minage.

Cette recherche, présente les résultats d'essais menés à la carrière de Chouf-Amar pour étudier les problèmes associés aux discontinuités des roches qui sont parmi les facteurs qui influent sur la réduction de la résistance des roches à l'explosif. Néanmoins, la distance entre les joints, leurs directions ainsi que la position du détonateur influent considérablement sur le résultat final de la fragmentation. Dans ce travail, nous avons étudié le rôle des facteurs susmentionnés sur modèles de pierre de calcaire de dimensions 150 x 375 x 450 mm.

La mesure exacte de l'onde de fragmentation est importante dans les opérations d'extraction minière, c'est pourquoi lors de l'optimisation des schémas technologiques de tir, nous avons trouvé utile d'appliquer le modèle Kouznetsov-Ramlèr pour nous orienter dans la prédiction et le contrôle des résultats de tir à l'explosif dans les conditions de la carrière de Chouf-Amar.

Mots-clé: fragmentation ; modélisation; démolition ; explosif ; abattage.

ABSTRACT

Although researchers are given an account of very variable degrees of success of in situ tests, during the demolition of the rocks, the majority will authorize that greatest uncertainty comes from the variables of very complex field. Given the nature diverse of conditions of field met, then, there is no universal method for predicting the results of fragmentation, had with the lack of adequate controls of field. It is improbable that a universal physical model is never developed for all the mining.

This paper presents the results of test conducted at the Chouf-Amae limestone quarry to investigate the problems associated with the discontinuities in the rock, which are among the factors causing the reduction of the resistance of the rocks to the explosive. Nevertheless, the distance between the joints, their dip and strike, and the position of the detonator play a significant role in the final result fragmentation of the rock. In this work we studied the role of the above-mentioned factors on models of limestone rock of 150 x 375 x 450 mm.

Accurate measurement of blast fragmentation is important in mining and quarrying operations, in monitoring blasts and optimizing their design. We shall use the Kuznetsov – Ramler method to measure fragmentation. It shows great potential as a practical aid to predict and control the quality of the fragmented material in the Chouf-Amar quarry.

Keywords: fragmentation, rocks, modeling; blast hole, demolition, explosive.

الملخص:

على الرغم من أن العلماء قد تفاوتوا ذكرها في نطاق واسع من درجات النجاح في اختبار الموقع عند تحطيم الصخور ، وسوف نستخدم على أن معظم أكبر الغموض يأتي من متغيرات المجال المعقد جدا. ونظرا لاختلاف طبيعة الظروف الميدانية التي تواجهها ، فإنه ليس هناك طريقة عالمية للتنبؤ بنتائج التجزئة ، وذلك بسبب عدم وجود ضوابط كافية الحقل. فمن غير المرجح أن يتم أبدا وضع نموذج عالمي في تحديد وضعيه المتفجرات. كما ان ظهور التشققات في الكتلة الصخرية تؤثر كثيرا على النتائج المترتبة عن عملية التفجير.

هذا البحث يبين لنا النتائج المتحصل عليها من خلال التجارب التي أجريناها في محجرة شوف عمار المسيلة ، لدراسة العوائق الناجمة علي التشققات الموجودة في الصخور، من بين العوامل المؤثرة علي مقاومة الصخور للتفجير. نذكر، المسافة بين التشققات واتجاهها، كما إن وضعية الصاعق تؤثر كثيرا علي النتائج النهائية للتكسير. في هذا البحث، درسنا دور العوامل المذكورة أعلاه التي أجريت علي حجر كلسي ذو الأبعاد التالية 150×450×375مم.

من خلال الدراسة استنتج ميول ايجابي لعوامل التفجير و التحطيم مع نموذج الباحث كوزنتسوف - رملر.

كلمة مفتاح: تحطيم الصخور/ الندمجة / التحطيم بالمتفجرات / الصاعق / ثقبتة المنجم.

SOMMAIRE

RESUME	I
ABSTRACT.....	II
الملخص.....	III
INTRODUCTION.....	01
1. ANALYSE DE LA THEORIE D'ABATTAGE DES ROCHES A L'EXPLOSIF	
Introduction.....	03
1.1 Influence du massif rocheux sur le tir.....	03
1.1.1 L'influence de la matrice et des hétérogénéités de nature.....	04
1.2 Paramètres influant sur l'abattage à l'explosi.....	04
1.3 Paramètres liés aux tirs.....	10
1.3.1 Les paramètres géométriques.....	11
1.3.2 Paramètres liés à l'énergie explosive.....	14
1.3.3 Les propriétés de la matrice rocheuse.....	16
1.3.4 Paramétrés hydrauliques.....	18
1.3.5 Paramètres contrôlables	20
1.4 Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine).....	22
1.4.1 Diamètre critique de détonation.....	26
1.4.2 Cas particulier des émulsions – Désensibilisation.....	27
1.4.3 Mesure de la vitesse de détonation in situ.....	28
1.5 Les caractéristiques de performance.....	29
1.5.1 Energie et puissance.....	29
1.6 Paramètres liés aux trous	34
1.7 Paramètres liés au Bourrage	39
1.8 Effets des discontinuités naturelles.....	39
Conclusion.....	42
2. CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX ET ETAT ACTUEL DES TRAVAUX MINIERS DANS LES CONDITIONS DU GISEMENT DE CHOUF AMAR – M'SILA	
Introduction.....	43
2.1 Renseignements généraux sur le gisement de Chouf Amar.....	44
2.1.1 Historique.....	44
2.1.2. La situation géographique.....	44
2.1.3 Litho stratigraphie du gisement de calcaire de Chouf-Amar.....	45
2.1.4 Les réserve.....	49
2.1.5 Structure tectonique du gisement.....	49
2.1.6 Hydrogéologique.....	50
2.1.7 Essais physico-mécaniques.....	50
2.1.8 Analyses chimiques.....	54
2.2 Ouverture du gisement de Couf-Amar.....	59
2.3 Méthode d'exploitation.....	61
2.3.1 Choix de la méthode d'exploitation	61

2.4 Abattage des roches.....	63
2.5 Chargement et transport.....	66
Conclusion.....	67

3. ETUDE DES PARAMETRES INFLUENÇANT LES RESULTATS D'ABATTAGE

Introduction.....	68
3.1 Caractérisation géométrique des discontinuités.....	68
3.2 Méthodes de mesure des discontinuités.....	71
3.3 Effet des discontinuités sur l'abatage.....	78
3.4 Discontinuités structurales.....	78
3.5 Les paramètres géométriques.....	79
Conclusion.....	80

4. ETUDE EXPERIMENTALE DE L'INFLUENCE DES DISCONTINUITES ET LA DISPOSITION DU DETONATEUR SUR LES RESULTATS DE L'ABATTAGE

Introduction.....	81
4.1 Préparation de modèles.....	82
4.2 Résultats et discussion.....	85
4.2.1 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 0^\circ$	85
4.2.2 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 30^\circ$	86
4.2.3 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 60^\circ$	87
4.2.4 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 90^\circ$	87
4.2.5 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 120^\circ$	88
4.2.6 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 150^\circ$	89
Conclusion.....	96

5. L'IMPACT SUR L'ENVIRONNEMENT

Introduction.....	97
5.1 Prévenir et réduire les risques liés aux anciennes mines.....	97
5.2 Les perturbations.....	99
5.3 Les effets.....	99
5.4 Détermination des critères de l'étude d'impact.....	100
5.5 L'exploitation minière et l'environnement.....	101
5.6 Effets sur l'environnement et mesures de protection.....	102
5.7 Effets potentiels des exploitations à ciel ouvert.....	102
5.8 Limitation des effets sur l'environnement.....	102
5.9 Mesures précédant l'exploitation.....	103
5.10 Mesures accompagnant l'exploitation.....	104
5.11 Mesures suivant la cessation des activités.....	104
Conclusion	105
CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATION.....	106

LISTE DES FIGURES

Chapitre 1

Fig.1.1 : Développement de la fissuration et la fracturation (phase 1à4).....	07
Fig.1.2 : Test barre d'Hopkinton.....	08
Fig.1.3 : Banquette critique en fonction de la résistance a la traction de la matrice rocheuse...	17
Fig.1.4 : Gradient de la fragmentation en fonction de l'impédance acoustique du massif.....	18
Fig.1.5 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.....	21
Fig.1.6 : Plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet).....	22
Fig.1.7 : Conditions idéales de la détonation.....	23
Fig.1.8 : Régimes des explosifs.....	25
Fig.1.9 : Diamètre critique de détonation.....	27
Fig.1.10 : Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place.....	28
Fig.1.11 : Exemple de mesure et analyse de certains paramètres.....	29
Fig.1.12 : Mesure d'énergie en piscine.....	31
Fig.1.13 : Graphique de pression en fonction du temps.....	31
Fig.1.14 : Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive.....	33
Fig.1.15 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	35
Fig.1.16 : Déviation due aux discontinuités.....	35
Fig.1.17 : Différence entre maille théorique et maille réelle.....	36
Fig.1.18 : Conséquences de déviation des forages.....	36
Fig.1.19: Choix de diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin.....	38
Fig.1.20: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.....	38

Chapitre 2

Fig.2.1 : Plan de situation géographique du gisement de calcaire de Chouf-Amar.....	46
Fig.2.2 : Situation infrastructures de la région de M'sila.....	47
Fig.2.3 : Carte structurale de gisement de Chouf Amar.....	51
Fig.2.4 : Gisement de Chouf Amar, Coupes NORD-SUD.....	52
Fig.2.5 : Gisement de calcaire de Chouf Amar, Coupes géologique OUEST-EST.....	53
Fig.2.6 : Schéma du mode d'ouverture.....	60
Fig.2.7 : Schéma de la plate forme de travail.....	62
Fig.2.8 : Schéma du plan de tir.....	65

Chapitre 3

Fig.3.1 : Définition de l'orientation d'une discontinuité.....	69
Fig.3.2 : Extension, rugosité, ouverture et remplissage d'une discontinuité.....	70
Fig.3.3 : Principe du relevé de la fissuration (cas d'une galerie).....	72
Fig.3.4 : Analyse de la blocométrie d'un massif rocheux par SIMBLOC.....	73
Fig.3.5 : Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par «Ashby».....	79

Chapitre 4

Fig.4.1 : Construction du model suivant différents angle d'inclinaison.....	82
Fig.4.2 : Matériel de laboratoire	84
Fig.4.3: Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au sommet du trou).....	90

Fig.4.4 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au milieu du trou).....	91
Fig.4.5 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au fond du trou).....	92
Fig.4.6 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au sommet du trou, trou incliné).....	93
Fig.4.7 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au milieu du trou, trou incliné).....	94
Fig.4.8 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au fond du trou, trou incliné).....	95

Chapitre 5

Fig.5.1 : Affaissement de terrain.....	98
Fig.5.2 : Répercussions d'un affaissement de terrain sur des habitations.....	98
Fig.5.3 : Eaux superficielle par résultat de fermeture des carrières.....	98
Fig.5.4 : Destruction d'un puits de mine source d'émanation des gaz.....	99

LISTE DES TABLEAUX

Chapitre 1

Tableau 1.1 : Paramètres de tir de mines.....	11
---	----

C chapitre 2

Tableau 2.1 : Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar.....	45
Tableau 2.2 : Compositions chimiques moyenne par couche.....	49
Tableau 2.3 : Résultats des essais Physico-mécaniques de la matière.....	55
Tableau 2.4 : Composition chimique de la couche (C1).....	56
Tableau 2.5 : Compositions chimiques de la couche (C2).....	57
Tableau 2.6 : Composition chimique de la couche (C3).....	58
Tableau 2.7 : Les paramètres de la plate forme de travail.....	61
Tableau 2.8 : Caractéristiques techniques des explosifs.....	64
Tableau 2.9 : Tableau récapitulatif des paramètres de forage et de tir.....	64

Chapitre 3

Tableau 3.1 : Classifications AFTES.....	76
--	----

Chapitre 4

Tableau 4.1 : Résultats des propriétés physiques-mécanique et acoustiques des éprouvettes.....	90
Tableau 4.2 : Résultat des essais pour trou vertical et détonateur au sommet du trou.....	91
Tableau 4.3 : Résultat des essais pour trou vertical et détonateur au milieu du trou.....	92
Tableau 4.4 : Résultat des essais pour trou vertical et détonateur au fond du trou.....	93
Tableau 4.5 : Résultat des essais pour trou incliné et détonateur au sommet du trou.....	94
Tableau 4.6 : Résultat des essais pour trou incliné et détonateur au milieu du trou.....	95
Tableau 4.7 : Résultat des essais pour trou incliné et détonateur au fond du trou.....	96

Chapitre 5

Tableau 5.1 : Caractéristique principale de chaque type des effets.....	100
Tableau 5.2 : Principaux effets sur l'environnement.....	103

INTRODUCTION

L'abattage des roches à l'explosif est le plus important maillon dans la chaîne technologique d'extraction des roches minières.

Il semble raisonnable de dire que la fragmentation à l'explosif est le résultat d'un problème couplé impliquant l'initiation et la propagation des fissures dans un milieu initialement intact et la formation de fragments isolés. Ainsi, les aspects du continu et du discontinu avec la transition continu-discontinu, sont tous présents. Malheureusement, d'un point de vue de la mécanique des milieux continus, il n'est pas possible de tenir compte de la formation explicite des fragments. D'autre part, la mécanique de la rupture en dynamique ne peut pas également traiter, en même temps, un grand nombre de fissures. La fragmentation joue un rôle important dans une grande variété de processus industriels dans laquelle on désire causer la fragmentation de la manière la plus efficace et la plus contrôlée. Ainsi, l'élaboration de méthodes efficaces et sûres pour l'abattage des roches à l'explosif est d'intérêt considérable pour l'industrie minière. Les opérations d'abattage réussies peuvent mener à réaliser la distribution la plus appropriée des fragments de roches avec un coût de production minimum. Néanmoins, jusqu'à aujourd'hui, la fragmentation à l'explosif avait été en dehors de la province des méthodes théoriques générales et a été étudiée principalement avec l'utilisation de méthodes basées sur une variété d'hypothèses non contrôlables et parfois mutuellement contradictoires.

Dans notre travail, nous avons mené une expérimentation in situ afin de déterminer l'importance de l'influence de l'orientation des fissures et l'emplacement du détonateur sur le résultat final de l'abattage des roches.

Dans le premier chapitre nous avons mené une étude bibliographique des différents travaux ayant touché la question de l'abattage des roches à l'explosif.

Le deuxième chapitre est consacré à l'étude des conditions géologiques, minières et techniques du gisement de Chouf Amar – M'sila.

Le troisième chapitre est consacré à l'étude de l'influence des discontinuités naturelles sur l'abattage des roches à l'explosif.

Le quatrième chapitre est consacré à une investigation au niveau du gisement de Chouf Amar, ce qui nous a permis d'effectuer des essais sur place et d'apporter des éclaircissements quant à l'importance de l'influence des discontinuités naturelles sur le processus de l'abattage.

Le cinquième chapitre traite l'impact de la conduite des travaux miniers sur l'environnement.

ANALYSE DE LA THEORIE D'ABATTAGE DES ROCHES A L'EXPLOSIF

Introduction

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. Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production y compris le chargement et le transport de la matière première. Les travaux de tir sont l'une des opérations de base de l'exploitation minière. Un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche à abattre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, leur quantité et la planification de tir.

1.1 Influence du massif rocheux sur le tir

Si l'on possède maintenant une assez bonne connaissance des mécanismes de la transmission de l'énergie explosive au massif rocheux, la quantification de cette transmission et l'influence des caractéristiques du massif sur celle-ci sont encore du domaine de la recherche scientifique. Il est clair que l'interaction du massif est primordiale. Facilement fragmentable, il est nécessaire de préparer un plan de tir adéquat. C'est le cas quotidiennement dans les exploitations de roches ornementales. Par contre, il est très difficile d'abattre un massif de nature hétérogène, très fracturé ou karstifié, particulièrement si les discontinuités sont ouvertes (massif décomprimé). Non seulement le rendement du tir sera mauvais, mais les conditions opératoires deviendront complexes : mauvaise précision de la foration, non stabilité des parois des trous de tir, présence d'eau, difficultés de chargement de l'explosif, risques de rupture du circuit d'amorçage, effets arrières importants, etc.

Il n'est pas possible de faire un inventaire exhaustif de l'influence de chaque élément ou type d'hétérogénéité du massif sur le tir en général (tir et foration liée). En conséquence, ce thème sera développé ci-après de plusieurs façons. La première sera de résumer dans les tableaux joints les principaux types d'influence en fonction des éléments du massif.

Ces tableaux présentent aussi les principales méthodes utilisables pour caractériser l'élément décrit.

Dans une deuxième partie, on illustrera par des commentaires et/ou des figures tirées de la littérature les influences de la matrice, des discontinuités, de la présence d'eau et du massif rocheux pris dans son ensemble.

1.1.1 L'influence de la matrice et des hétérogénéités de nature

Globalement les caractéristiques de la roche influent beaucoup sur :

- Les performances de la foration ;
- La transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci.

Une classification de la facilité d'un massif à être fragmenté par le tir a été proposée par Muller B (1997), sur la base de la mesure de son impédance (vitesse x densité) et de la taille moyenne des blocs du massif in situ ou blocométrie. Le premier paramètre est fonction de la matrice, le second est fonction de la densité des discontinuités, et de la matrice rocheux.

La nature de la matrice peut, dans des assez rares conditions, poser des problèmes pour le bon fonctionnement d'un tir ; on a ainsi signalé dans le cas de creusement du tunnel alpin du Fréjus des problèmes de tir liés à la présence d'horizons graphiteux intercalés dans les schistes lustrés. Du fait de leur bonne conductivité, ils perturbaient le fonctionnement de l'amorçage des volées. Ce cas extrême vient aussi en partie du fait que les dispositifs de tir de l'époque n'étaient certainement pas aussi sécurisés qu'aujourd'hui.

1.2 Paramètres influant sur l'abattage à l'explosif

1.2.1 Fragmentation de la roche

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

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

- a) La zone de broyage
- b) La zone de fissuration radiale
- c) La zone sismique

A- La 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. (fig.1.1, phase1).

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 du massif et de la vitesse de détonation. Cette dernière dépend de la densité de l'explosif et par conséquent ; l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement.

B - La zone de fissuration radiale

Dans cette zone, 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 r_c , (fig.1.1, phase2).

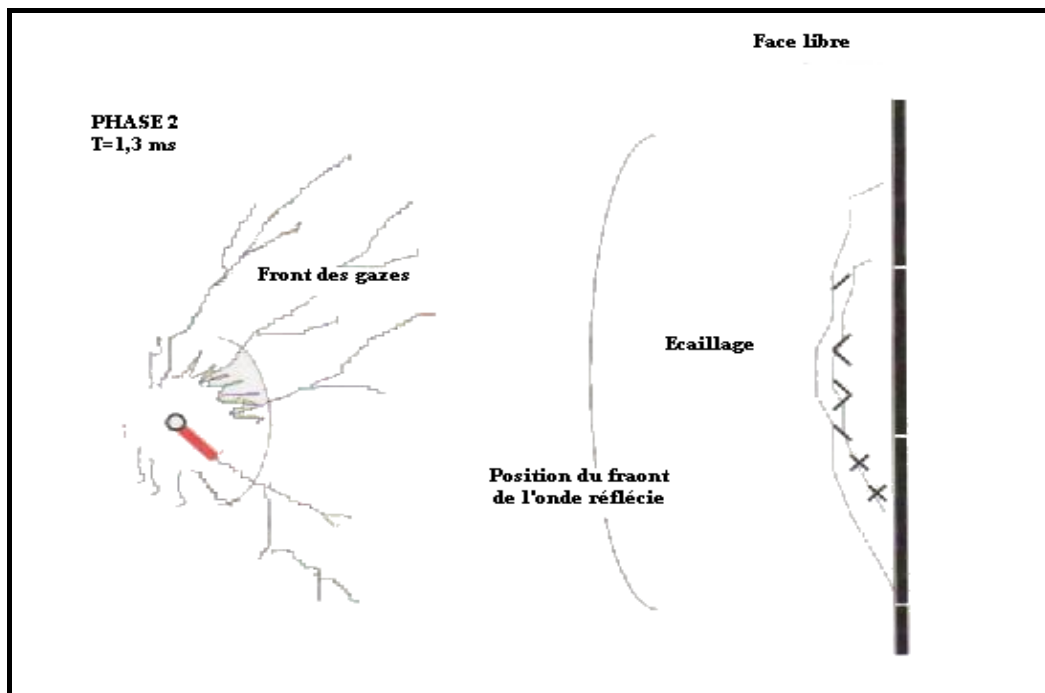
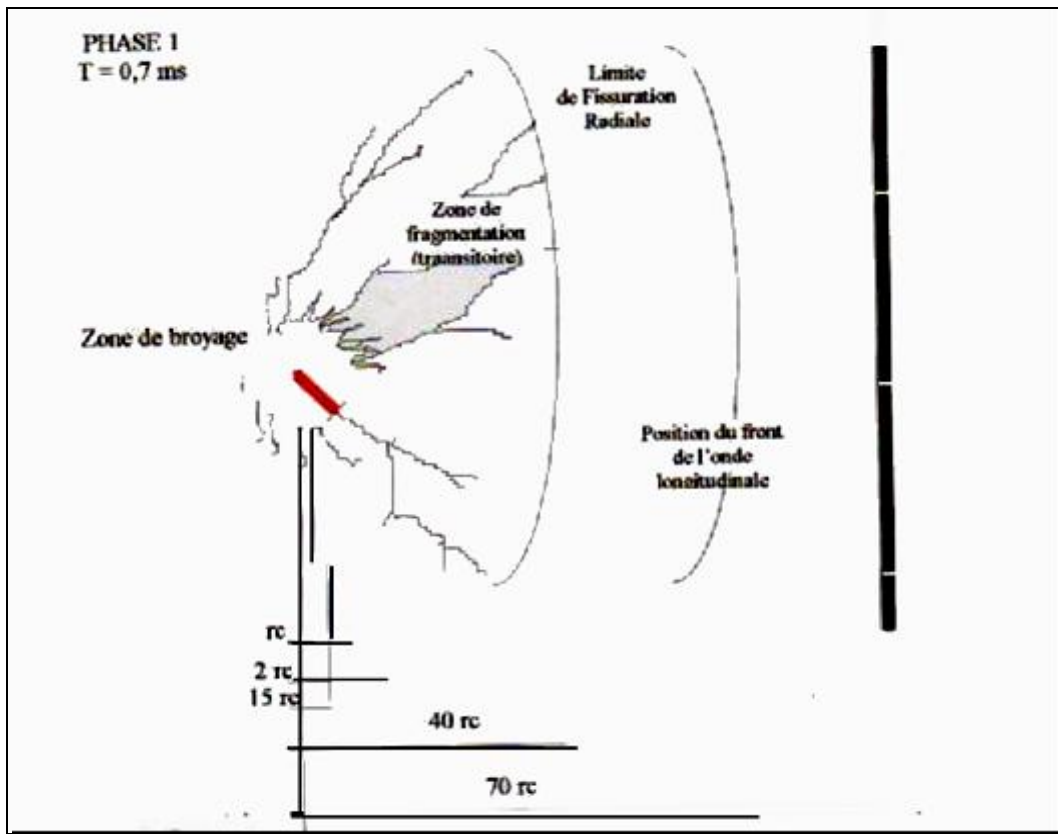
Toutefois, le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi clair. Fourney et al (1982), d'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux cela peut indiquer que les contraintes résiduelles jouent un rôle important dans la propagation de ces fissures.

C- Zone sismique

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique (fig.1.1, phase 3).

1.2.2 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 d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche /air, la réflexion est presque totale 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 phénomène illustré par le test barre d'Hopkinson, (fig.1.2).



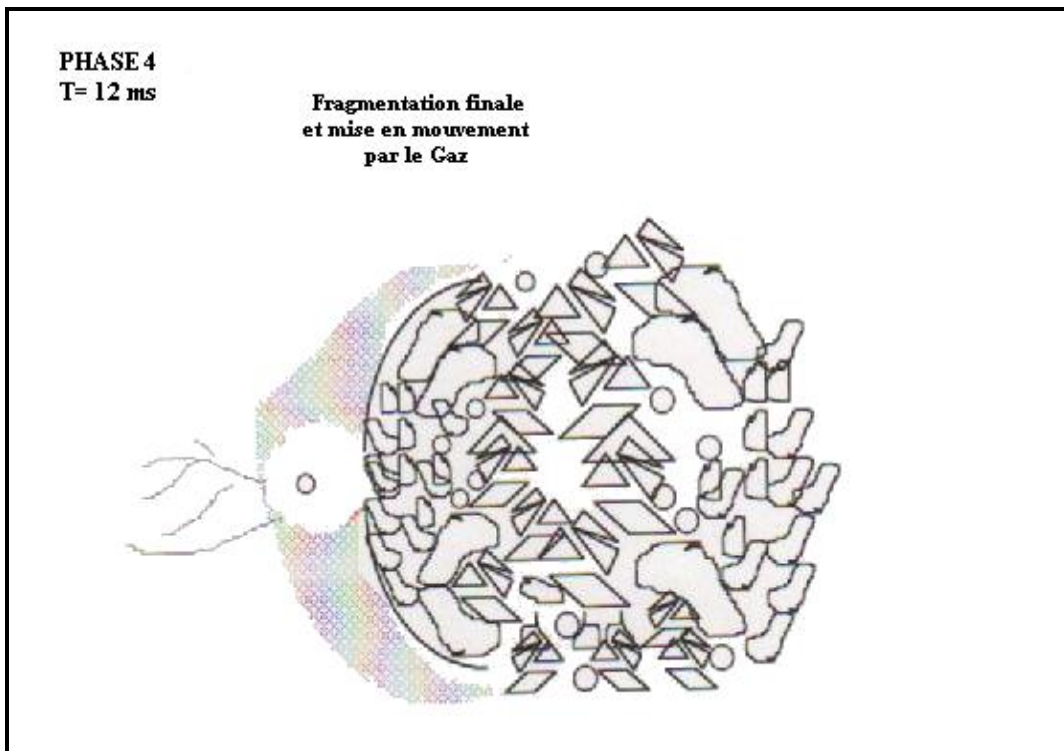
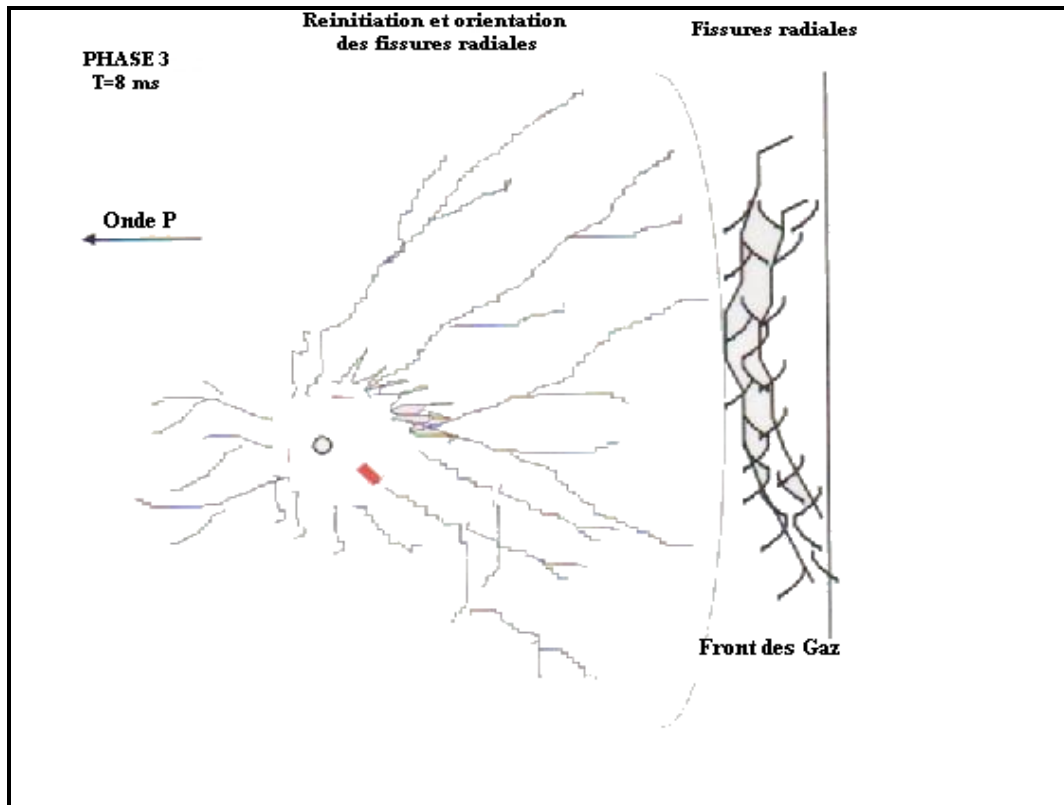


Fig.1.1 : Développement de la fissuration et la fracturation (phase 1à4)

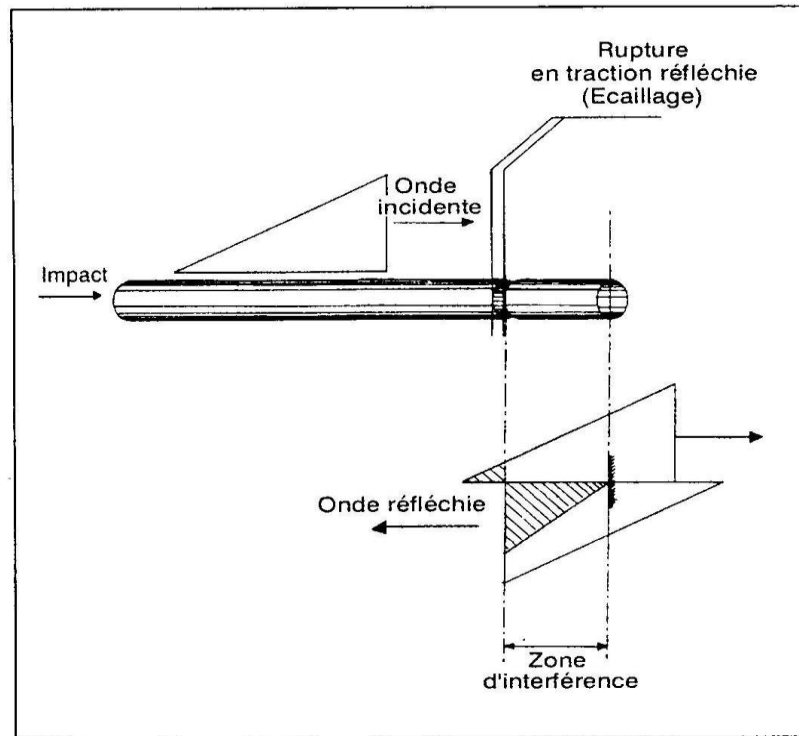


Fig.1.2 : Test barre d'Hopkinton

Hino K, (1956) et Duvall, W.I. et Atchison, T.C., (1957) ont proposé que ce mécanisme soit le facteur principal de la fragmentation de la roche.

1.2.3 Effet des gaz libérés : fragmentation finale

La fissuration générée par l'onde incidente et l'onde réfléchie permet aux gaz de poursuivre leur propagation et d'affaiblir davantage le massif, filtrant dans les fissures prolongeant éventuellement la fissuration et mettent en mouvement les blocs obtenus, (fig.1.1, phase 4).

Jaeger et Cook (1979) 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 propagation des ondes est bien plus élevée que la vitesse de propagation de ces fissures. C'est alors la pression quasi-statique créée par les gaz libérés qu'engendrent des contraintes compressives radiales et des tractions tangentielles lesquelles génèrent les fissures. Elles sont par la suite prolongées par les gaz sous pression responsables de la fragmentation finale.

Hagan (1975) et Hagan (1979) ont avancé que le cisaillement pouvait agir comme un autre mode de fragmentation cela peut se produire, selon eux, lorsque le gaz entraîne un mouvement relatif le long de discontinuités d'orientation favorable (fentes de riedel).

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

La théorie de la comminution ne propose pas de mécanismes particuliers pour la fragmentation, elle se contente de relier le chargement de la taille des particules (donc processus de la fragmentation) à l'énergie dépensée.

Les lois de comminution les plus utilisées sont celles de Starfield (1967), Kachanov (1958) et Bond, F.C., (1951). Ces lois peuvent être exprimées plus généralement par une relation empirique qui n'a pas de bases théoriques mais qui peut être démontrée expérimentalement Charlez (1991),

$$dE = -C \frac{dx}{x^m} \quad (1.1)$$

Où :

dE : L'énergie nécessaire par unité poids dans un certain processus de comminution pour la fragmentation d'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 Kachanov (1958), Starfield et Bond. Il faut noter que Starfield et Kachanov (1958) considèrent x comme la taille moyenne de la roche tandis que Bond l'a décrit comme la taille à 80 % de passants.

La loi Kachanov (1958) indique que l'énergie de réduction de taille d'un solide est proportionnelle à la surface créée par unité de masse. Mathématiquement elle peut s'écrire

$$E = k(S2 - S1) \quad (1.2)$$

Où :

E : est l'énergie dépensée par volume spécifique.

$S1$: est surface spécifique initiale.

$S2$: est une constante.

La loi de Starfield (1967) postule que cette énergie est proportionnelle à la taille des particules.

$$E = K \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) \quad (1.3)$$

Où :

x_1 et x_2 : sont la taille initiale et la taille finale respectivement des particules.

K : est une constante.

Les validations expérimentales de la loi Starfield n'est pas significatives. Cependant la loi s'applique surtout aux processus de la mise en forme des produits métalliques tels que découpage et perçage. D'un autre côté, la loi de Kachanov a été validée dans le cas des essais de concassage par chute de poids.

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

$$W = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right), KWH / tonne \quad (1.4)$$

Ici W : est l'énergie dépensée en $KWh / tonne$ de roche

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

W_i : est l'indice de travail qui représente l'énergie nécessaire à la fragmentation, un solide supposé infini en une granulométrie admise. La loi de Bond n'est valable que dans le broyage des particules fines comme dans le cas de la récupération du minerai.

➤ Rupture fléxurale

Cette proposition est due à Hino K (1956) mais fut développée précisément par Smith (1976), Ash, R.L, (1973), Konya (1987).

1.3 Paramètres liés aux tirs

La discussion ci-dessus nous 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 1.1.

Tableau 1.1 : Paramètres de tir de mines

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement contrôlables
Paramètres liés géométrie Diamètre du trou Longueur de foration Surprofondeur de foration Inclinaison du trou Longueur de bourrage Matériau de bourrage 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	Paramètres du massif en place Géologie Resistances et propriétés des matériaux Discontinuités préexistantes dans le massif Paramètres hydrologiques Eau (quelquefois maîtrisable)
Paramètres liées à l'énergie explosive Type d'explosif utilisé Energie (choc, gaz) Configuration de chargement Type d'amorçage Séquence d'initiation	Autres Temps

1.3.1 Les paramètres géométriques

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

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions de l'abattage. Un diamètre 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 rendement meilleur 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.

En d'autres termes, certaines données du terrain peuvent intervenir aussi sur le choix du diamètre telles que:

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

La longueur et l'inclinaison du trou 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 sortie de pied plus rapide et plus facile Hagan, T.N., (1983) et une nette diminution des effets arrières Thiard, R et Sifre, X.G., (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 trou et la face libre. 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 et que les gaz générés puissent propager les fractures ainsi créés et en fin déplacer les blocs fragmentés vers la fosse.

L'espacement entre les trous, d'un côté, s'exprime par rapport à la banquette. En général, un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre $0,8B$ et $1,5B$ (B est la banquette) sans pour autant augmenter l'énergie de la charge explosive spécifique.

La disposition de la 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 celle d'une maille carrée.

Le rapport de maille qui est égal au rapport de l'espacement des trous sur la banquette dépend essentiellement des objectifs poursuivis.

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

-pour un bon profil de front ou par commodité, il est souvent voisin de 1 ;

- pour la production d'enrichissement, il est recommandé de la réduire à une valeur inférieure à 1. Un compromis de 1,2 est généralement retenu. Autrement dit les trois figures des mailles possibles sont :

- Maille carrée dont $B=E$
- Maille rectangulaire $B<E$
- Maille rectangulaire inverse $B>E$

Où :

B et E sont : E est l'espacement entre trous et B la banquette.

Le rapport de maille dans le tir à retards dépend de la séquence d'initiation de la charge d'explosif.

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

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

1.3.2 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, où les blocs du tas abattus 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 libre peut être principalement celle de l'onde de choc ou gaz. Cette répartition peut être mesurée expérimentalement en piscine. Pour cela, ils ont fait exploser une charge connue d'explosif et on analyse. 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 :

$$C_e = \frac{4\pi}{d_w \cdot c_w} R \int P(t)^2 dt \quad (1.5)$$

où :

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

R : est la distance charge-capteur.

d_w : est la masse volumique du milieu, dans ce cas de l'eau.

C_w : 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.

$$T = K_1 E^{1/3} + c (K_1 \cdot E^{1/3}) \quad (1.6)$$

où :

L'énergie de gaz E est calculée par la régression linéaire en fonction du temps T .

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

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

1.3.2.1 Amorçages séquence d'initiation

A/ Définition physique du phénomène d'amorçage

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose, il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation, de plus cette énergie doit être apportée par unité de volume. Plus cette quantité d'énergie sera faible et plus en pourra dire que l'explosif considéré est sensible. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, une inflammation, une compression, des ondes de chocs, etc.

B/ La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose :

- d'un générateur thermique (mèche lente ou perle d'allumage de détonateur électrique) ;
- d'un explosif primaire ;
- d'un explosif secondaire ;

C/ Les différents systèmes d'amorçage

- Les détonateurs électriques et pyrotechniques.

Les réactions pyrotechniques se développent de la façon suivante :

- La première énergie thermique est apportée :
 - soit par une mèche, un cordon bickford
 - soit par un guide d'ondes de chocs à 2000 m/s dans un tube Nonel, ou mini cordeau détonant
 - soit par une perle d'allumage (détonateur électrique)
- Les compositions retardatrices brûlent dans les temps qui sont les multiples de 25 millisecondes pour la série des court-retard, puis par les multiples de 100, 200 ou 500 millisecondes pour les détonateurs retards, (DEMR, DER)
- Cette composition retardatrice transmet l'ordre de feu à l'explosif primaire. Celui-ci prend instantanément le régime détonant.
- L'explosif primaire initie en détonation l'explosif secondaire.

D/ Amorçage de l'explosif

- Détonateur- amorçage ponctuel
- Cordeau détonant-amorçage latéral

La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière de vibrations qui résultent du tir. On la réalise par l'utilisation de micro-retard qui garantit la réaction progressive des faces libres. Dans ce cas, chaque charge parvient à détacher 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 latéral réalisé au moyen d'un cordeau détonant. Le 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.

1.3.3 Les propriétés de la matrice rocheuse

Les propriétés de la matrice rocheuse ici mise en jeu sont les propriétés physico-mécaniques, acoustiques et à moindre degré, hydrologiques. Spécifiquement, ces propriétés sont : la densité, les résistances 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 laboratoire 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 (fig.1.3).

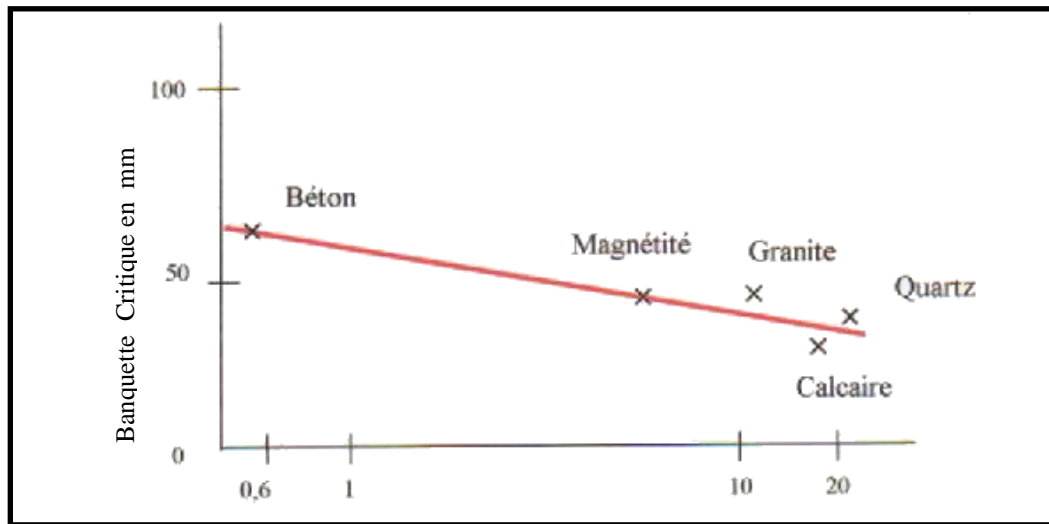


Fig.1.3 : Banquette critique en fonction de la résistance à la traction de la matrice rocheuse

La résistance à la traction est communément mesurée indirectement par la méthode dite brésilienne. Toutefois, cette méthode donne sa valeur statique. Mohanty (1986) 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 dynamique plus élevées d'un facteur de 4 à 5 par rapport aux valeurs statiques. Attewell, et Al (1964) ont observé apparemment le même phénomène sur le marbre.

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

Le transfert de l'énergie de l'explosion au massif dépend du rapport des impédances acoustiques de l'explosion et de la roche.

$$Z = \rho \cdot V ; \text{Kg} / \text{m}^2 \quad (1.7)$$

où :

ρ : est la masse volumique du massif Kg/dm^3

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

Le transfert de l'énergie de l'explosion au massif sera plus difficile si l'écart entre les valeurs d'impédance est élevé. On cherche donc à modifier le type 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 laboratoire de Rustan, et al (1983), il apparaît que l'impédance acoustique du massif affecte aussi le gradient de la fragmentation, comme le montre la (fig.1.4.) Un massif d'une impédance acoustique élevée donnerait une distribution de taille de blocs du tas plus uniforme.

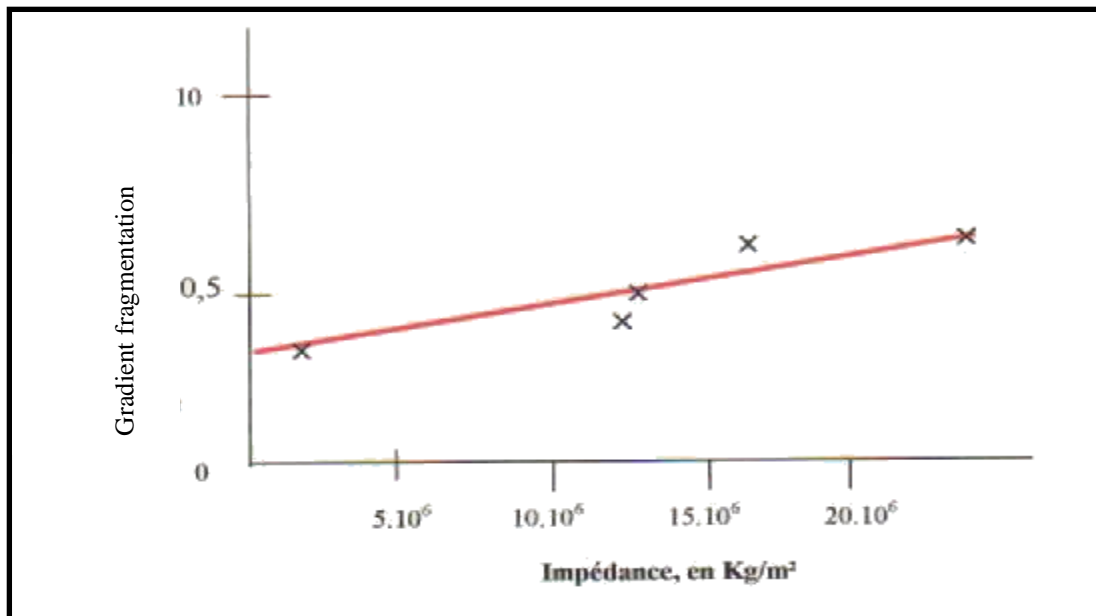


Fig.1.4 : Gradient de la fragmentation en fonction de l'impédance acoustique du massif

1.3.4 Paramètres hydrauliques

A/ L'eau

La présence de l'eau dans un terrain constitue toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle pose trois problèmes liés :

- Au choix de l'explosif ;
 - Au forage ;
 - A son rôle dans le processus d'abattage ;
- L'eau et le forage.
- L'eau a tendance à réduire la résistance de la matrice rocheuse et par conséquent à faciliter la pénétration de l'outil de forage : la vitesse instantanée du forage est augmentée, par contre, la diminution de la résistance de la paroi du trou peut favoriser des éboulements localisés d'où des risques de coincement de l'outil de forage.

- L'eau et le choix de l'explosif

L'emploi du nitrate-fioul, explosif sensible à l'eau est prohibé dans l'abattage.

➤ **Rôle de l'eau dans le processus d'abattage**

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

➤ **Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif**

Massif rocheux :

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

➤ **Rôle de l'eau comme agent de bourrage**

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

➤ **Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission de la vibration**

Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est rassemblée sans influence sur la propagation des vibrations : il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, transmet bien les vibrations longitudinales (mais pas les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure un couplage hydraulique des différents blocs rocheux.

L'amortissement de la vibration est donc réduit de façon significative. Ainsi la présence d'eau doit favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés.

➤ **Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux**

On sait que l'eau altère les résistances ou cisaillement des discontinuités ; le massif rocheux est donc globalement moins résistant et par conséquent plus apte à être abattu la présence d'eau doit donc faciliter l'abattage d'un massif, par réduction globale de sa résistance.

1.3.5 Paramètre contrôlables

Des études entreprises notamment aux (USA) et (Canada) et reprises dans certains pays européens, ont montré que le transfert de l'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur lorsque le rapport:

$$\left[(d_{ch} \times D) / (\rho_r \times V_c) \right] \quad (1.8)$$

Compris entre (0,4 et 0,7) se rapproche de l'unité.

où:

D : La vitesse de détonation de l'explosif.

ρ_r : densité de la roche.

V_c : vitesse des ondes de compression dans la roche.

d_{ch} : La densité de chargement de l'explosif dans le trou.

$$d_{ch} = \rho \times (D_e / D_t)^2 \times K_t \quad (1.9)$$

Où :

ρ : la masse volumique d'explosif.

(D_e/D_t) : représente le couplage de la charge.

D_e : diamètre de la charge explosive.

D_t : diamètre du trou.

K_t : c'est le coefficient de tassement = (masse volumique de l'explosif dans le trou) / (masse volumique de l'explosif hors du trou).

Les produits $(d_{ch} \cdot D)$ et $(\rho_r \cdot V_c)$ sont appelés impédances mécaniques de l'explosif et du rocher. La relation du rapport des impédances mécaniques montre que plus la roche est dure et dense, plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité.

En pratique pour augmenter les valeurs du rapport des impédances on joue sur la valeur de (d_{ch}) , en améliorant le couplage de la charge (diamètre de charge plus grand, ou explosif en vrac de façon à obtenir $(D_e=D_t)$). D'une manière générale un bon couplage permet d'améliorer les résultats du tir.

1.3.5.1 Déflagration et détonation

La déflagration est une combustion explosive se propageant par conductivité thermique. En brûlant, une particule de substance explosive chauffe les particules voisines. Une fois la température d'auto inflammation atteinte, ces particules brûlent à leur tour et chauffent d'autres particules.

Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc.

Les substances explosives solides dont le régime normal de décomposition est la déflagration sont appelées des poudres.

Elles sont très utilisées sous forme de propergol liquide pour la propulsion des fusées ou de poudre dans les armes à feu à usage militaire ou civil. Le seul explosif industriel autorisé pour le traitement des roches est la poudre noire comprimée.

La détonation est une réaction chimique extrêmement rapide, exothermique et auto entretenue. Cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression). C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet "points chauds, (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).

Les vitesses de détonation vont de 2000 à 6000 m/s et varient selon la nature de la substance et les conditions de mise en œuvre.

Une substance explosive dont le régime normal de décomposition est la détonation est appelée: explosif.

On dit que l'explosif est brisant lorsque l'effet de l'onde de choc est prépondérant. On parle d'explosif poussant (ou lent) lorsque l'effet de la détente des gaz est prépondérant. (fig.1.5).

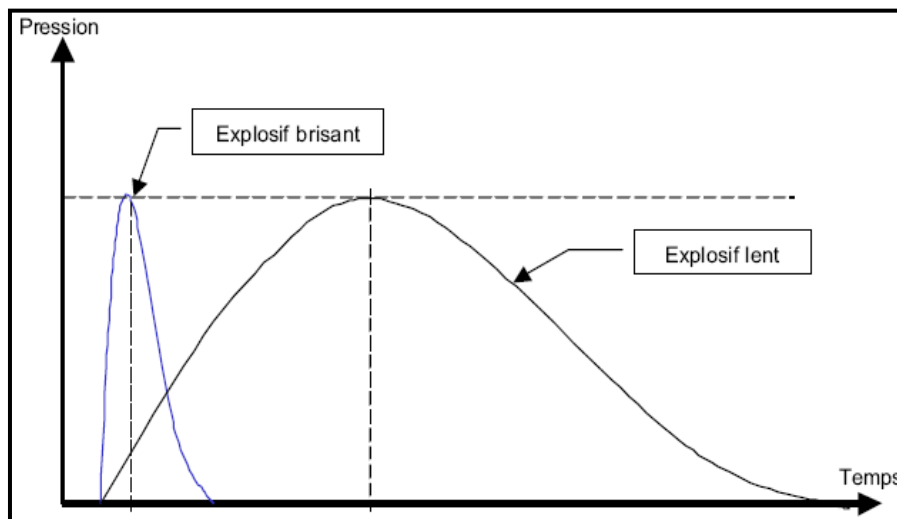


Fig.1.5 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent

1.4 Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine)

En expérimentation à l'air libre, à un instant (t), on distingue lors d'une détonation (fig.1.6):

- Un plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet) séparant la zone qui a déjà détoné de celle qui va se décomposer.

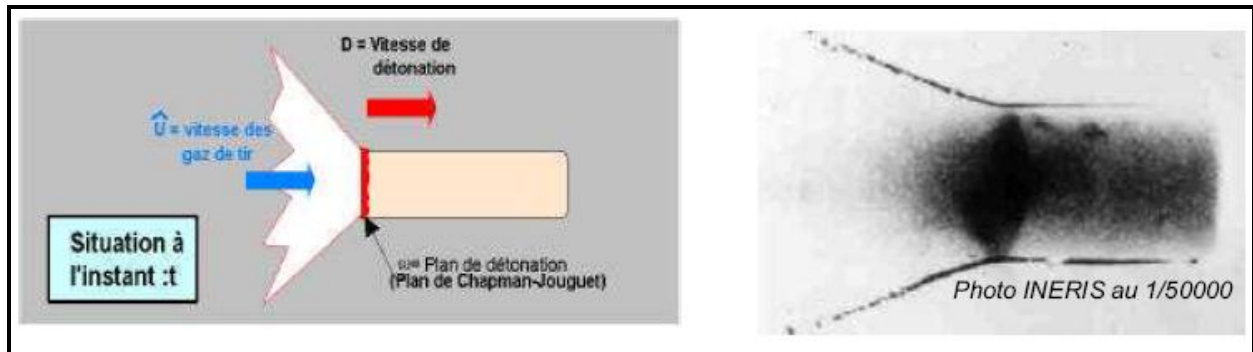


Fig.1.6 : Plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet)

L'épaisseur de ce plan est en moyenne de l'ordre du centimètre, elle n'est que de quelques millimètres pour les dynamites.

Le plan de détonation se propage à une vitesse D

- Un cône formé par la détente des gaz. L'angle que fait ce cône varie en fonction de la vitesse de détonation. Il est caractéristique de la détonation, on l'appelle angle Mach. La vitesse de déplacement des gaz qui forment ce cône est notée \hat{U}

On cherche la relation entre les vitesses \hat{U} , D et les caractéristiques physiques de l'explosif.

Pour cela on va écrire un système de 3 équations qui traduisent :

- La conservation de la masse.
- La conservation de l'énergie.
- La conservation de la quantité de mouvement.

Convention d'écriture : en thermodynamique, l'état initial est noté avec une variable indicée 0, l'état final est noté avec une variable surmontée d'un accent circonflexe que l'on prononce «chapeau».

Le graphe ci-dessous schématise les conditions idéales de la détonation: décomposition parfaite sans perte d'énergie. (fig.1.7).

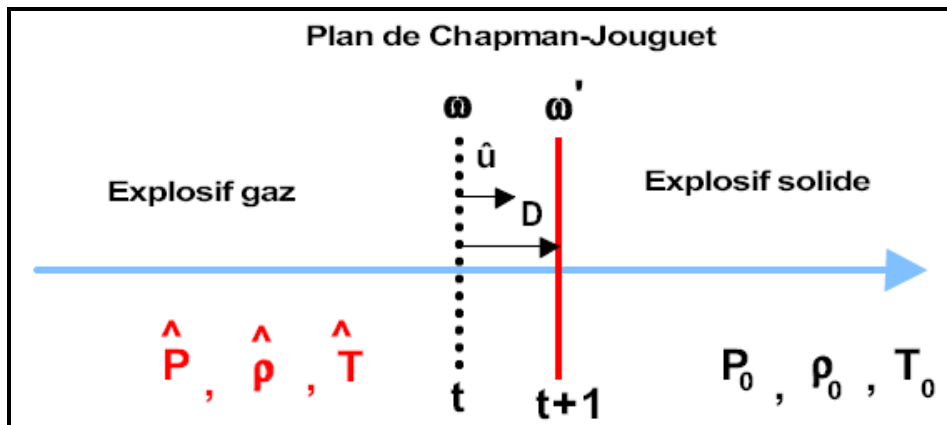


Fig.1.7 : Conditions idéales de la détonation

Le plan de Chapman-Jouguet noté (ω) sépare l'explosif solide de l'explosif gaz.

L'état initial (explosif solide) est : à la pression P_0 , sa densité est ρ_0 , et se trouve à la température T_0

L'état final correspondant est : la pression \hat{P} , la densité $\hat{\rho}$, la température \hat{T}

On va écrire trois équations qui traduisent les relations physiques entre l'état initial et l'état final, (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).

A/ Conservation de la masse

Lors de la détonation de un kilo d'explosif on doit retrouver 1 kilogramme de gaz divers à pression, température et densité variables.

B/ Conservation de l'énergie

L'énergie potentielle de l'explosif solide exprimée en MJ/kg doit se retrouver dans la somme des énergies contenues dans les gaz (calorifique, dynamique, statique, choc).

C/ Conservation de la quantité de mouvement

Le travail nécessaire à la mise en mouvement du plan qui entraîne les gaz est équivalent aux forces de pression engendrée par les gaz. Une quantité de mouvement s'exprime par le produit (masse \times vitesse).

Au lieu d'écrire les valeurs physiques de manière classique (ex : pour calculer une masse on multiplie le volume par la densité) on va faire intervenir le temps et la vitesse de détonation ou celle des gaz.

- **Règle A : équation de conservation de la masse**

La masse d'explosif que traverse l'onde de choc par unité de temps (t) et par unité de surface d'onde (s) est :

$$D \times s \times t \times \rho_0 \quad (1.10)$$

($D \times s \times t$ Correspond à un volume)

La masse correspondante des produits de détonation est:

$$(D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho} \quad (1.11)$$

D'où la relation:

$$D \times s \times t \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho} \quad (1.12)$$

Soit:

$$D \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \quad (1.13)$$

- **Règle B : équation de conservation des énergies**

Soit : E_0 l'énergie interne de l'explosif par unité de masse dans les conditions initiales. \hat{E} est l'énergie interne des produits de détonation.

Nous pouvons écrire que la somme des variations des énergies internes et des énergies cinétiques de la matière est égale aux travaux des forces de pression appliquées dans la même unité de temps (t) d'où l'équation :

$$\rho_0 \times D \times (\hat{E} - E_0) + \rho_0 \times D \times \hat{U}^2 / 2 = \hat{P} - \hat{U} \quad (1.14)$$

- **Règle C : équation de conservation des quantités de mouvement**

Le travail nécessaire à la mise en mouvement du plan correspond à la masse d'explosif traversée par l'onde de choc multipliée par la vitesse de propagation du plan de Chapman Jouguet soit, (fig.1.8).

$$D \times \rho_0 \times D = P_0 \quad (1.15)$$

Les forces de pression engendrées par les gaz sont égales à la masse de ces derniers multipliée par leur vitesse soit : $(D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \times (D - \hat{U}) = \hat{P}$ (1.16)

$$D'ou\ la\ relation : \quad (D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \times (D - \hat{U}) - D \times \rho_0 \times D = \hat{P} - P_0 \quad (1.17)$$

A partir de ces trois équations, on établit la relation fondamentale ci-après dite relation de Chapman Jouguet:

$$D - \hat{U} = \hat{a} \quad (1.18)$$

où :

\hat{a} : La vitesse de propagation du son dans les gaz. Plus les gaz sont denses, plus cette vitesse sera élevée.

N.B

- Si D et \hat{U} sont de même sens, le régime est détonant.
- Si D et \hat{U} sont de sens opposé, le régime est déflagrant.

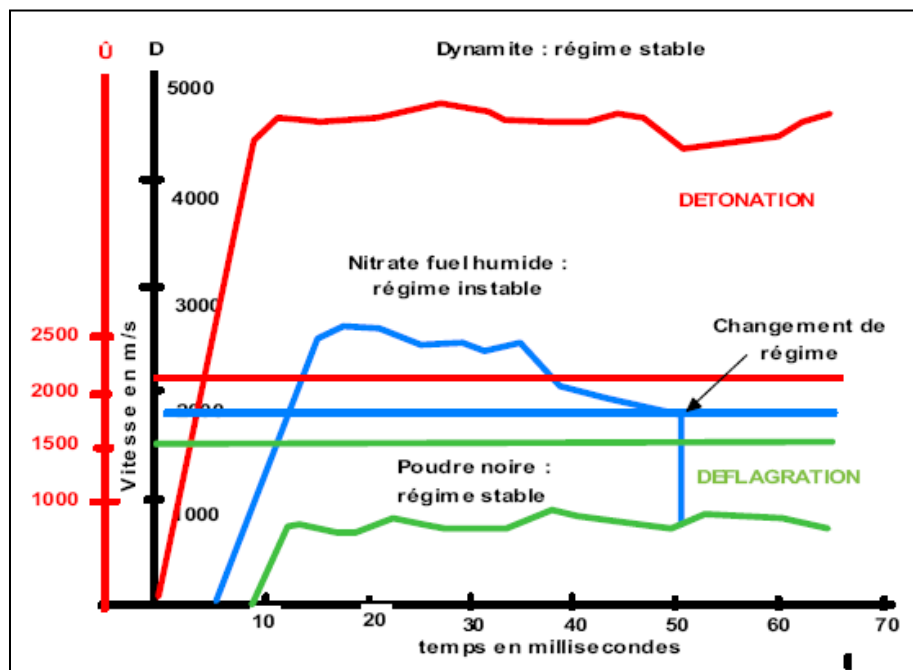


Fig.1.8 : Régimes des explosifs

Le diagramme (voire fig.1.8) illustre les variations de la vitesse de détonation dans le temps. La vitesse maximale est atteinte pour les explosifs détonants au bout d'environ 10 ms et pour les explosifs déflagrants, au bout de 20 ms environ. L'importance de ce délai dépend en partie du mode d'amorçage. Sur le diagramme, on a tracé pour chaque explosif les vitesses \hat{U} qui séparent deux zones, au-dessus la détonation, au-dessous la déflagration. Ce niveau varie d'un produit à l'autre.

Le franchissement de cette limite du haut vers le bas correspond au passage de la détonation à la déflagration, et inversement.

La dynamite a une vitesse de détonation D très élevée. L'écart entre D (4500 m/s) et la limite \hat{U} (2000 m/s) est important. Même si la vitesse diminue le risque est très faible de voir passer la courbe qui représente la détonation dans le temps de ce produit franchir cette limite et passer en régime déflagrant.

Il n'en est pas de même pour les nitrates fioul dont les valeurs de D (2500 m/s) et \hat{U} (1700 m/s) sont relativement proches. Une baisse inopinée de régime conduit à un passage brutal de la détonation à la déflagration. L'apparition de fumée rouge foncée lors du tir est significative du phénomène.

Les risques de voir apparaître ce phénomène sont liés aux conditions d'utilisation du produit, diamètre d'utilisation trop proche du diamètre critique, humidité ou manque de soin dans la mise en œuvre.

On diminue ce risque en initiant énergiquement ce type d'explosif et/ou en relançant dans les longues colonnes d'explosif la vitesse de détonation, en incorporant dans la charge continue (tous les 4 à 5m.) une cartouche d'explosif rapide (dynamite). Inversement, si on fournit à un explosif déflagrant une énergie d'amorçage importante, on peut obtenir une phase de détonation. Ce régime ne se maintiendra pas si l'apport d'énergie n'est pas renouvelé. La poudre noire détone lorsqu'on introduit dans la partie centrale des cartouches de PNC un cordeau détonant, (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).

1.4.1 Diamètre critique de détonation

Il s'agit du plus petit diamètre en dessous duquel la détonation est impossible avec un confinement nul.

En dessous de ce diamètre, la réaction de détonation d'une cartouche ne peut plus se maintenir car l'énergie dissipée par la détente latérale devient trop importante par unité de volume. L'énergie restante ne suffit plus à entretenir la réaction chimique de décomposition de l'explosif.

On passe alors d'un régime détonant à un régime déflagrant. Si la vitesse continue à diminuer, on obtient un arrêt total de la réaction chimique, (Cours de l'Ecole des Mines de Douai), (fig.1.9).

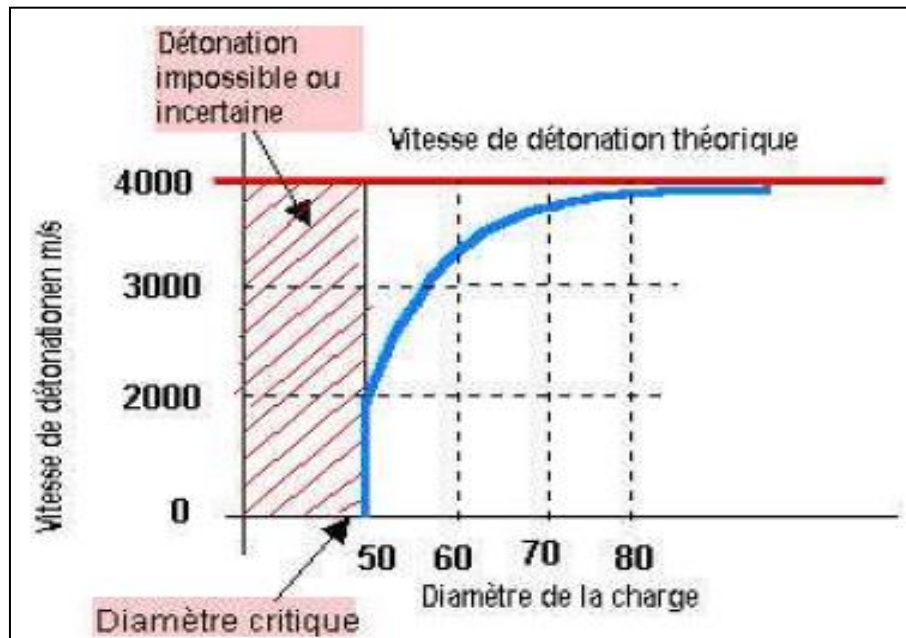


Fig.1.9 : Diamètre critique de détonation

1.4.2 Cas particulier des émulsions - Désensibilisation

Le processus de maintien de la détonation dans les émulsions dépend d'un processus un peu différent. On introduit par réaction chimique à la fabrication dans le produit des bulles de gaz (gazing) ou d'air enfermé dans une bille de verre ou de plastique (microbille). Au passage de l'onde de choc, ces micros bulles sont comprimées, elles s'échauffent par compression et permettent ainsi à la réaction chimique de s'auto-entretenir.

Si un phénomène extérieur tel qu'une augmentation de pression statique ou dynamique modifie les conditions physiques initiales, on crée une désensibilisation temporaire ou définitive.

Exemple de pression statique : Poids de la colonne d'explosif ou d'eau.

Exemple de pression dynamique : Passage d'une onde de choc issue d'une charge déjà détonée sur un trou en cours d'initiation.

N.B : ce phénomène dit " théorie des points chauds " existe pour tous les explosifs. Les dynamites utilisent également dans le processus de détonation l'hétérogénéité de leur structure, c'est pourquoi les explosifs sont conçus avec une densité particulière qui correspond à leur vitesse de détonation maximale.

Il en est de même du diamètre critique qui existe pour tous les explosifs industriels, il n'est que de quelques millimètres pour les dynamites. C'est pourquoi il n'en est jamais fait mention dans les utilisations industrielles courantes.

1.4.3 Mesure de la vitesse de détonation in situ

Des appareils permettent aujourd'hui de mesurer directement la vitesse de détonation des produits en place dans les trous de mine.

On introduit dans le trou un câble qui est détruit au passage de l'onde de choc. La rupture entraîne un court circuit à l'extrémité de ce câble, (fig.1.10).

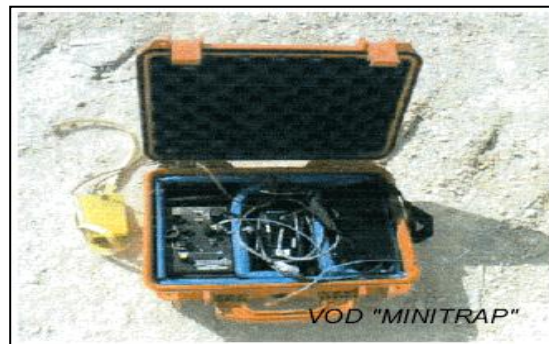


Fig.1.10 : Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place

On mesure en continu la résistance électrique du câble ce qui permet d'en déterminer avec précision la longueur. En comparant les variations de longueur à une base de temps très précise de l'ordre du millionième de seconde, on obtient la vitesse de détonation en temps réel.

On peut ainsi analyser :

- L'efficacité du système d'amorçage ;
- La vitesse réelle du produit en fonction des conditions d'utilisation ;
- L'efficacité du bourrage intermédiaire et final. On observe une baisse de régime à l'approche du bourrage si celui-ci ne remplit pas sa fonction jusqu'au bout ;
- La précision de la séquence d'amorçage en instrumentant plusieurs trous voisins ;

La (fig.1.11), illustre le type de résultat brut obtenu après mesure. Un traitement informatique est ensuite nécessaire pour interpréter les résultats (courbe de droite).

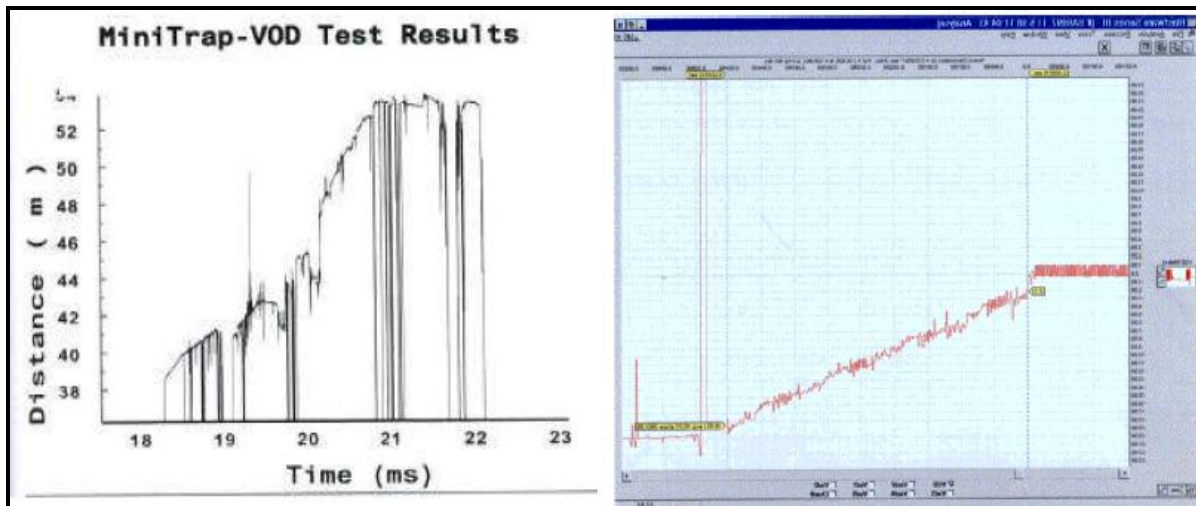


Fig.1.11 : Exemple de mesure et analyse de certains paramètres

La précision d'amorçage est particulièrement importante dans la recherche de la diminution des effets sismiques liés aux tirs de mines. Les mesures effectuées par Exploitech mettent en évidence des variations importantes : par exemple 17,5 ms. pour des détonateurs courts retard de 25 ms. Si on a réalisé le calcul à partir des règles du tir séquentiel et de la valeur nominale du détonateur, les risques de chevauchement total ou partiel sont particulièrement importants. L'imprécision des détonateurs pyrotechniques explique les variations importantes constatées lors de la mesure de la vitesse particulière de tirs parfaitement identiques. Cet argument majeur justifie à lui seul l'utilisation de détonateurs électroniques pour résoudre les cas difficiles, (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).

1.5 Les caractéristiques de performance

1.5.1 Energie et puissance

L'énergie théorique d'un explosif est définie par :

- la quantité de chaleur que la réaction de décomposition chimique des explosifs, supposée complète et isochore (à volume constant) peut théoriquement dégager.
- le travail maximum que peuvent fournir les gaz d'explosion supposés parfaits dans une détente depuis l'état comprimé dans le trou de mine jusqu'à la pression atmosphérique.

L'énergie d'un explosif libérée au cours d'une détonation peut être décomposée en deux types d'énergie :

- l'énergie de choc, liée aux contraintes transmises dans le terrain (onde de choc),

- l'énergie des gaz, liée à la quantité de gaz à très haute température produite au cours de la réaction.

A/ Le Coefficient d'Utilisation Pratique (CUP)

Une charge de 10 à 20 grammes est placée dans un cylindre aménagé dans un bloc de plomb. Après explosion, on apprécie le travail fourni en étudiant l'évasement du bloc de plomb. Le CUP est exprimé en valeur relative, c'est le rapport des masses de l'explosif étudié et de l'explosif de référence (acide picrique) qui fournit le même travail. Cette ancienne unité de mesure développée uniquement en France n'est pratiquement plus utilisée.

B/ Le Travail au Mortier Balistique (TMB)

Quelques dizaines de grammes d'explosif sont placés dans un mortier monté en pendule. Un boulet en acier fait office de bourrage. Au moment du tir, les gaz propulsent le boulet, le pendule entre alors en oscillation.

On enregistre sur un secteur gradué l'amplitude maximale du recul du pendule. Le travail correspondant est rapporté au travail fourni par une même quantité d'explosif de référence (acide picrique) tirée dans les mêmes conditions. Unité de moins en moins utilisée.

C/ La mesure d'énergie en piscine

C'est actuellement la mesure d'énergie la plus employée. On fait détoner une charge d'explosif en piscine sous une certaine quantité d'eau, (fig.1.12).

Le bassin doit être suffisamment grand pour éviter les réflexions des ondes de choc. Au moment de la mise à feu, l'explosif libère dans l'eau une onde de choc qui se traduit à l'enregistrement par un pic de pression, c'est l'énergie de choc. Après détonation complète de la charge, les gaz de détonation forment une bulle dont la pression interne est supérieure à la pression hydrostatique. Le diamètre de cette bulle croît donc rapidement. Au fur et à mesure de l'augmentation du diamètre de la bulle, la pression interne diminue jusqu'à atteindre la pression hydrostatique. A ce stade, la bulle se met à osciller et émet dans l'eau, à intervalle régulier, des ondes de pression de faible amplitude. La durée de ce phénomène d'oscillation est caractéristique de l'énergie de gaz, (fig.1.13).

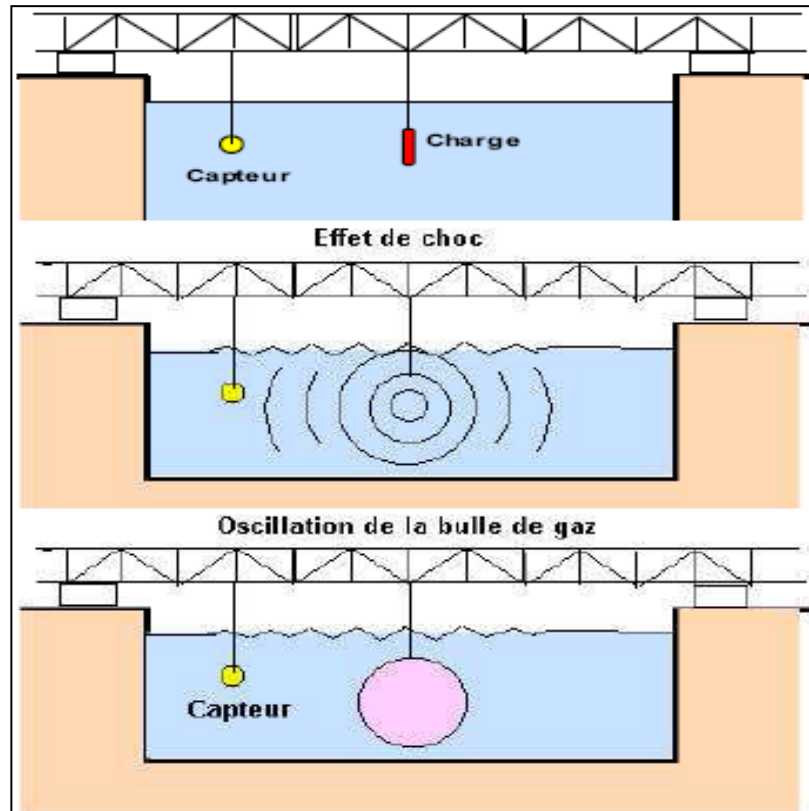


Fig.1.12 : Mesure d'énergie en piscine

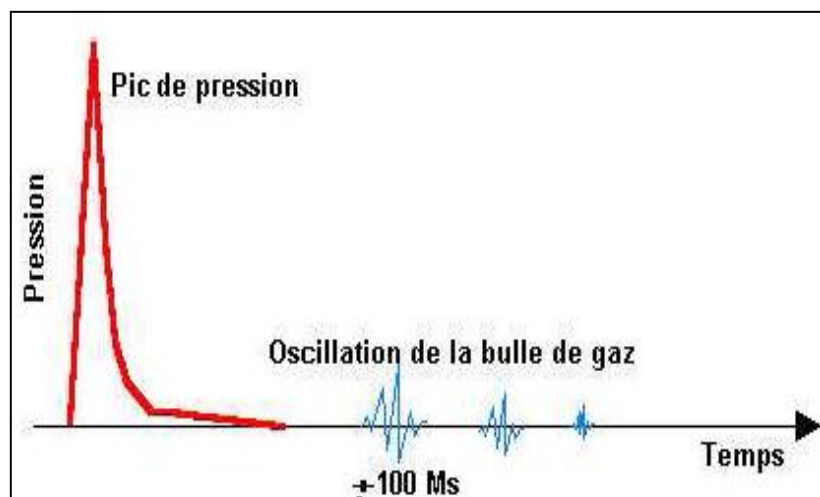


Fig.1.13 : Graphique de pression en fonction du temps

L'intérêt de cette méthode est de différencier l'énergie de choc de l'énergie de gaz, les rapports respectifs à l'énergie totale étant déterminants dans le choix de l'explosif.

La mesure en bassin met en jeu des quantités d'explosifs de plusieurs kilos en diamètres identiques à ceux vendus dans le commerce.

On utilise les amorçages standards, détonateurs, cordeaux. On peut simuler le confinement avec des tubes en acier ou plastique selon que l'on souhaite simuler une roche très résistante ou peu résistante.

On peut également simuler un découplage: rapport (diamètre charge / diamètre trou) en laissant de l'air entre la substance explosive et le confinement. Cette méthode est donc très représentative des conditions réelles d'utilisation des explosifs sans toutefois les atteindre totalement.

D/ L'énergie déterminée par calcul thermodynamique

$$S = \left(\frac{5}{6} \times \frac{Q}{Q_r} \right) + \left(\frac{5}{6} \times \frac{V}{V_r} \right) \quad (1.19)$$

où :

Q_r et V_r : valeurs correspondantes à un explosif de référence, le dynamex (32 % en masse de Ngl)

$$Q_r = 1152 \text{ Cal/gr}$$

$$V_r = 863 \text{ L/Kg}$$

Q : quantité de chaleur dégagée par la détonation ;

V : volume de gaz ;

Q et V sont les caractéristiques de l'explosif à référencer.

Ce coefficient S est utilisé dans de nombreuses formules de calcul de tir, en particulier dans les formules de Langefors V et Kihlstrom B, (1963).

E/ Densité

La densité d'un explosif conditionne toutes ses autres propriétés. L'accroissement de la densité s'accompagne d'un accroissement de la vitesse de détonation, donc des effets destructeurs de l'explosif. Néanmoins, il existe pour certains produits une densité critique au-delà de laquelle le produit ne détone plus. C'est le cas des émulsions. Cette densité critique peut être atteinte:

- De façon dynamique si les explosifs sont comprimés par le passage d'une onde de choc engendrée par la détonation d'explosifs dans les trous voisins d'une même volée.

- De façon statique, lorsque l'on mine avec une grande hauteur d'eau dans le forage ou en profondeur sous une grande quantité d'eau, la pression exercée sur l'explosif augmente sa densité.

On parle alors de désensibilisation du produit, celle-ci peut être réversible ou irréversible.

F/ Vitesse de détonation

On utilise aujourd'hui des chronomètres électroniques qui donnent des mesures très précises.

La vitesse de détonation varie notablement en fonction de nombreux paramètres parmi lesquels on distingue :

- La masse volumique de l'explosif, la vitesse est maximale pour une certaine densité,
- Le diamètre de la charge, à partir d'un diamètre critique en dessous duquel chaque produit ne détone pas, la vitesse augmente avec le diamètre jusqu'à une valeur maximale au dessus de laquelle la vitesse se stabilise, (fig.1.14).
- La puissance et la position du dispositif d'amorçage, il faut plusieurs centimètres voir près de 10 centimètres (cas des nitrates fioul) avant que la vitesse soit optimale,
- Le confinement de l'explosif, le rendement est meilleur avec un amorçage fond de trou, car la détonation est initiée dans un milieu parfaitement confiné,
- Les conditions de mise en œuvre: qualité des bourrages, contact entre cartouches, présence d'eau etc.

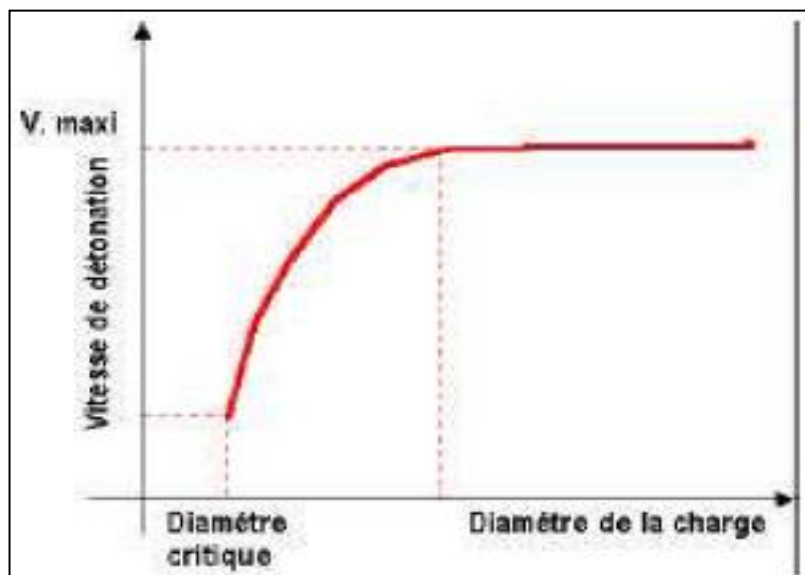


Fig.1.14 : Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive

C'est la quantité de gaz qu'une quantité donnée d'explosif est susceptible de produire au cours de la réaction de détonation.

Le volume est calculé pour les conditions de $T = 0\text{ °C}$ et $P =$ la pression atmosphérique en appliquant la loi des gaz parfaits.

Au résultat il faut appliquer des corrections :

- Déduction du volume total, celui des résidus solides s'ils existent,
- Déduction des covolumes, car la constante des gaz parfaits diminue pour les très hautes pressions et fortes températures ; les gaz deviennent alors incompressibles au delà de cette limite.

La nature des gaz produits est variable, de même que les quantités en fonction des produits. Le gaz le plus dangereux est le monoxyde de carbone qui est incolore, inodore, non irritant. A ces gaz on associe une énergie spécifique.

1.6 Paramètres liés aux trous

1.6.1 Qualité de la foration

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés. D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanéité des forages.

La mauvaise qualité de la foration se traduit le plus souvent par des déviations bien visibles, dans le cas de découpage, ou non directement visibles dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables: projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir, etc.

Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptible de provoquer des dégâts ou accidents graves.

Les causes sont multiples et résultent souvent d'erreur d'appréciation ou de défaut de mise en œuvre:

- Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessous il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la banquette dans le cas de gauche et à la sous évaluer dans le cas de droite, (fig.1.15).

On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième.

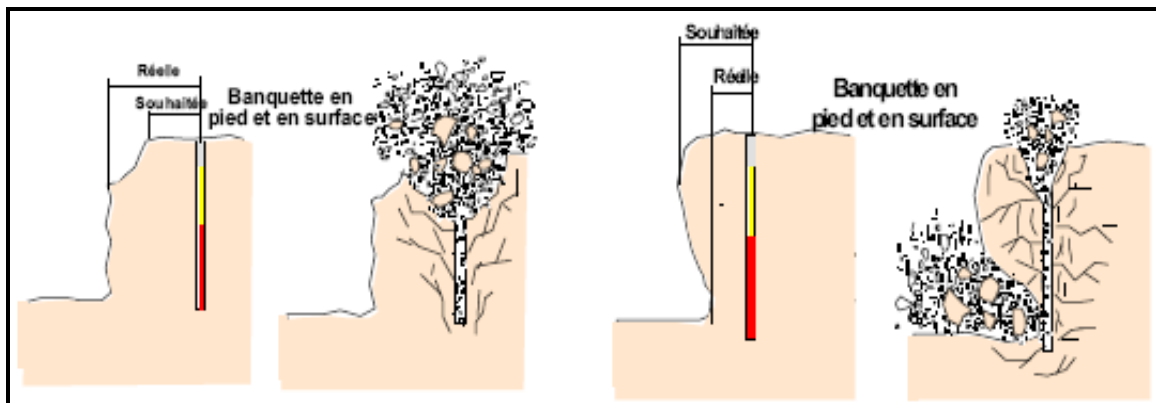


Fig.1.15 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage

Si l'on ne dispose pas d'instruments de mesure tels que profileur laser ou distance mètre, on peut par mesure au fil à plomb éviter une erreur grossière. De même l'implantation à partir d'un repère arrière constitue une bonne protection mais la base de mesurage doit être vérifiée tous les 4 ou 5 tirs.

- Les déviations de forages

Il est généralement admis que la structure, les hétérogénéités ou les vides d'un massif entraînent des déviations de foration, (fig.1.16).

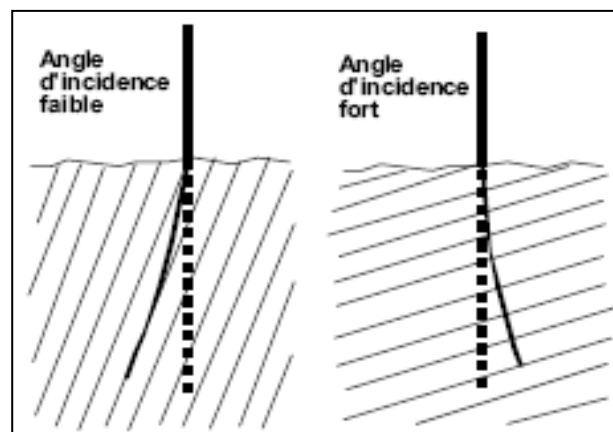


Fig.1.16 : Déviation due aux discontinuités

Le type de machine utilisée pour la foration et le sens du pendage ont une influence sur les déviations. On constate que suivant l'incidence du taillant par rapport au banc on a un risque de déviation dans le sens du pendage ou perpendiculaires aux bancs.

D'une manière générale, on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 % (30 cm pour 10 m). Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations très largement supérieures à ces valeurs, (fig.1.17).

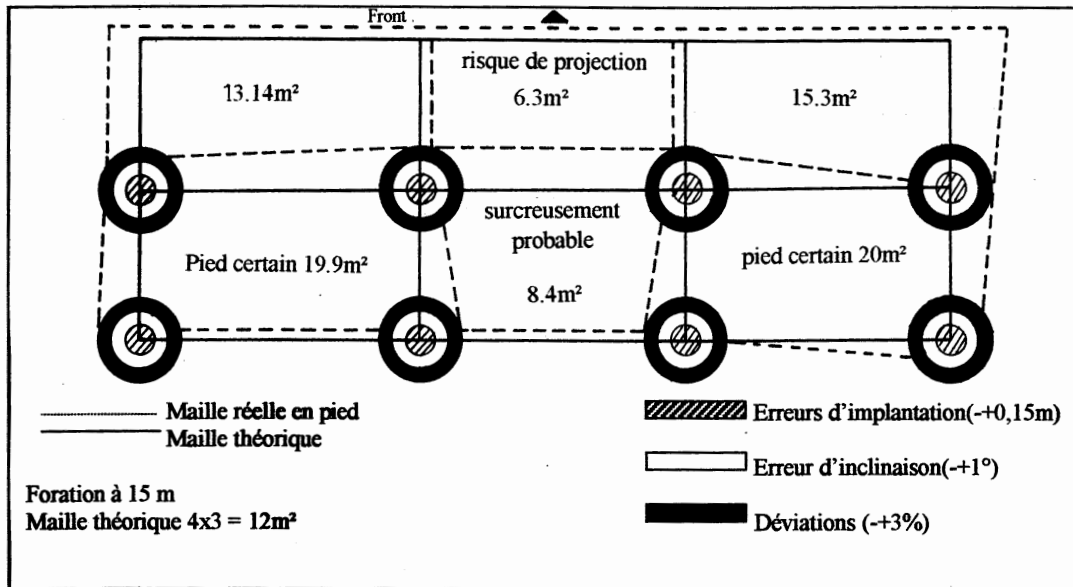


Fig.1.17 : Différence entre maille théorique et maille réelle

Une déviation de foration dans un plan perpendiculaire au front de taille provoquera suivant le sens de la déviation une surévaluation ou une sous évaluation de la banquette d'abattage. Les risques sont les mêmes que dans le cas d'un défaut d'implantation. Si la déviation a lieu dans un plan parallèle au front de taille on peut avoir un rapprochement dangereux de deux charges de pied avec des risques de projection importants (fig.1.18).

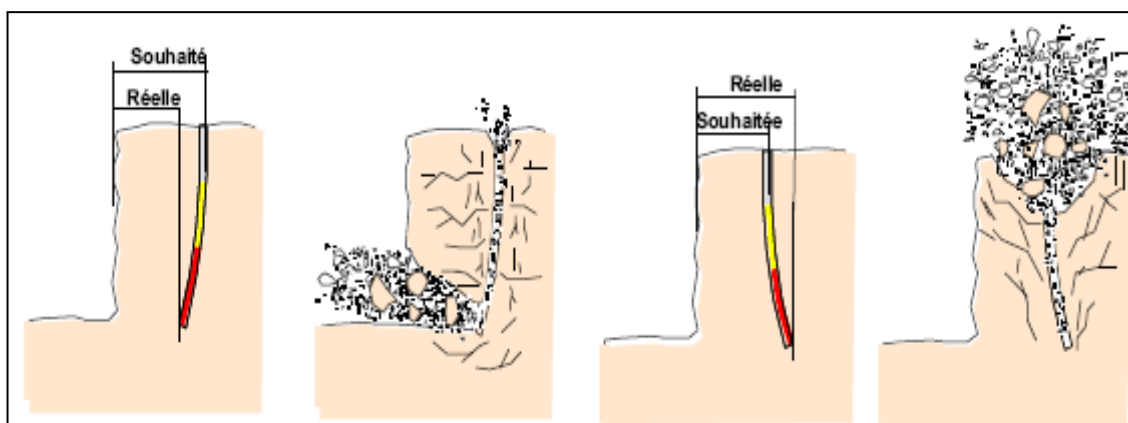


Fig.1.18 : Conséquences de déviation des forages

On trouve actuellement sur le marché plusieurs types d'appareils permettant la mesure de la déviation. Les plus simples ne permettent qu'une mesure en fond de trou tandis que des appareils plus élaborés permettent d'établir le profil exact de la déviation.

1.6.2 Le diamètre du trou

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue. Baron, L et Al (1962) argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion. De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs, (fig.1.19).

1.6.3 L'inclinaison du trou

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir, (fig.1.20).

L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables dans le cadre d'une granulométrie planifiée. D'autres avantages des trous inclinés sont à signaler :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus ;
- La consommation en explosif est optimale ;
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert.

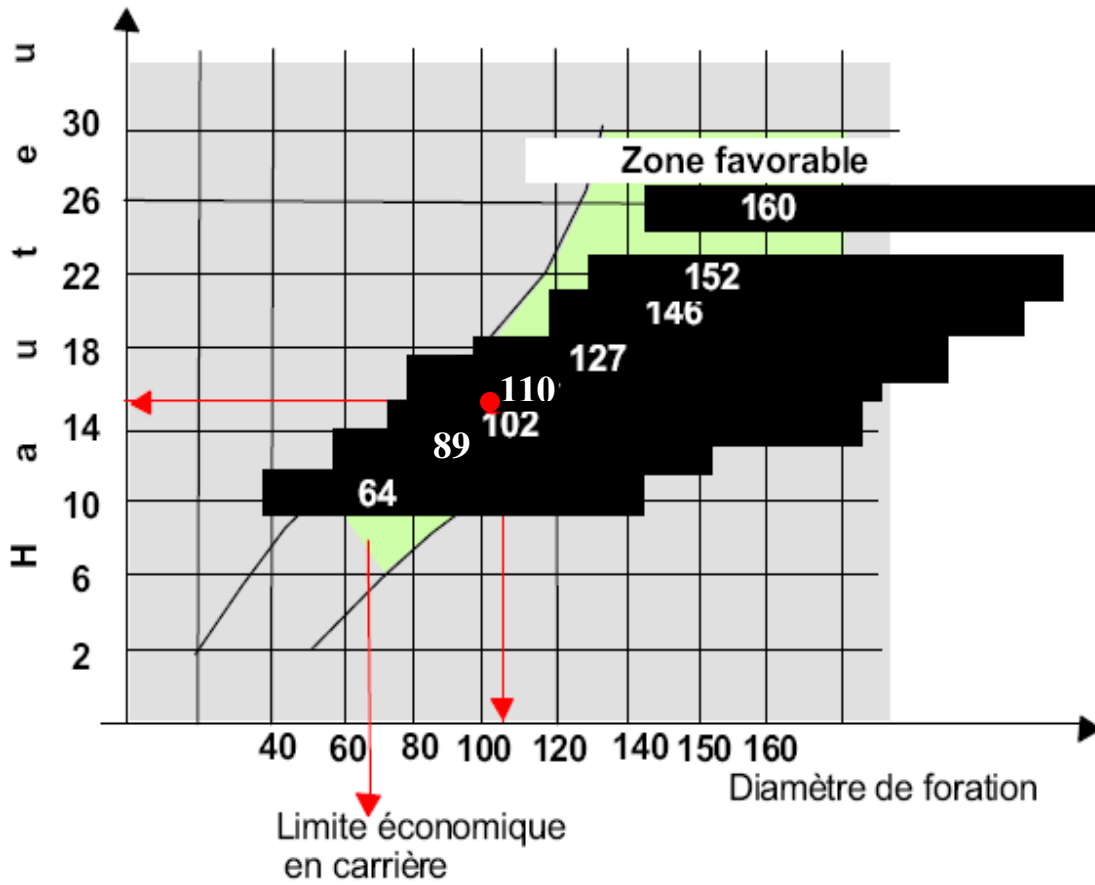


Fig.1.19: Choix de diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin

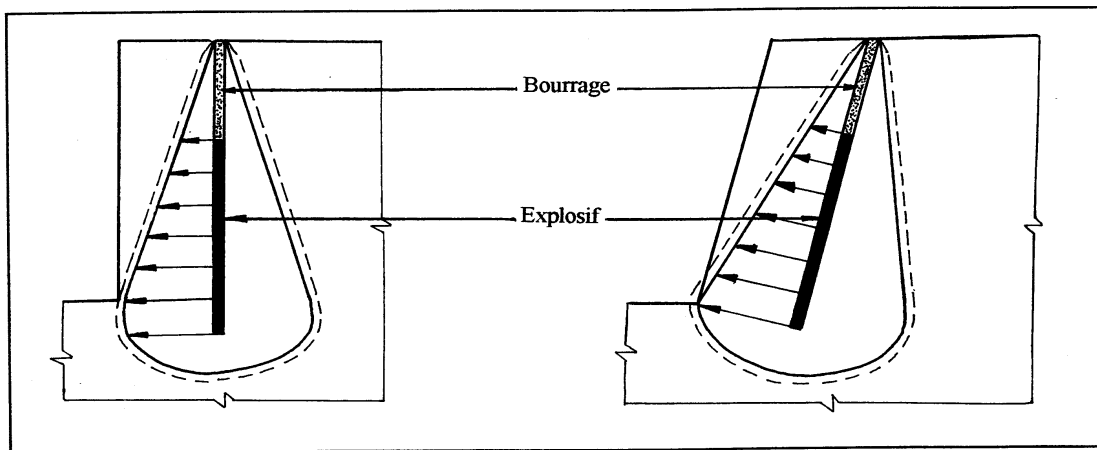


Fig.1.20 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison

1.6.4 L'excès de forage (sous forage)

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

La longueur de sur-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-ci est liée essentiellement à la banquette.

1.6.5 Longueur du trou

Elle dépend essentiellement: de la hauteur du gradin, de l'inclinaison du trou et de la longueur d'excès de forage.

1.7 Paramètres liés au Bourrage

1.7.1 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous.

Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

1.7.2 Qualité du matériau de bourrage

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ce cas il y a toujours des projections et débouillage important au moment du tir.

Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

1.8 Effets des discontinuités naturelles

Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers. Dans les cas extrêmes, elles conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécaniques du massif ou de l'explosif Belland (1966) ;

Ramdhane (1987). Ces discontinuités peuvent intervenir selon leurs orientations, fréquences, continuité, matériaux de remplissage, 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 leur effets dans les tirs miniers. Au mieux, des règles de l'art basées sur des expériences (réduites en nombres) existent.

La connaissance actuelle sur la fragmentation à l'explosif des massifs fracturés est assez limitée. Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes des 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 immédiate. 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 de son efficacité et également une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.

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

Les études de Barker, D.B et Al, (1978) ; Fourny, 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 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 tir en milieu calcaire. Il apparaît que la propagation de ces fractures est due aux ondes de contraintes, leur apparition étant observée avant que les effets de la pression quasi-statique due aux gaz aient lieu. Winzer avança que ce mode de propagation des fissures est plus important dans le cas des massifs assez fracturés.

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

L'effet sur les résultats de tirs dirigés par rapport à l'orientation des discontinuités a fait l'objet de plusieurs études au laboratoire et sur le terrain. Jusqu'ici, les résultats ne sont guère concluants et essais.

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

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) avança qu'une orientation du front de tir parallèle à la direction des joints principaux provoquerait la propagation sur une plus grande distance de l'énergie de la déformation dans la zone limitée par la discontinuité, ce qui favoriserait une meilleure fragmentation ; Belland (1966) arriva en effet aux mêmes conclusions pendant ses essais de tir dans une mine de fer. Tidman (1985), observa les mêmes phénomènes dans une mine de cuivre. En effet, en orientant le front de tir perpendiculairement à la direction de joints principaux, on peut avoir des configurations où l'espacement des joints est plus petit que celui des trous se 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 R.L, (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, observa les mêmes résultats pendant ses essais sur les séries de calcaire et de gés. Enfin, les essais au laboratoire de Singh et Harries (1983), ont donné les 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 ce qui 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.

Conclusion

L'analyse des paramètres et facteurs influençant l'abattage des roches à l'explosif, nous a permis de bien cerner le problème posé et de déduire qu'en dehors de la série de facteurs influençant l'opération d'abattage des massifs rocheux, on distingue les discontinuités naturelles, qui jouent le principaux rôles dans la réussite de l'opération d'abattage.

Donc la chaîne technologique d'un plan de tir et son efficacité est plus affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres et les conditions climatiques que par les propriétés de l'explosif pas toujours vrai.

CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX ET ETAT ACTUEL DES TRAVAUX MINIERS DANS LES CONDITIONS DU GISEMENT DE CHOUF AMAR – M'SILA

Introduction

Dans le monde, la consommation des matières premières minérales ne cesse de croître, pour cela des pays producteurs et riches en matières naturelles continuent de procéder à la recherche des nouveaux gîtes.

L'Algérie est l'un des pays riches en matières premières. Les bases minières nationales de grande envergure constituent nos gisements de fer, de cuivre, de plomb, de zinc, etc. ... et d'autres substances à partir desquelles s'est développée notre compétence en exploitation.

La mise en exploitation de nouveaux gisements en Algérie est un moyen efficace pour réduire nos dépenses à l'égard de l'étranger ce qui va sans doute être suivis par un développement de la profession minière algérienne à un moment où le gouvernement accorde une grande importance à l'industrie minière.

L'ouverture de nouveaux gisements peut être aussi créatrice d'emploi dans des régions peu favorisées et contribué à leur développement économique.

L'exploitation de n'importe quel gisement exige des investissements très importants ce qui nécessite une étude très particulière de l'opération d'abattage des roches, car c'est le premier maillon de toute la chaîne technologique suivant lequel la réussite des travaux d'extraction y dépend énormément.

En ce qui concerne nos mines et nos carrières, l'exploitation optimale de réserves minérales en tenant compte de leur souci, donne à réfléchir sur les travaux à effectuer et parmi eux le processus de forage qui est le facteur prédominant dans le développement l'exploitation.

Dans notre travail nous allons mener une étude pour contribuer à l'amélioration de la conduite des travaux miniers dans les conditions de la carrière de Chouf Amar et plus particulièrement à l'amélioration des indices des travaux d'abattage des roches.

2.1 Renseignements généraux sur le gisement de Chouf Amar

2.1.1 Historique

Dans beaucoup de pays, l'une des voies essentielles de la prise en compte réelle et fructueuse de l'environnement dans les projets, est la mise en place d'outils méthodologiques spécifiques dans un cadre institutionnel adapté.

Parmi ces outils, l'étude d'impact sur l'environnement adopté par l'Algérie suivant le décret n° 90 - 78 du 27/02/1990 (en application de la loi n° 83 - 03 du 05/02/1983, relative à la protection de l'environnement), fournit un cadre privilégié d'intégration des préoccupations d'environnement lors de la réalisation des projets.

Dans le cadre de l'exploitation des carrières de matières premières pour la cimenterie de Hammam Dalàa, wilaya de M'sila, Algérien Cément Company (ACC / ORASCOM) en confiant l'étude impact au « CETIM », bureau spécialisé et reconnu dans la profession ne se contente pas de répondre à l'impératif légal, mais a poussé la réflexion afin de garantir, à ceux qui y travaillent et qui l'avoisinent un environnement agréable enrichissant spécifiquement, économiquement et socialement plus valorisant.

Conformément à l'article 5 du décret exécutif n°90-78 du 27/02/1990 relatif aux études d'impact sur l'environnement, le contenu de cette étude porte sur l'exploitation du gisement de calcaire de Chouf Amar et sur des effets prévisibles sur l'environnement ; parmi la remise en l'état des lieux particulier relatif à l'exploitation de la carrière, du calcaire est à considérer selon l'article 46 de la loi 91-24, qui exige de tout exploitant de carrière de remettre en l'état des lieux. Cette remise en l'état des lieux peut se faire selon l'une ou l'autre de ces deux démarches :

- 1/ Opération à réaliser en fin d'exploitation.
- 2/ Réaménagement coordonné au fur et à mesure de l'avancement de
L'extraction de matériaux

2.1.2 La situation géographique

La wilaya de M'sila est située dans la partie Centre-Est du pays, soit à 250 km au sud-est de la capitale Alger ; elle est limitrophe avec les wilayas de Bouira et Bordj Bou Arréridj au nord, Batna à l'est, Biskra au sud-est, Djelfa et Médéa à l'ouest.

S'étendant sur une superficie de 20 000 km², elle comprend des aires géographiques variées : massif des Bibans et monts du Hodhna au nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas saharien dans sa partie méridionale ; la localité de Hammam Delàa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila située aux confins nord de celle-ci à la lisière occidentale de la chaîne du Hodhna et plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'hir et 25 km au nord-ouest du chef-lieu, (fig.2.1).

Quant au gisement il est situé à 08 km au sud-est de Hammam Dalàa au lieu-dit Chouf Amar, soit à 2,5 km de la route asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA). Il est circonscrit dans un polygone ABCDE dont les coordonnées Lambert, d'après la feuille n 140 et 141 au 1/50.000, sont les suivants, (tableau 2.1).

Tableau 2.1 : Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar

Coordonnées	A	B	C	D	E
X	658,435	659,220	659,650	659,725	658,500
Y	290,485	290,290	289,965	289,000	288,955

Morphologiquement, le gisement de Chouf Amar fait partie d'un vase massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km. Il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'angle de pendage de 10° à 15° (SNE-NSW-N75° et SSE -N170+), (fig.2.2).

2.1.3 Litho stratigraphie du gisement de calcaire de Chouf-Amar

D'après les observations recueillies sur terrain et les résultats des études élaborées par différents auteurs sur la région, les affleurements participant à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chouf-Amar sont attribués au crétacé supérieur, plus précisément à l'emschérien ; celui-ci comprend 03 termes principaux cumulant 200m d'épaisseur et qui se superposent de haut en bas, selon la chronologie suivante.

- Couche 1 (C1)

Cette Couche affleure sur tout le gisement, à l'exception de sa partie SW (Sondage A2, Ex-A2 et Ex-B1) où ne subsistent que les couches C2 et C3. Conventionnellement, sa limite inférieure est fixée au toit d'une couche marneuse repérable dans tous les sondages sauf (Ex-A1, A2 et Ex-B1). Sa puissance maximale atteint 44,9m (sondage E2). Sur l'ensemble du gisement, la puissance moyenne de cette couche est de 24,32 m.

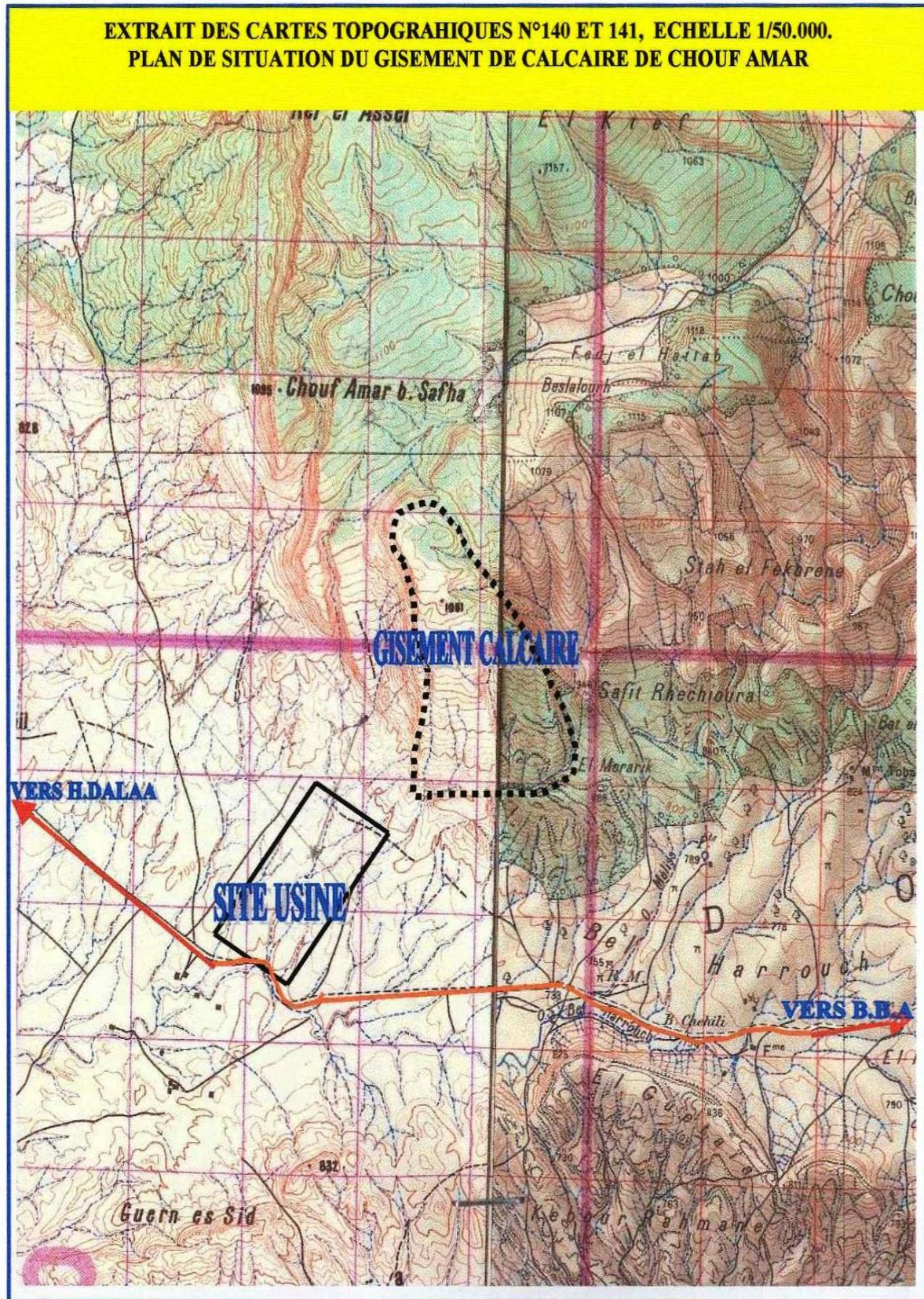


Fig.2.1 : Plan de situation géographique du gisement de calcaire de Chouf-Amar
Extrait des cartes topographique n° 140 et 141, Echelle 1/50000.

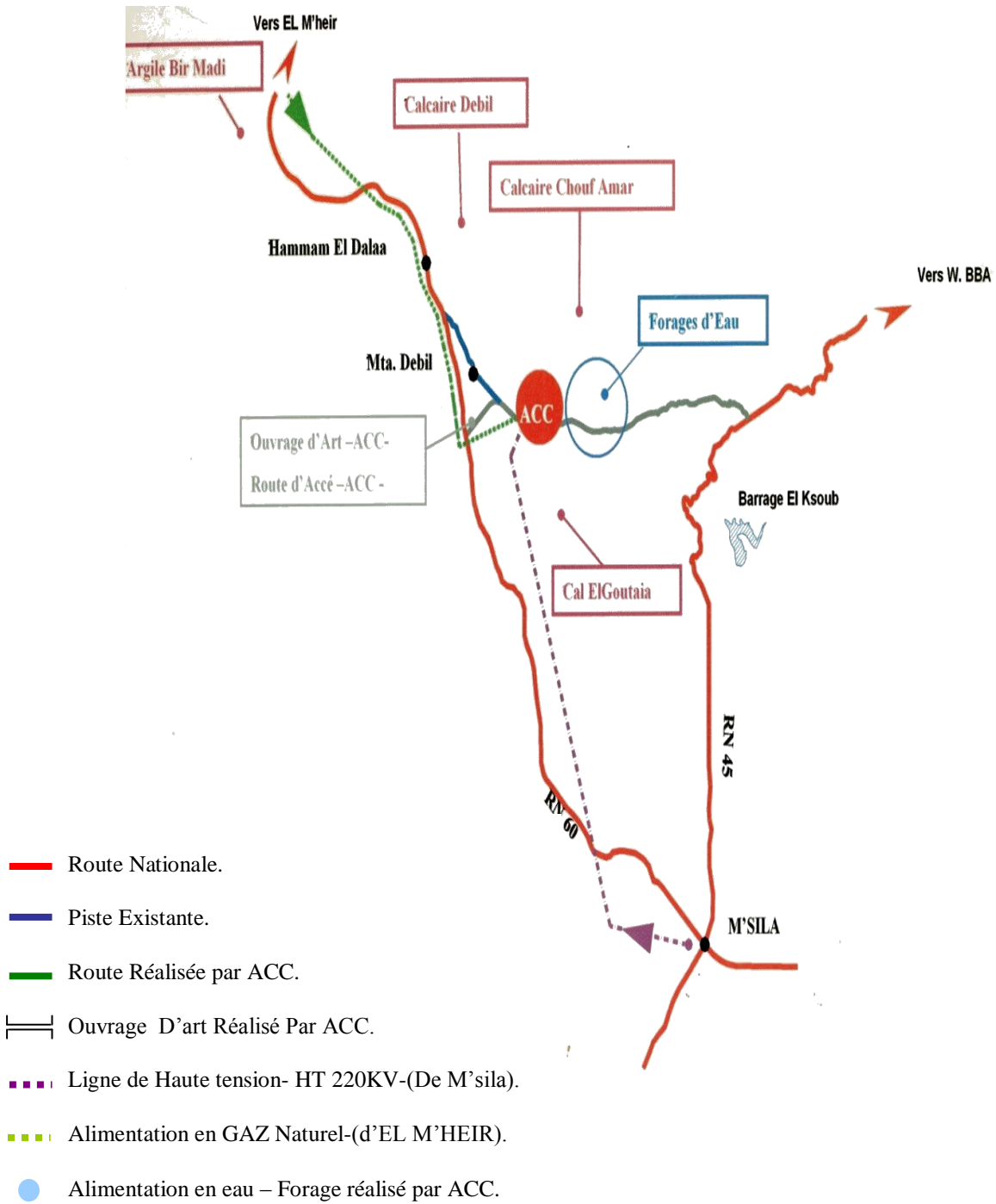


Fig.2.2 : Situation infrastructures de la région de M'sila

Elle est constituée de bancs de calcaire gris à gris sombre, dur, cristallin, localement fossilifère, séparés par de minces passées marneuses et admettant un banc de marne très riche en SO_3 ; Ce banc de marne dont l'épaisseur maximale est de 4,9m (moyenne de 2,9m) a une teneur moyenne en CaO de 20% et en SO_3 de 2%. Son influence est considérable sur la teneur en CaO et SO_3 de la couche C1.

- Couche 2 (C2)

Cette couche affleure dans les parties W et SW ; Sa limite inférieure est fixée au toit de la couche calcaire C3. Sa puissance moyenne sur l'ensemble du gisement est de 29,6m. Elle est constituée d'une série de bancs de calcaire gris sombre, marneux localement noduleux, souvent fossilifère, intercalant de fines passées marneuses et surmonté par un banc marno-calcaire assez riche en SO_3 . Ce banc dont l'épaisseur moyenne est de 1,2m a une teneur en CaO de 33,70 % et SO_3 de 2,0%. Son influence sur les teneurs en CaO et SO_3 de la couche est faible à cause de puissance réduite.

- Couche (C3)

Cette couche affleure uniquement dans la partie SW à la faveur d'accidents tectoniques et le long des corniches cernant le gisement à l'Est et à l'Ouest. Sa limite inférieure est fixée au toit de la série marneuse inférieure et sa limite supérieure se situe à la base d'un banc de calcaire fortement fossilifère de la couche C2.

Elle est constituée de calcaire gris clair à blanchâtre, compact, dur, cristallin, relativement massif, légèrement fossilifère et parcouru par de nombreux joints stylistiques. Sa puissance varie de 9,20m (sondage Ex-A1) à 17,90m (sondage B7) avec une moyenne de 16m.

Cette couche est d'une régularité et d'une homogénéité remarquable. Le taux en SO_3 est relativement faible (0,41%) et en CaO est élevé (51,46%) avec un coefficient de variation inférieur à 3%, dénotant une distribution extrêmement régulière.

Les moyennes des résultats des analyses chimiques par couche sont consignées dans le tableau 2.2.

Tableau 2.2 : Compositions chimiques moyenne par couche

Eléments		PF	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Cl	CaCO ₃
Couches	C1	39.13	6.77	2.74	1.38	47.43	1.16	0.76	0.28	0.08	0.018	86.66
	C2	38.31	7.44	3.09	1.37	46.65	1.10	1.13	0.41	0.10	0.018	85.35
	C3	41.68	2.98	1.36	0.80	51.46	0.83	0.41	0.16	0.10	0.018	93.26
	C1+C2+C3	39.41	6.12	2.55	1.23	48.09	1.05	0.83	0.30	0.10	0.018	87.73

2.1.4 Les réserve

Partant de la capacité de production projetée (3 600 000 t. de clinker / an) des propositions des différentes matières premières entrant de cru et de leur pertes au feu respectives, les réserves nécessaires en matières premières du projet sont évaluées comme suit :

La production d'une tonne de clinker dans le cas de la variante la plus optimiste (Calcaire Chouf Amar +argile Bir Madhi +sable+minerai de fer) nécessite les quantités de matières suivantes. (221 400 000 tonnes de calcaire). Par conséquent, pour une durée de vie de 50 ans, il faut donc garantir pour le projet Cimenterie de M'sila un minimum de 221 400 000 tonnes de calcaire.

2.1.5 Structure tectonique du gisement

Le gisement de calcaire de Chouf Amar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale fortement perturbée.

Localement il se présente sous forme d'un monoclin de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15° plongeant vers le SSE, (fig.2.3).

Le gisement est disloqué dans sa partie centrale par une grande faille subméridienne de rejet vertical de 30 à 40 m et longe ses limites septentrionale et orientale.

Un autre accident cassant accompagné de failles secondaires affecte et perturbe la partie sud-ouest du gisement ; il s'agirait d'une faille normale de direction est-ouest qui semble affecter le terme calcaire avec un rejet vertical de plus de 25 m, qui a engendré la surélévation du monticule délimitant le gisement dans sa partie sud-ouest.

D'autres accidents cassants de moindre importance affectent sans rejets notables la corniche calcaire qui longe le gisement dans sa partie occidentale.

Par ailleurs, l'étude des données lithologiques et chimiques fait ressortir l'existence d'un accident tectonique probable orienté NW – SE qui scinde littéralement le gisement en deux compartiments ouest et est (secteur I et II), son rejet faible dans la partie NW, Augmente jusqu'à atteindre et dépasser 40 m au SE, (fig.2.4).

Cet accident a été établi d'après les corrélations lithologiques et son tracé sur carte, suit une direction NW - SE en passant entre les sondages A.6, B6, C.5 d'une part et A.5, B5. Et C.4 d'autre part. A partir du sondage C4 qui traverse le plan de faille à 30 m de profondeur, son tracé s'incurve pour prendre une direction N - S et rejoindre l'accident est – ouest décrit précédemment.

Dans les deux secteurs, les couches gisent en monoclinale douce avec un pendage d'environ 10 à 12° SSE, (fig.2.5).

2.1.6 Hydrogéologie

Compte tenu de leur position topographique sur les parties sommitales des reliefs, leur inclinaison vers le Sud, les calcaires du gisement de Chouf Amar ne peuvent pas constituer un réservoir propice à accueillir un aquifère, ceci est étayé par l'absence du moindre suintement d'eau à la base des calcaires, notamment le long des falaises et les pertes totales d'eau enregistrées au cours de la réalisation des sondages de prospection.

Le prolongement des calcaires vers le Sud en profondeur sous la couverture marneuse du campanien, présente des conditions similaires et peut constituer un aquifère pouvant donner un débit équivalent.

2.1.7 Essais physico-mécaniques

Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière, 125 échantillons à partir de A2 jusqu'à A7 ; B2 à B7 ; C2 à C7 ; D2 à D6 et E2 à E6 et F2 Prélevés dans les différentes couches (C1 – C2 – C3) ont été soumis aux appropriés ; les différents résultats suivant que le poids volumique moyen reste pratiquement constant dans les trois couches, $2,67 \text{ t/m}^3$, la résistance à la compression moyenne : $R_c = 922,433 \text{ kgf/cm}^2$; le coefficient de foisonnement : $K = 1,5$, et la dureté : $f=10$, les résultats des essais sont présentés dans le tableau 2.3.

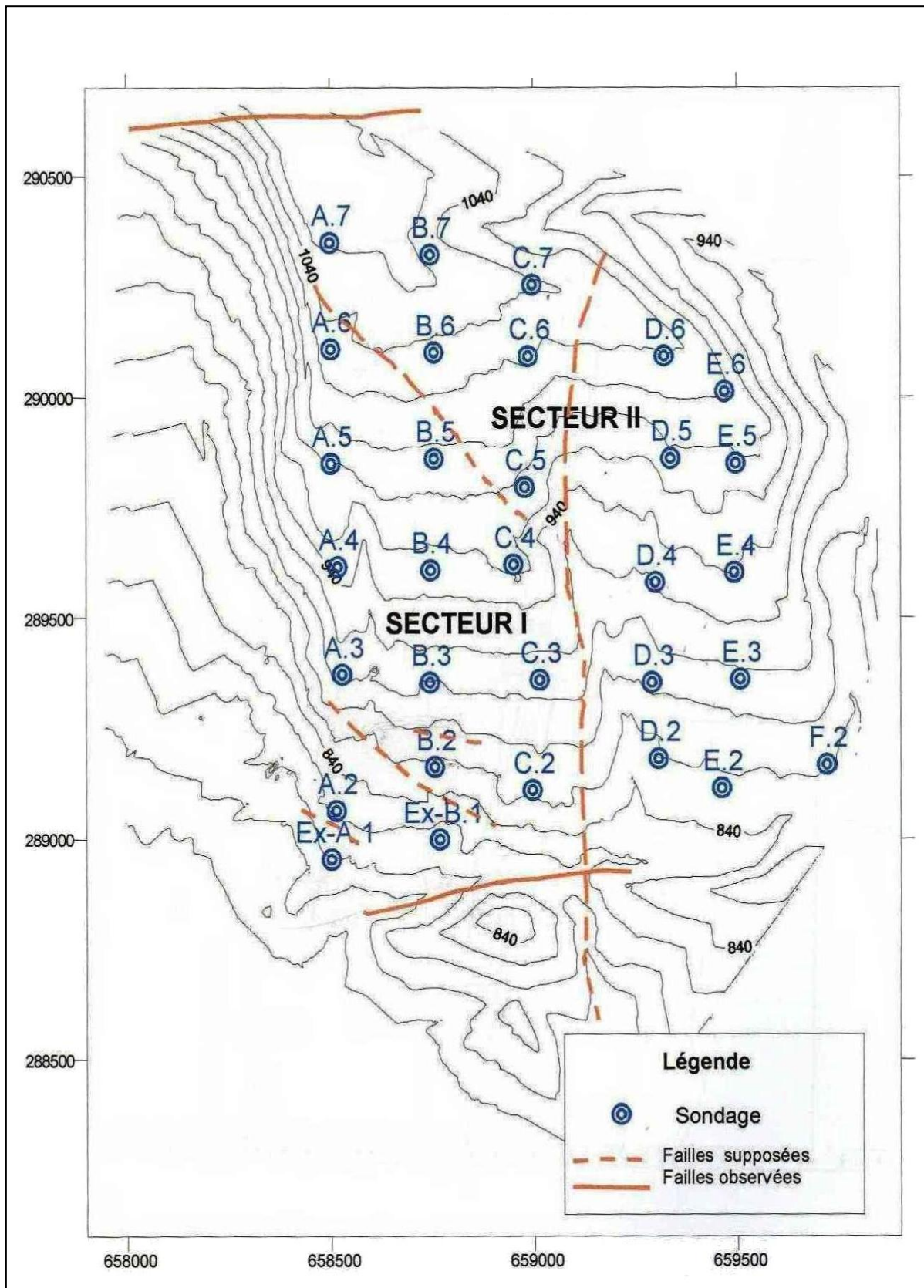


Fig.2.3 : Carte structurale du gisement de Chouf Amar

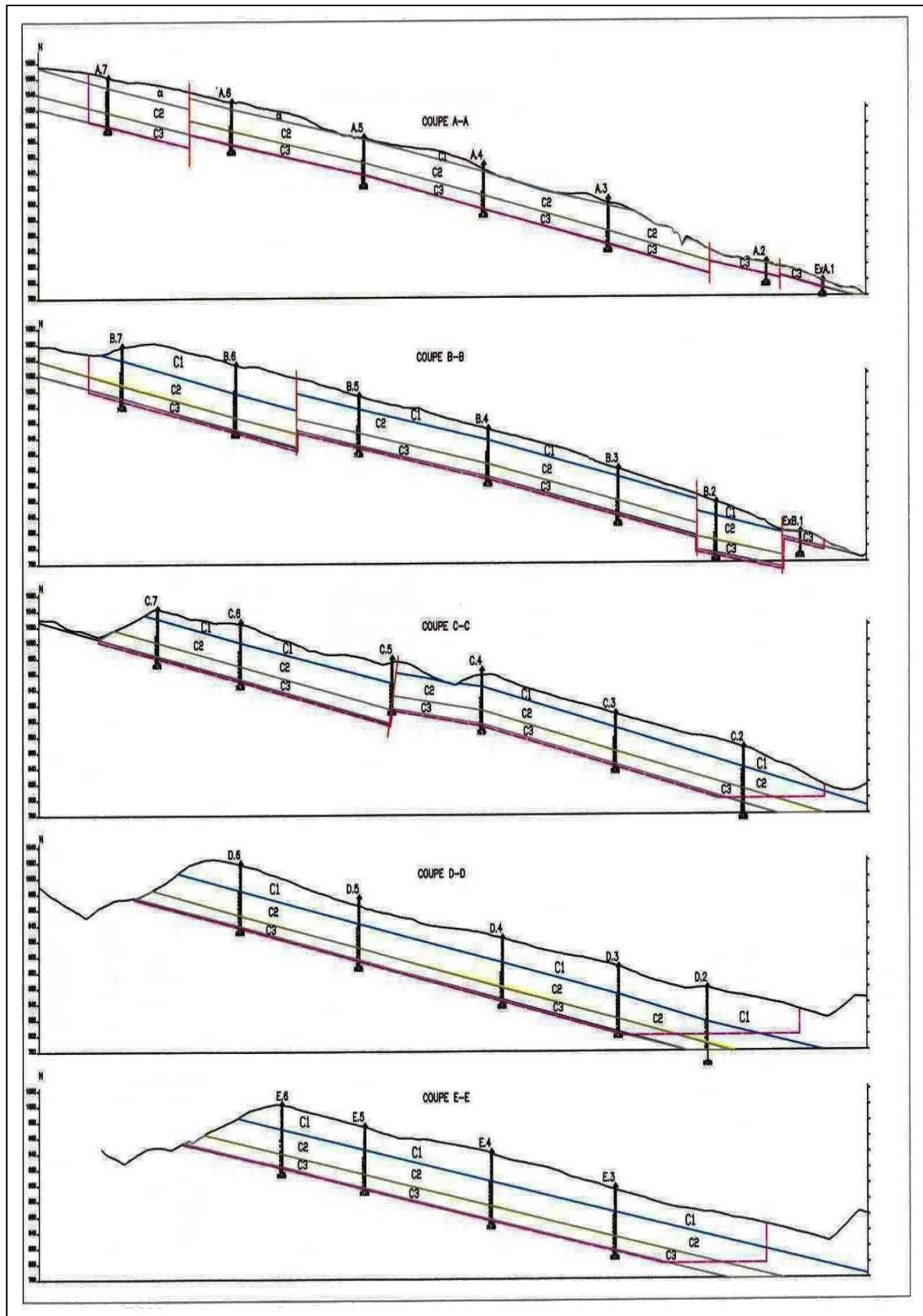


Fig.2.4 : Gisement de Chouf Amar, Coupes NORD-SUD

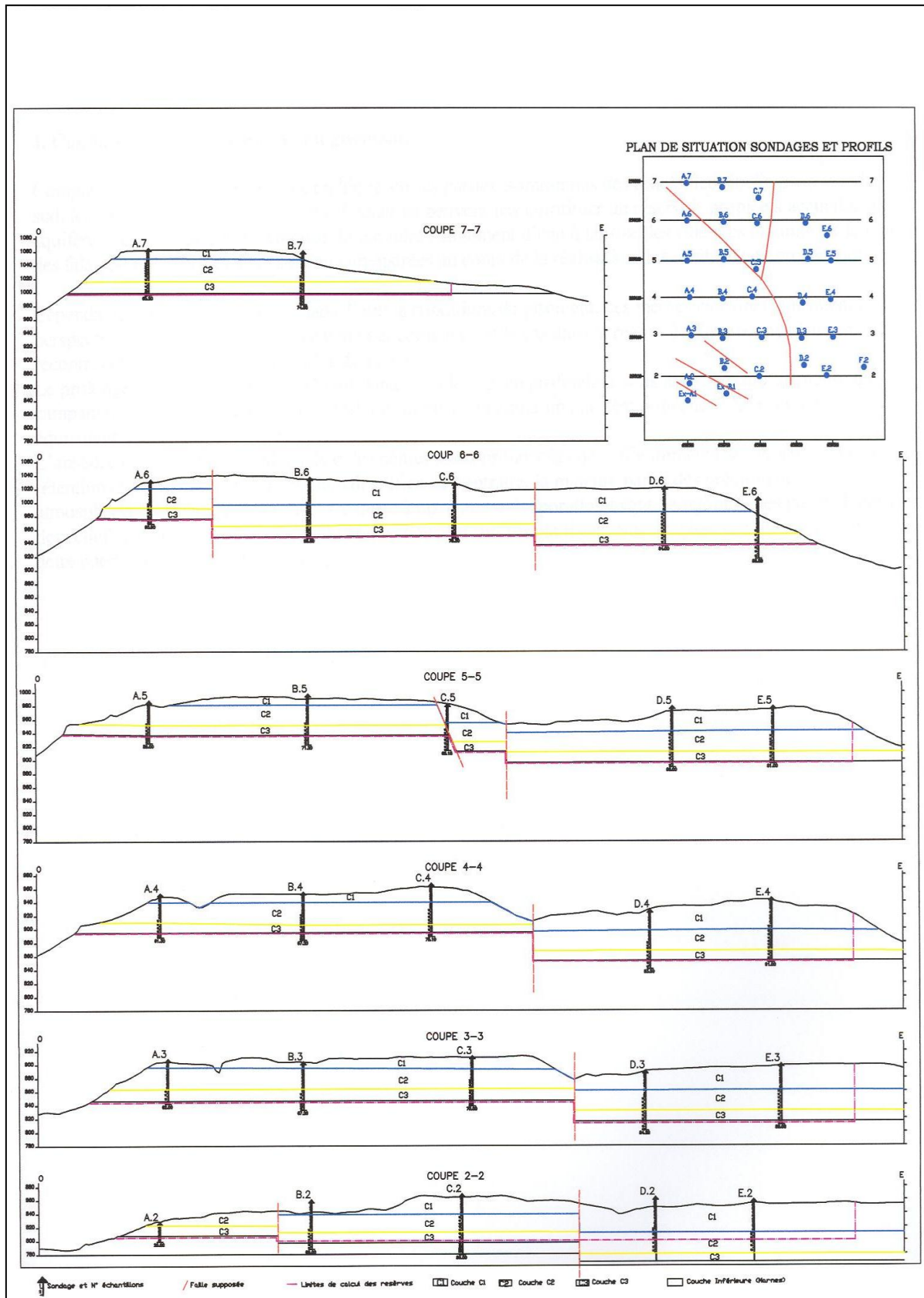


Fig.2.5 : Gisement de calcaire de Chouf Amar, Coupes géologiques OUEST-EST

2.1.8 Analyses chimiques

D'après les données utilisées des calcaires de Chouf Amar à la production de ciment, on a trouvé que les analyses chimiques correspondent à 11 éléments (PF, SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, CaO, MgO, K₂O, Na₂O, Cl, P, F et CaCO₃) obtenus sur 534 échantillons. Les études et les analyses des données prennent en considération la structure du gisement en exerçant deux secteurs distincts (secteur ouest et secteur est) et la lithologie de l'assise qui fait ressortir trois couches individualisées C1, C2 et C3.

La composition chimique et les paramètres statistiques généraux des différents couches sont donnés dans les tableaux 2.4 ÷ 2.6; les calculs sont pondérés par les longueurs des échantillons (n= Nombre d'échantillons. K= Coefficient de variation %).

Tableau 2. 3 : Résultats des essais Physico-mécaniques de la matière

N° Sondage	COUCHE 1			COUCHE 2			COUCHE 3		
	PV	HN	RC	PV	HN	RC	PV	HN	RC
A-2	-	-	-	-	-	-	2.697	0.089	110.161
A-3	2.693	0.183	170.70	2.683	0.331	59.83	2.686	0.303	79.091
A-4	-	-	-	2.682	0.289	81.976	2.692	0.222	81.786
A-5	-	-	-	2.679	0.18	122.35	2.666	0.317	59.508
A-6	2.683	0.159	122.35	2.670	0.242	68.925	2.683	0.199	114.875
A-7	2.651	0.231	89.34	2.634	0.272	59.865	2.681	0.325	89.84
B-2	-	-	-	2.678	0.338	82.30	2.694	0.177	80.88
B-4	2.688	0.264	125.98	2.677	0.356	83.15	2.691	0.225	111.15
B-5	2.677	0.149	108.14	2.659	0.839	98.220	2.702	0.196	86.209
B-6	2.672	0.321	115.11	2.674	0.411	25.28	2.684	0.235	97.43
B-7	2.662	0.269	112.58	2.661	0.095	74.54	2.614	0.465	57.435
C-2	2.636	0.274	72.805	2.669	0.540	57.49	2.698	0.162	129.125
C-3	2.642	0.348	99.855	2.666	0.422	98.745	2.680	0.384	50.73
C-6	2.681	0.317	135.49	2.666	0.546	100.87	2.678	0.265	46.075
C-7	2.691	0.213	101.15	2.670	0.442	78.185	2.666	0.360	104.31
D-2	2.691	0.176	113.96	2.699	0.151	121.41	2.701	0.063	98.03
D-3	2.633	0.239	84.493	2.683	0.250	57.816	2.710	0.053	73.879
D-4	2.702	0.092	112.02	2.663	0.453	40.602	2.704	0.072	86.94
D-5	2.698	0.094	108.40	2.700	0.09	90.947	2.692	0.148	62.496
D-6	2.693	0.188	122.84	2.677	0.227	89.60	2.684	0.209	92.103
E-2	2.680	0.241	90.519	2.684	0.159	64.87	2.704	0.115	124.85
E-4	2.678	0.209	132.05	2.697	0.222	35.95	-	-	-
E-6	2.682	0.225	87.09	2.676	0.342	66.76	2.689	0.163	79.78
F-2	2.699	0.179	100.46	2.668	0.300	89.16	2.688	0.334	94.78
Moyenne par couche	2.676	0.218	109.76	2.674	0.326	79.52	2.686	0.220	87.452

Tableau 2.4 : Composition chimique de la couche (C1)

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	45	20.88	43.00	40.22	3.84	9.45
	II	122	15.66	43.54	38.81	7.62	19.64
	I+II	167	15.66	43.54	39.13	6.85	17.51
SiO ₂	I	45	1.29	36.00	5.73	6.30	109.99
	II	122	0.73	48.51	7.08	10.63	150.18
	I+II	167	0.73	48.51	6.77	9.68	142.97
Al ₂ O ₃	I	45	0.39	15.48	2.01	2.57	127.80
	II	122	0.36	17.29	2.97	4.76	160.45
	I+II	167	0.36	17.29	2.74	4.31	157.02
	I	45	0.48	4.57	1.12	0.70	62.89
	II	122	0.36	9.82	1.46	1.82	124.21
	I+II	167	0.36	9.82	1.38	1.60	116.03
1) CaO	I	45	19.00	52.85	48.59	6.11	12.58
	II	122	8.20	54.02	49.09	10.91	23.17
	I+II	167	8.20	54.02	47.43	9.87	20.82
MgO	I	45	0.59	2.66	1.25	0.47	37.50
	II	122	0.36	2.61	1.14	0.48	42.21
	I+II	167	0.36	2.66	1.16	0.47	40.77
SO ₃	I	45	0.07	1.19	0.53	0.33	62.25
	II	122	0.07	3.84	0.82	0.90	109.50
	I+II	167	0.07	3.84	0.76	0.81	106.88
K ₂ O	I	45	0.04	1.36	0.20	0.80	119.30
	II	122	0.02	2.24	0.30	0.51	169.02
	I+II	167	0.02	2.24	0.28	0.45	163.79
Na ₂ O	I	45	0.00	0.20	0.11	0.08	69.67
	II	122	0.01	0.21	0.08	0.08	102.94
	I+II	167	0.00	0.21	0.08	0.08	93.56
Cl	I	45	0.009	0.055	0.019	0.010	54.23
	II	122	0.004	0.134	0.018	0.017	93.39
	I+II	167	0.004	0.134	0.018	0.015	84.09
CO ₃	I	45	32.92	96.30	88.99	10.94	12.29
	II	122	15.18	98.19	85.96	20.04	23.31
	I+II	167	15.18	98.19	86.66	18.11	20.90

Tableau 2.5 : Compositions chimique de la couche (C2)

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	83	27.69	41.13	38.54	3.23	8.38
	II	124	25.73	42.00	38.16	3.68	9.64
	I+II	207	25.73	42.00	38.31	3.50	9.14
SiO ₂	I	83	3.44	21.88	7.18	4.77	66.44
	II	124	2.21	25.48	7.60	5.1	67.28
	I+II	207	2.21	25.48	7.44	4.97	66.80
Al ₂ O ₃	I	83	1.21	9.55	2.95	1.96	66.52
	II	124	0.67	11.32	3.17	2.19	69.10
	I+II	207	0.67	11.32	3.09	2.10	68.07
Fe ₂ O ₃	I	83	0.8	3.53	1.32	0.67	50.56
	II	124	0.73	4.18	1.40	0.76	54.56
	I+II	207	0.73	4.18	1.37	0.73	53.05
2) CaO	I	83	30.00	51.07	46.91	5.14	10.95
	II	124	25.22	52.17	46.49	5.59	12.02
	I+II	207	25.22	52.17	46.65	5.40	11.58
MgO	I	83	0.77	3.25	1.06	0.53	49.41
	II	124	0.68	4.04	1.12	0.59	52.62
	I+II	207	0.68	4.04	1.10	0.56	51.33
SO ₃	I	83	0.13	2.96	1.12	0.46	40.77
	II	124	0.11	3.15	1.13	0.51	44.96
	I+II	207	0.11	3.15	1.13	0.49	43.29
K ₂ O	I	83	0.13	1.04	0.39	0.21	53.50
	II	124	0.09	1.26	0.42	0.23	55.13
	I+II	207	0.09	1.26	0.41	0.22	54.47
Na ₂ O	I	83	0.00	0.21	0.12	0.07	57.01
	II	124	0.01	0.20	0.09	0.08	85.01
	I+II	207	0.00	0.2	0.10	0.08	73.01
Cl	I	83	0.004	0.330	0.017	0.036	204.79
	II	124	0.008	0.041	0.018	0.007	39.81
	I+II	207	0.004	0.330	0.018	0.023	132.58
CO ₃	I	83	59.61	92.51	85.62	8.27	9.66
	II	124	52.82	95.65	85.18	9.21	10.82
	I+II	207	52.82	95.65	85.35	8.83	10.34

Tableau 2.6 : Composition chimique de la couche (C3)

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	48	38.04	42.86	41.49	0.80	1.91
	II	56	37.96	42.40	41.59	0.70	1.69
	I+II	104	37.96	42.86	41.68	0.75	1.81
SiO ₂	I	48	1.44	6.83	2.89	1.03	35.81
	II	56	1.73	8.24	3.06	1.00	32.63
	I+II	104	1.44	8.24	2.98	1.02	34.06
Al ₂ O ₃	I	48	0.65	2.62	1.29	0.38	29.25
	II	56	0.90	3.57	1.41	0.39	27.43
	I+II	104	0.65	3.57	1.36	0.39	28.46
Fe ₂ O ₃	I	48	0.60	1.44	0.80	0.13	16.57
	II	56	0.68	1.34	0.80	0.10	11.96
	I+II	104	0.60	1.44	0.80	0.11	14.19
3) CaO	I	48	47.67	53.50	51.60	1.11	2.14
	II	56	46.20	52.90	51.34	1.02	1.99
	I+II	104	46.20	53.50	51.46	1.07	2.07
MgO	I	48	0.52	1.04	0.81	0.12	14.64
	II	56	0.52	1.06	0.86	0.09	10.94
	I+II	104	0.52	1.06	0.66	0.11	13.12
SO ₃	I	48	0.06	1.68	0.37	0.28	75.43
	II	56	0.11	1.26	0.45	0.21	46.04
	I+II	104	0.06	1.68	0.41	0.25	59.29
K ₂ O	I	48	0.07	0.39	0.15	0.06	39.60
	II	56	0.10	0.47	0.16	0.06	34.43
	I+II	104	0.07	0.47	0.16	0.06	36.77
Na ₂ O	I	48	0.01	0.21	0.12	0.08	64.92
	II	56	0.01	0.21	0.09	0.08	95.97
	I+II	104	0.01	0.21	0.10	0.08	80.69
Cl	I	48	0.007	0.042	0.019	0.007	39.52
	II	56	0.010	0.041	0.018	0.008	41.21
	I+II	104	0.007	0.042	0.018	0.007	40.20
CO ₃	I	48	86.72	96.94	93.45	2.33	2.49
	II	56	84.20	95.76	93.10	1.94	2.09
	I+II	104	84.20	96.94	93.26	2.13	2.28

2.2 Ouverture du gisement de Chouf-Amar

-Généralités

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre.

En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire :

- a\ par tranchées.
- b\ sans tranchées.
- c\ par des excavations spéciales.

Dans le cas de la carrière de Chouf-Amar, le gisement de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux. L'accès au gisement sus-cité se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut. (fig.2.6). Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Des réserves du gisement et des dimensions du champ de carrière.
- Du relief.
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter.
- De la méthode d'exploitation à prévoir.
- De la production annuelle planifiée par la carrière.
- De la machinerie adoptée.

Des mesures de sécurité technique (telles que choix rationnel de la hauteur de gradin, de la stabilité des bords des gradins et de la carrière etc...).

A noter que la carrière de Chouf-Amar. Son accès est réalisé par une demi-tranchée allant du bas vers le haut (jusqu'au gradin supérieur).

2.3 Méthode d'exploitation

-Généralités

La méthode d'exploitation est l'ordre d'exécution des travaux de creusement et d'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle.

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants :

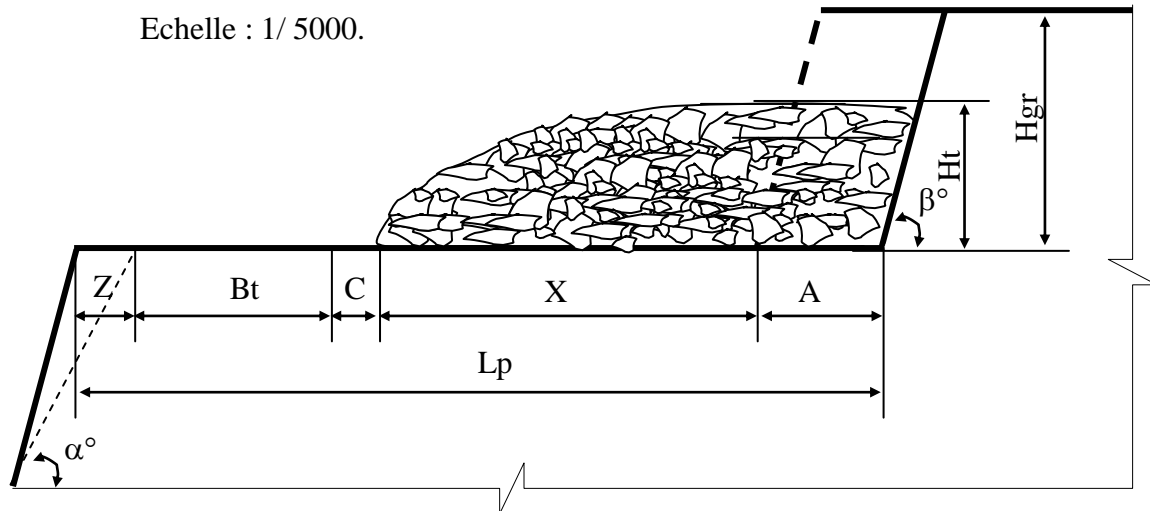
- La topographie du gisement.
- La caractéristique géologique du gisement.
- La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Mode d'ouverture du gisement adopté.
- Des dimensions des engins miniers et de transport.
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

2.3.1 Choix de la méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Chouf-Amar se fera en partant du bas à partir du niveau 800m jusqu'au sommet par des gradins de hauteur $H_g = 20$ m ; c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir à un bords exploitables. (fig.2.7). Les paramètres de la plate forme de travail présente dans le tableau 2.7.

Tableau 2.7 : Les paramètres de la plate forme de travail

Paramètre	Désignation	Valeur	Unité
Hauteur du gradin.	H_g	20	m
Largeur d'enlevure.	A	10,14	m
Largeur de plate-forme de travail.	L_{pt}	54,97	m
Largeur en dehors de l'enlevure.	X	24,70	m
Largeur du prisme d'éboulement.	Z	4,13	m
largeur de la bande de transport.	B_t	13	m
Vitesse d'avancement du chantier.	V_{ch}	28,75	m/j
Angle du talus en activité.	α	62	°
Angle du talus du gradin.	β	72	°



Légende :

- Z : Prisme d'éboulement.
- Bt : Berme de transport.
- C : Distance de sécurité.
- A : Largeur d'enlèvement.
- X : Largeur en dehors de l'enlèvement.
- Lp: Largeur de plate forme de travail.
- Ht: Hauteur du tas abattus.
- Hgr: Hauteur de gradin
- β° : Angle du talus de gradin
- α° : Angle du talus en activité

Fig.2.7 : Schéma de la plate-forme de travail

2.4 Abattage des roches

- Généralités

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière.

Le coût d'abattage à la tonne est estimé de 15 à 20 % du coût total dans les exploitations minières à ciel ouvert d'après l'expérience.

L'abattage des roches consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

En pratique minière, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir:

- l'abattage mécanisé,
- l'abattage hydromécanisé,
- l'abattage à l'explosif,

Dans la carrière de Chouf Amar, l'abattage des roches se fait par les travaux de forage et de tir du fait que le calcaire qui forme le gisement sus-cité est caractérisé par une dureté $f = 10$ selon l'échelle de Protodiakonov. Les paramètres des éléments de plan de tir sont montrés sur la (fig 2.8) et tableau 2.9.

Néanmoins, l'utilisation de la méthode d'abattage à l'explosif ne donne jamais un taux de blocs hors gabarit égal à 0 % quelque soit le réglage de la qualité de la fragmentation des roches et ce à cause de la fissuration du massif et la dissipation élevée de l'énergie du tir dans l'atmosphère.

Selon les études et les travaux réalisés par les différents chercheurs, il s'avère que 20 % de l'énergie de tir sont uniquement utilisés pour la fragmentation des roches; les 80 % restants sont dissipés dans l'atmosphère sous-forme de fumées.

A présent, il existe des travaux d'optimisation des travaux de forage et de tir tels que les modèles de Langefors et de Kuz-ram qui ont donné des résultats acceptables voire positifs en matière de fragmentation des roches et de réduction du taux des blocs hors gabarit dans les volées fragmentées. D'ailleurs dans notre travail (chapitre 4) nous avons pris les résultats obtenus par Kouz-Ram comme références pour réaliser notre travail de recherche.

Dans la carrière de Chouf-Amar il y a deux types d'explosifs sont utilisés, dont les caractéristiques sont indiquées dans le tableau 2.8.

Tableau 2.8 : Caractéristiques techniques des explosifs

Type	N 18	MarmaniteII
Densité normale	0,95	0,98
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre
Vitesse de détonation m/s	2500	4100
Essais aux blocs de plomb :cm ³ /10g	320	360
Couleur	Gris	Gris
Nature	poudre	poudre

Tableau 2.9 : Tableau récapitulatif des paramètres de forage et de tir

N°	Paramètres	Symboles	Valeurs	Unités
01	Longueur d'excès de forage	L_s	1,65	m
02	Longueur du bourrage	L_b	2,2	m
03	Longueur du trou	L	22,67	m
04	Capacité métrique du trou	P	9,06	kg/m
05	Linge de moindre résistance au pied de gradin	W	5,07	m
06	Distance entre 2 trous	a	5,07	m
07	Distance entre deux rangées	b	5,07	m
08	Quantité d'explosif dans un trou	Q	159,37	kg/trou
09	Longueur de la charge d'explosive	L_{ch}	20,47	m
10	Volume du bloc	V_{bl}	29515,68	m ³
11	Surface du bloc	S_{bl}	1475,78	m ²
12	Longueur du bloc	L_{bl}	145,54	m
13	Volume des roches abattues par trou	V_{tr}	514,09	m ³ /trou
14	Nombre de trous dans un bloc	N_{tr}	57	trous
15	Longueur totale des trous à forer dans un bloc	$\sum L$	1292,19	m
16	Quantité d'explosif dans un bloc	Q_t	9084,1	Kg/bloc
17	Volume des roches abattues par 1 mètre de trou	$V_{tr}^{(1m)}$	22,67	m ³ /m

Echelle : 1/ 2200

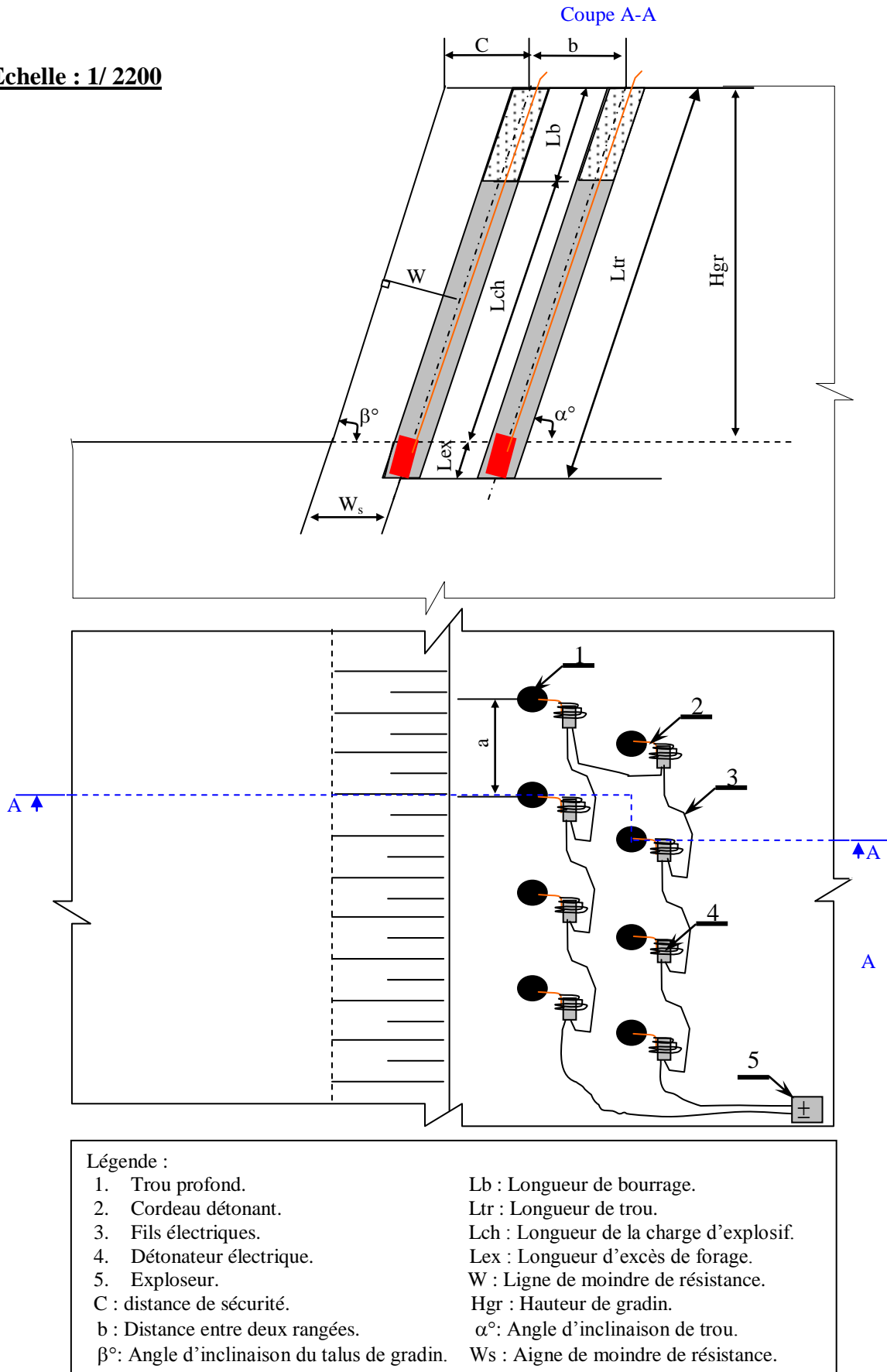


Fig.2.8 : Schéma de plan de tir

2.5 Chargement et transport

Le fonctionnement de la carrière est organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues en cas d'ameublissement par travaux de forage et de tir si la dureté des roches est de $f > 3$.

Le choix des types d'engin d'extraction-chargeur dépend des facteurs suivants :

- les propriétés des roches : dureté, densité, foisonnement, abrasivité, humidité, colmatage, etc...
- les réserves exploitables du gisement,
- la production annuelle planifiée pour la carrière,
- le mode d'ouverture,
- la méthode d'exploitation,
- les mesures de sécurité : (pour le personnel, l'usage des engins, la stabilité du talus de gradin, la stabilité des bords de la carrière)

Au niveau de la carrière de Chouf-Amar l'engin d'extraction-chargeur des roches préalablement abattues par travaux de forage et de tir et la chargeuse sur pneus de type CATERPILAR 990 IT, et l'engin de transport utilisé pour acheminer les roches abattues vers la station de concassage est le camion de type CATERPILAR 775E.

L'efficacité du travail du transport par camion dans les mines à ciel ouvert se détermine par l'état des pistes et leurs tracés la capacité de la benne et la distance de transport.

L'efficacité de l'utilisation des camions dans des mines à ciel ouvert dépend dans une grande mesure des schémas d'accès à son vers le chantier et de son avancement la chargeuse.

Dans la carrière de Chouf-Amar, il est préférable d'utiliser le schéma d'approche en boucle ce qui augmentera le rendement de la chargeuse et n'exige pas aux chauffeurs des camions des manœuvres compliquées.

Conclusion

L'étude entreprise dans ce chapitre, nous a permis d'analyser les données en général de la région et en particulier celle du gisement de Chouf Amar, d'étudier la conduite des travaux minier actuel, d'analyser les résultats techniques et économiques obtenus par l'entreprise minière s'occupant des travaux d'extraction et de déduire qu'un problème fragmentatio est réellement soulevé au niveau de cette mine.

En effet, les résultats de l'abattage des roche minières représentant le maillon principal de la chaine technologique ne sont pas réjouissants, cequi influe négativement sur la réalisation des opérations technologiques ulterieures.

Donc, dans le prochain chapitre, nous allons étudier en détail influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit que nous souhaitons apporter un plus pour l'exploitation minières aux niveaux de nos carrières.

ETUDE DES PARAMETRES INFLUENÇANT LES RESULTATS D'ABATTAGE

Introduction

Le terme technique « discontinuité » désigne toute interruption physique de la roche qui résulte de la genèse et de l'histoire géologique du massif rocheux. Elle peut être donc d'origine sédimentaire, magmatique ou métamorphique : plans de stratification, diaclases, prismation de basaltes, plans de foliation, ou d'origine tectonique : fractures, failles, schistosité.

Ces éléments confèrent une structure au massif rocheux qu'on peut décrire par différents termes comme : stratifié, primé, schistosé, fracturé ou massif en fonction de leur densité.

La prise en compte des discontinuités qui affectent un massif rocheux constitue un élément essentiel dans la conception et la réalisation du tir. En effet, une bonne caractérisation permet de fournir des informations précieuses entre autres sur ;

- l'implantation de la volée et la précision de la foration
- les conditions de stabilité des parois
- l'aptitude à la fragmentation du massif
- l'efficacité du tir,
- les niveaux des vibrations escomptés.

Un développement plus complet sur l'influence des discontinuités sur un tir.

Deux aspects importants des discontinuités : l'aspect géométrique qui est lié à leurs caractéristiques dans l'aspect (orientation, extension et densité) et l'aspect mécanique qui est caractérisé par de nombreux paramètres (leur état de surface, leur remplissage, leur rugosité, etc.) et en particulier par la résistance au cisaillement.

3.1 Caractérisation géométrique des discontinuités

L'étude géométrique des discontinuités visera à déterminer. Si elles sont classables en familles (orientation voisines) ou si elles structurent le massif rocheux en blocs (continuité et connectivité importantes).

Les principaux paramètres pouvant décrire l'aspect géométrique des discontinuités naturelles sont :

L'orientation, l'extension et l'espacement le comportement mécanique etc...

- Orientation

L'orientation d'une discontinuité est définie par la direction et le pendage de son plan moyen. Ces deux paramètres sont relevés sur le terrain soit au niveau des affleurements de surface soit au niveau des parois de gradins ou de galeries.

Le pendage est l'angle que fait la ligne de plus grande pente avec l'horizontale, compris entre 0 et 90° ; la direction est l'angle que fait l'horizontale du plan de la discontinuité avec le Nord magnétique. En mécanique des roches, on préfère souvent utiliser le vecteur pendage qui est l'angle que forme la projection sur le plan horizontal de la ligne de plus grande pente du plan avec le Nord magnétique.

Direction et azimut se mesurent toujours dans le sens des aiguilles d'une montre, la première de 0 à 180°, le second de 0 à 360° pour tenir compte du sens vers lequel s'enfonce le vecteur pendage, (fig.3.1).

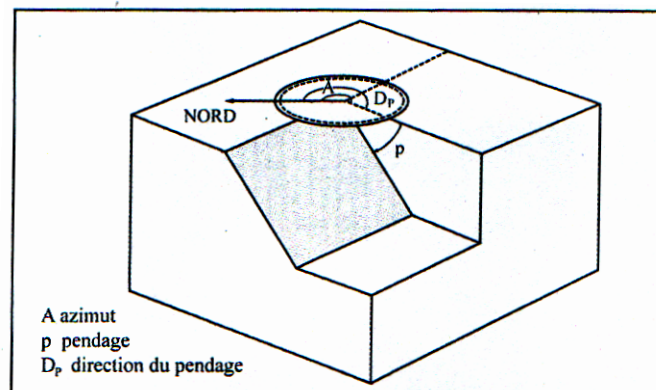


Fig.3.1 : Définition de l'orientation d'une discontinuité

- Extension et espacement

L'extension d'une discontinuité est un paramètre très important à tous les niveaux de tir. Comme on ne peut accéder qu'à la trace de la discontinuité sur la surface exposée, l'extension est évaluée comme étant la plus grande longueur visible de cette trace. On peut ainsi établir une échelle de classes d'extension par rapport à l'ouvrage étudié. Par exemple s'il s'agit d'un gradin ou d'une galerie, on parlera d'une petite extension lorsque la longueur de la trace est inférieure à 1m, d'une extension moyenne lorsque la longueur se situe entre 1 et 3 m et d'une grande extension lorsque la longueur est supérieure à 3m.

L'espacement est la distance qui sépare les discontinuités soit le long d'une direction donnée (un parement de galerie par exemple), soit pour une famille perpendiculairement à la direction représentant son orientation moyenne. La mesure de cet espacement permet d'évaluer la densité de fracturation.

Le comportement mécanique d'une discontinuité est très complexe en comparaison avec celui de la roche intacte. Une fissure ne présente aucune résistance en traction et sa résistance au cisaillement est très faible. Ses caractéristiques mécaniques dépendent de la rugosité de ses surfaces, de son ouverture et du matériau de remplissage éventuel (quartz, calcite, argile...).

La rugosité décrit les aspérités et les ondulations des surfaces de la discontinuité. La méthode la plus simple pour évaluer la rugosité consiste à mesurer l'angle moyen des aspérités par rapport au plan de la discontinuité. On peut ainsi définir une rugosité variant de 0° (surface parfaitement lisse) à 20° (surface très rugueuse).

L'ouverture correspond à la distance perpendiculaire entre les épontes de la discontinuité. C'est également un paramètre qui joue un rôle très important. Lorsque la discontinuité contient du remplissage, la nature de ce matériau conditionne le comportement de la discontinuité et il est important dans ce cas de le caractériser (remplissage argileux, matériau recristallisé, etc.), (fig.3.2).

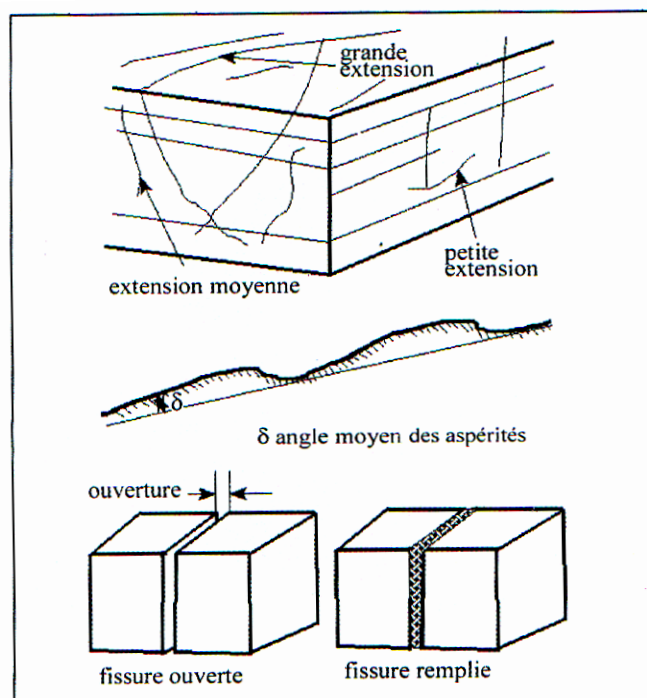


Fig.3.2 : Extension, rugosité, ouverture et remplissage d'une discontinuité

- Propriétés mécaniques

Compte tenu des phénomènes de glissement qui se produisent le long de plans de discontinuités, c'est la résistance au cisaillement qui est considérée comme étant la caractéristique mécanique la plus importante.

Contrairement à la roche qui présente une cohésion, une discontinuité n'est caractérisée que par un angle de frottement entre ses épontes ;

$$\tau_p = \sigma_n \operatorname{tg} \emptyset \quad (3.1)$$

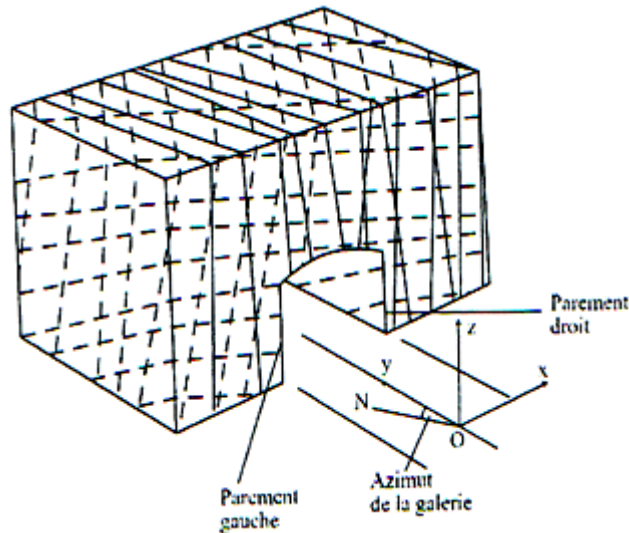
Cet angle dépend largement de la résistance de la roche et de la rugosité des surfaces. Il varie de moins de 20° pour des discontinuités lisses et planes avec un remplissage argileux, à plus de 45° pour des discontinuités rugueuses dans une roche résistante.

3.2 Méthodes de mesure des discontinuités

On distingue principalement trois méthodes de relevé : la méthode directe qui consiste à mesurer les discontinuités sur une surface exposée (surface d'un gradin ou parement d'une galerie par exemple), la méthode basée sur des mesures à partir de sondages et la méthode utilisant des techniques géophysiques à partir de la surface ou en sondage (diagraphies).

- Méthode directe

La méthode traditionnelle pour relever les discontinuités est la méthode manuelle qui fait appel à l'utilisation d'une boussole et d'un inclinomètre. Il existe actuellement des appareils automatiques qui ont été mis au point pour faciliter cette opération qui peut s'avérer très difficile dans des configurations telles que le toit d'une galerie par exemple. Ces appareils permettent de mesurer et d'enregistrer directement l'azimut et le pendage par simple application d'un capteur sur le plan de la discontinuité. La (fig.3.3), montre le principe d'un relevé effectué dans une galerie minière avec le bordereau de mesure qui illustre les principaux paramètres géométriques de chaque discontinuité relevée.



MINE			TYPE DE ROCHE.....														
OUVRAGE.....			Relevés effectués par :														
ORIENTATION.....																	
Nr	Position			Orientation		Extension			Rugosité			Continuité		Remplissage			Remarques
	X	Y	Z	Azimut	Pendage	G	M	P	L	O	R	O	N	N	S	C	
1	2.0	0.75	1.1	130	40	•							•			•	

Fig.3.3 : Principe du relevé de la fissuration (cas d'une galerie)

La mesure de la distance entre discontinuités permet d'évaluer la densité de fracturation du massif soit en deux dimensions (sur un affleurement ou un gradin), soit en trois dimensions si l'on fait cette mesure de façon statistique dans différentes directions (fig. 3.4). Ceci est réalisé par la technique de la ligne d'échantillonnage qui consiste à tendre une chaîne graduée le long de l'affleurement dans une direction repérée dans l'espace et à relever la position de chaque discontinuité intersectés cette ligne. L'interprétation ultérieure permet la mesure de la densité en termes d'espacement ou d'intervalle entre discontinuités.

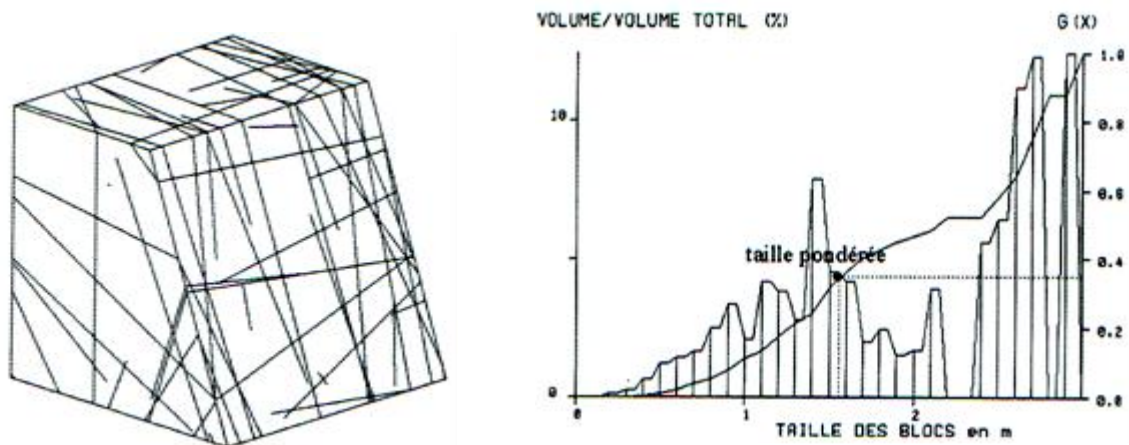


Fig.3.4 : Analyse de la blocométrie d'un massif rocheux par SIMBLOC

La société internationale de mécanique des roches ISRM, (1977) a édité une fiche type de relevé qui fait appel à un certain nombre de codes qui sont fixés préalablement par l'utilisateur. Les mesures seront ensuite exploitées statistiquement à l'aide de logiciels spécialisés venant maintenant simplifier ces traitements. On pourra ainsi arriver à modéliser en 3 dimensions les discontinuités du massif rocheux et déterminer la distribution granulométrique in situ des blocs ainsi délimités, ce qu'on appelle la blocométrie. Sa comparaison avec la distribution granulométrique des blocs des tas abattus permettra ensuite la quantification de la fragmentation du tir.

- Mesures à partir de sondages

Parmi les techniques utilisées dans cette méthode, on cite particulièrement les dispositifs d'orientation des carottes, les mesures endoscopiques, les sondes à empreintes et les diagraphies différées et instantanées.

Le relevé de la fissuration à partir d'un sondage carotté se fait comme dans la méthode manuelle par la mesure des paramètres géométriques des discontinuités au niveau des morceaux de carottes. L'implantation d'un sondage carotté doit résulter de considérations basées sur l'analyse structurale préalable du massif rocheux et éventuellement sur des données géophysiques. Son orientation par rapport aux directions d'anisotropie principale du massif est essentielle pour son interprétation. Dans ce cas particulier, il faudrait au préalable mesurer l'orientation du sondage et le reconstituer après le carottage.

Les mesures d'orientation se font donc par rapport à un repère relatif et une transformation est nécessaire pour retrouver les orientations absolues. En ce qui concerne

l'extension, la rugosité, l'ouverture et le remplissage, la caractérisation se fait à l'échelle des carottes.

Les mesures endoscopiques ont été utilisées depuis des décennies avec le système traditionnel de miroirs et d'objectif pour visualiser le fond et les parois d'un sondage. Ce système a été utilisé pour surveiller les mouvements de fissures, le décollement de bancs. Le développement des techniques d'imagerie a permis la mise au point de caméras compactes avec un éclairage en fibre optique (vidéo-endoscope). Les systèmes les plus modernes permettent actuellement un relevé automatique de la fissuration naturelle par traitement des images réalisées.

On peut aussi procéder au relevé des fractures soit par l'intermédiaire de la prise d'empreintes sur la paroi du forage, soit à l'aide d'un système de palpeurs qui permet d'orienter la fracture terminale de la passe carottée par rapport à la partie de la section adjacente restée fond du trou. Ceci permet de réorienter toute la carotte et donc d'orienter l'ensemble de fractures.

Ces techniques ne sont en réalité utilisées que lors d'études géotechnique poussées et ne seront donc pas développées ici Héraud et Al, (1987).

Le traitement d'un relevé de discontinuités peut se faire en trois phases successives : la représentation des orientations des discontinuités et la recherche des familles principales, la visualisation et enfin l'évaluation de la blocométrie du massif rocheux en place.

- Recherche des familles de fissures

La méthode la plus couramment utilisée pour représenter les orientations des discontinuités et la projection stéréographique qui permet de représenter dans le cercle équatorial un plan par un point appelé projection du pôle. Deux types de projection sont utilisés : la projection de Wulff et la projection de Schmidt. La première, conservant les angles, permet d'étudier les relations entre les positions dans l'espace des différentes familles de discontinuités. La seconde, conservant les surfaces, permet d'évaluer la densité de ces discontinuités en fonction de leur répartition. Ces techniques d'analyse sont maintenant facilitées par l'usage des micro-ordinateurs.

- Densité de fissuration

La densité de fissuration exprime le niveau de fracturation du massif rocheux. Le premier indice proposé pour évaluer cette densité est le RQD (Rock Quality Designation) qui est mesuré à partir de l'analyse d'un sondage carotté. Il correspond au pourcentage en longueur de sondage récupéré sous forme de carottes de longueur supérieure à 10 cm. Cet indice n'est pas précis et la longueur de référence reste totalement arbitraire. De plus son utilisation est soumise à des conditions (taux de carottage supérieur à 90%). Malgré une signification peu probante, ce paramètre est utilisé pour classer des massifs rocheux ; (Tableau 3.1), AFTES (2001).

Une définition plus précise de la densité serait tout simplement de compter le nombre de discontinuités intersectées par le sondage sur sa longueur : c'est la définition de la fréquence (densité linéaire). Ce paramètre peut être mesuré sur le parement d'un gradin ou d'une galerie. La mesure dépend dans ce cas de l'orientation de la ligne et les discontinuités sont considérées équivalentes indépendamment de leur extension et de leur orientation.

On définit ainsi l'intervalle de discontinuités (ID) comme la moyenne des intervalles découpés par les discontinuités successives (quelle que soit leur orientation contrairement à l'espacement qui ne s'intéresse qu'à une famille donnée) le long d'une ligne de mesure caractérisée par sa longueur et son orientation. Pour obtenir la moyenne, il faut bien sûr répéter cette mesure le long de plusieurs lignes de mesure de différentes orientations pour éviter les biais de mesure.

La meilleure définition de la densité de fissuration est la surface spécifique S_f qui est la somme des surfaces des discontinuités dans un m^3 de terrain, elle s'exprime donc en m^2/m^3 . Cette densité est impossible à mesurer puisque les surfaces des discontinuités ne sont pas accessibles.

On obtient une bonne évaluation de la surface spécifique comme étant la somme des fréquences mesurées dans trois directions perpendiculaires :

$$S_f = f_1 + f_2 + f_3 \quad (3.2)$$

L'analyse de la fissuration d'un massif rocheux se ramène le plus souvent à l'identification des familles principales et l'évaluation d'un espacement moyen entre les discontinuités de chaque famille pour avoir une idée sur le niveau de fracturation.

L'espacement d'une famille est déterminé en établissant son histogramme des distances puis en calculant la moyenne arithmétique ou en procédant à un ajustement par une loi théorique (exponentielle négative, etc.) pour définir une valeur plus représentative. Ceci est possible en particulier à partir de l'utilisation du linge d'échantillonnage.

Tableau 3.1 : Classifications AFTES

Classes d'espacement des discontinuités		
CLASSES	Espacement en cm	Termes descriptifs d'espacement des discontinuités d'une même famille
ES 1	>200	Discontinuités très espacées
ES 2	60 à 200	Discontinuités espacées
ES 3	20 à 60	Discontinuités moyennement espacées
ES 4	6 à 20	Discontinuités rapprochées
ES 5	<6	Discontinuités très rapprochées
Classes de densité de discontinuités		
CLASSE	Indice d'intervalle entre discontinuités	Termes descriptifs de la densité discontinuités
ID 1	>200	Densité de discontinuités très faible
ID 2	60 à 200	Densité de discontinuités faible
ID 3	20 à 60	Densité de discontinuités moyenne
ID 4	6 à 20	Densité de discontinuités forte
ID 5	<6	Densité de discontinuités très forte
Classe de qualité globale du massif rocheux estimée à partir du RQD		
CLASSE	RQD %	Qualité globale du massif rocheux (D'après D.Deere)
RQD 1	90 à 100	Excellente
RQD 2	75 à 90	Bonne
RQD 3	50 à 75	Moyenne
RQD 4	25 à 50	Mauvaise
RQD5	0 à 25	Très mauvaise

- Blocométrie

Compte tenu de leurs orientations et de leurs extensions, les discontinuités d'un massif rocheux découpent dans le massif rocheux des blocs de formes géométriques et de dimensions très variées. L'analyse des tailles de ces blocs et de leurs orientations constitue une donnée

précieuse pour la conception du tir et la stabilité des ouvrages ainsi que pour l'analyse ultérieure de la fragmentation provoquée par le tir

Les programmes de calcul permettent actuellement de modéliser en 3 dimensions les discontinuités d'un massif en considérant que les discontinuités sont planes et qu'elles peuvent être représentées par des disques ou des polygones pour tenir compte de leurs extension, de générer les blocs formés par une fissuration réelle ou définie par des lois de distribution et d'analyser les caractéristiques de ces blocs. Une illustration de ce type d'analyse est représentée par la (fig.3.2) qui montre les discontinuités qui découpent un volume de massif ainsi que l'histogramme voir (fig.3.4) décrivant la blocométrie du massif rocheux.

Cet histogramme donne le pourcentage du volume des blocs par rapport au volume total en fonction de la taille des blocs, la taille étant définie comme le côté du cube de même volume que le bloc. La courbe cumulée de l'histogramme correspond à la courbe blocométrique.

On l'approxime par une distribution théorique, dite de Rosin-Rammler qui permet de comparer différentes courbes entre elles sur la base de leurs deux paramètres intrinsèques : X_c ou taille caractéristique, correspondant à 63% de passants, et n , indice de forme qui traduit l'hétérogénéité de la distribution granulométrique. Cette loi est de la forme :

$$F_{(x)} = 1 - \exp[-(x/x_c)^n] \quad (3.3)$$

Avec :

$F_{(x)}$: pourcentage de passants à la taille X

La connaissance de la courbe blocométrique permet de décrire l'état du massif rocheux et sa structure (structure massive, formée de gros blocs, de petits blocs...).

On peut ainsi établir une classification des massifs rocheux en fonction de la distribution de la taille de leurs blocs. Des corrélations sont également établies entre la blocométrie du massif et sa densité de fissuration. A titre d'exemple. Si on considère que la fissuration découpe des blocs en forme de cubes, l'arête a est reliée à la surface spécifique S_f par la relation

$$a = 3/S_f \quad (3.4)$$

Ces courbes sont très utilisées dans l'étude des résultats des tirs. On peut aussi évaluer la distribution granulométrique des blocs des tas abattus par cette même loi. La comparaison avec la blocométrie (blocs in situ) permet d'évaluer le travail de fragmentation réalisé par le tir.

3.3 Effet des discontinuités sur l'abatage

Plusieurs études ont démontrés les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers ; Dans les cas extrêmes, elles conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécaniques du massif ou de l'explosif Belland, (1966) ; Just, (1971), Ash, (1973) ; Burkle (1979) ; Winzer, et Al (1979) ; Bouden R (1987). Ces discontinuités peuvent intervenir selon leur orientation, fréquence, continuité, matériaux de remplissage et épaisseur et caractéristique 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 miniers. 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.

3.4 Discontinuités structurales

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, Ash et Al (1986). La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir.

Les tendances récentes sur le tir sont dirigées vers l'utilisation des larges diamètres de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindre résistance cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées.

Donc on peut dire que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches.

Comme, la consommation spécifique d'explosif est l'un des principaux paramètres des travaux d'abattage des roches à l'explosif, l'Académicien «Ashby» a développée une formule empirique entre la consommation spécifique d'explosif et les propriétés de la masse rocheuse, (fig.3.5).

$$q_{\text{exp}} = \frac{1,4 \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{fracture} / \text{mètre}}} \quad (3.5)$$

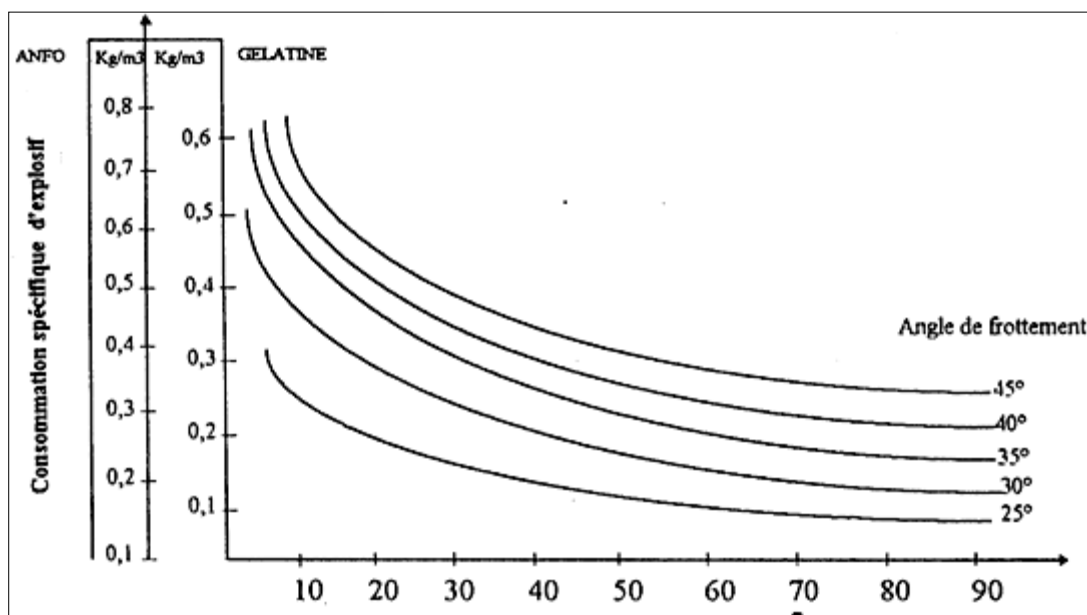


Fig.3.5 : Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par «Ashby»

φ : Angle de frottement interne de la roche en degrés ;

i : Angle de rugosité des surfaces de ruptures en degrés, caractérisant l'état de surfaces de contact entre les blocs de roches du massif.

3.5 Les paramètres géométriques

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

La longueur et l'inclinaison du trou de mine 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 arrière Thiard et Sifre, (1988).

Conclusion

Ce chapitre nous a renseignés 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, les discontinuités influentes d'une manière très importante sur les résultats de l'abattage car le type et la nature de ces dernières, associés à quelques facteurs techniques, peuvent dans une certaine mesure affecter d'une manière directe les résultats du tir. Donc, dans le chapitre qui suit, nous allons étudier expérimentalement le phénomène des discontinuités associé aux différentes dispositions du détonateur dans le trou et déduire leurs effets sur les résultats d'abattage.

ETUDE EXPERIMENTALE DE L'INFLUENCE DES DISCONTINUITES ET DE L'EMPLACEMENT DU DETONATEUR SUR LES RESULTATS DE L'ABATTAGE

Introduction

La roche de calcaire destinée pour les essais a été prise de la carrière de Chouf- Amar située à 8 km au sud-est de Hammam Dalàa, soit à 2,5 km de la route asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch. Le massif rocheux de la carrière de Chouf Amar est représenté par un profil géologique composé de roches suivant des propriétés variables ce qui influe considérablement sur leur extraction à l'explosif. Pour cela, nous avons sélectionnés des échantillons destinés pour les essais tout en déterminant au laboratoire leurs propriétés physiques et mécaniques.

Au niveau de la carrière, la maille de trous est de 4 x 5m avec une hauteur de gradin de 20m. Le chargement s'effectue par emploi d'une chargeuse de capacité $(8.4 \div 9.2) \text{ m}^3$ et 5 camions de type caterpillar.

L'étude bibliographique du problème posé montre que par comparaison aux massifs monolithique, les discontinuités de ces derniers influent énormément sur la résistance des roches au tir Ash, (1973), Blair, et Al (1996). L'influence des discontinuités sur le degré de fragmentation d'un massif rocheux est caractérisée par la distance entre les fissures, leurs largeurs et places dans le massif, Fogelson et Al (1958).

La fragmentation d'un massif rocheux se produit principalement le long des discontinuités et dans les blocs monolithiques. Elle se produit naturellement entre les discontinuités. Donc, plus les discontinuités sont profondes moins est le volume du tas de roches fragmenté Langefors et Al (1963), Rustan (1990). Ce phénomène est très typique pour un massif rocheux sillonné par un système croisé de discontinuités de faibles distances entre ces dernières. Particulièrement, les propriétés physiques et mécaniques des roches ont moins d'influence sur l'importance de fragmentation relativement au degré des discontinuités. Cependant, si le massif rocheux est sillonné par des systèmes de fissures suivant de larges distances entre ces dernières, alors le caractère de fragmentation change sensiblement Bjarnholt et Al (1983), Konya et Al (1987). La raison de ce phénomène s'explique par le reflet de l'énergie de l'onde de choc une fois atteignant la surface des discontinuités, ce qui provoque un travail explosif uniquement dans les blocs entre fissures.

Le degré de réflexion de l'onde de choc dépend de la largeur des discontinuités, par conséquent l'intensité du processus de fragmentation fléchi brusquement avec l'élimination de la zone des discontinuités. Généralement l'interaction de la masse de morceaux de roches hors gabarits avec ceux admissibles, se produit uniquement à la proximité immédiate des charges explosives, ce qui est important lors de la fragmentation Fletcher et Al (1986), Melnikov (1962). En revanche, souvent dans la nature les massifs rocheux sont stratifiés avec des discontinuités parallèles suivant une structure des masses de roches en couches Nicholls et Al (1966), Yang (1983). De tels cas sont typiques pour les roches d'origine sédimentaire. Pour de tels cas, l'efficacité de la fragmentation d'un massif rocheux dépend, excepté la distance entre les discontinuités adjacentes, de leur direction, et l'emplacement du détonateur dans la charge explosive.

4.1 Préparation de modèles

Pour établir des dépendances quantitatives, nous avons effectué des essais sur des modèles physiques (roche de calcaire) de dimensions 450 x150 mm suivant une hauteur de gradin de 50 mm et une banquette de largeur 30mm, construit par des plaques de calcaire d'épaisseur 25 mm, (fig.4.1).

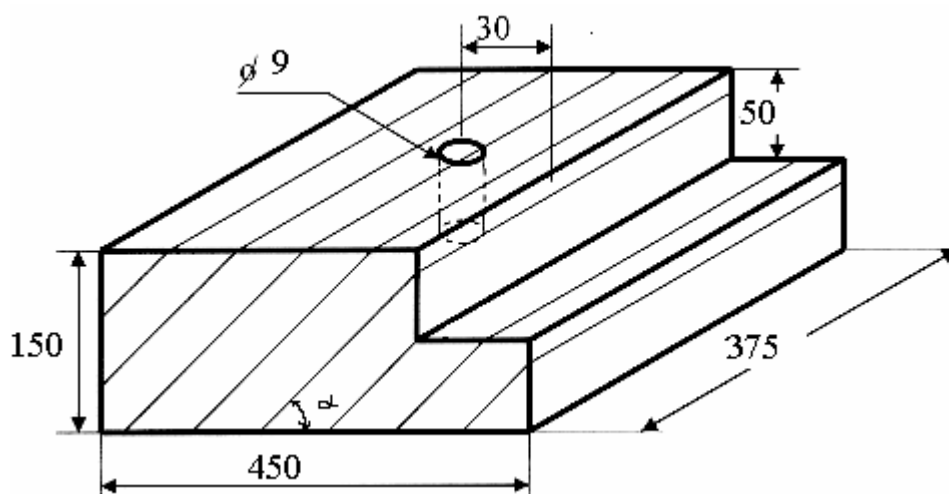


Fig.4.1 : Construction du model suivant différents angle d'inclinaison des discontinuités α - angle commun d'orientation ($\alpha = 0^\circ, 30^\circ, 60^\circ, 90^\circ, 120^\circ, 150^\circ$)

Les propriétés du calcaire, suivant lequel les modèles sont préparés, ont été déterminées par les auteurs Talhi et al (2000) et résumé dans le tableau 4.1.

Le matériel de labo utilisé se représenté sur la (fig.4.2).

La totalité des 32 modèles qui ont été préparés suivant une orientation des discontinuités, ainsi que la variation de la position du détonateur dans la charge explosive ont été soumis à l'essai. L'inclinaison des discontinuités par rapport à l'horizontale varie dans la fourchette suivante : 0°, 30°, 60°, 90°, 120° et 150°. Dans les modèles destinés aux essais, un trou vertical de diamètre de 9 mm a été foré au centre de chaque banquette du modèle sans excès de forage, (fig.4.1). Chaque modèle a été sauté par un détonateur électrique n°6. Les détonateurs sont disposés dans le sommet, au centre ou en bas du trou. La largeur de la banquette de travail a été prise égale à 30 mm pour tous les modèles soumis aux essais.

Lors des essais, les modèles a été placés dans une caisse d'acier de dimensions 350 x 750 x 800 mm et couvert avec du caoutchouc, afin d'éviter la rupture secondaire. A chaque essai, la masse de la roche fragmentée est soumise à une analyse à l'aide de tamis, utilisant une grille avec des ouvertures de dimensions 0,5; 1,7; 5,1; 12,7; 25,4; 50,8 et 101,6 mm

La masse a été obtenue en pesant les roches fragmentées recueillies après chaque tir en utilisant les tables de Feywood et Pryors (1946).

La surface de la masse et la dimension moyenne des fragments a été déterminée pour chaque test.

La dimension moyenne du fragment a été déterminée par l'équation de Pryors (1965) :

$$d_{cp} = \sum_{i=1}^7 m_i n_i / m_i, mm \quad (4.1)$$

Où m_i . La masse de fragments retenu entre i^{eme} et $(i - 1)$ tamis, et n_i . Dimension de l'ouverture moyenne du i^{eme} tamis.

Pour la prédiction, la formule Kuz-Ram de détermination de la dimension du fragment moyenne a été utilisée, Cunningham (1983).



A/ Appareil de mesure de la dureté



B/ Tronçonneuse pour la préparation des modèles



C/ Foreuse



D/ Carotteuse

Fig.4.2 Matériel de laboratoire

4.2 Résultats et discussion

Les résultats expérimentaux ont permis d'établir des relations entre les paramètres de fragmentation et l'énergie fournie. L'organisation et l'exécution de ce type d'épreuves rapporté dans cette étude, est une expérience très précieuse pour les futurs tests de fragmentation des roches. Les propriétés du calcaire exigées pour un cas standard peuvent être limitées suivant la vitesse longitudinale de l'onde de choc, la vitesse transversale de l'onde, la densité, la résistance uni axiale à la compression, la résistance à la traction (épreuve brésilienne) et l'effort de cisaillement.

L'analyse des résultats est divisée en deux parties, analyse de la fracture et étude de la fragmentation. Une tentative a été faite afin d'expliquer les caractéristiques de la fracture telles que les fissures radiales, le rayon d'action et l'action de l'onde de choc en dehors de la plate forme de travail en fonction de l'orientation des discontinuités et l'emplacement du détonateur dans le trou.

4.2.1 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 0^\circ$

-Disposition du détonateur au sommet du trou

Suivant cet essai, la totalité du banc de roche perpendiculaire à l'axe du trou a été éjecté, et un cratère de fracture suivant un angle de 120° a été formé. Après avoir rassemblé les fragments obtenus, six fissures radiales ont été constatées autour du trou. Aussi une fissure circonférentielle a été remarquée derrière la nouvelle surface. Les fissures radiales peuvent être expliquées par résultat de tensions tangentielles extensibles comme interprété par Langefors et Kihlström (1963). Il paraît que les fissures circonférentielles ont été créées par les tensions radiales extensibles développées par les mouvements différentiels radiaux entre les couches. La 2^{ème} couche qui contient la charge explosive a pu déplacer plus que les 1^{ère} et 3^{ème} couches qui ont été fixées à la 2^{ème} couche par un adhésif.

-Disposition du détonateur au milieu du trou

Suivant cet essai, une forme semi circulaire suivant un large cratère a été formé. Cependant, des fissures radiales et des fissures circonférentielles ont été observées comme dans le cas précédant, mais les fragments de roches, derrière la nouvelle surface, ont été soulevés en créant un grand cratère.

-Disposition du détonateur au fond du trou

Lors de la fragmentation de ce modèle, nous avons constaté que les fissures radiales et la fissure circonférentielle observées étaient semblables à ceux déjà constaté dans les modèles précédents. Seulement, les fragments de roches renfermées par la fissure circonférentielle ont été laissés dans le 2^e bloc, et un cratère de banc en rangée a été formé. Vu la position de la charge explosive dans les trois modèles, cela explique pourquoi la fragmentation dans la deuxième couche est meilleure par rapport à la troisième couche.

4.2.2 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 30^\circ$

-Disposition du détonateur au sommet du trou

Suivant cet essai, après fragmentation, un petit cratère de banc avec un angle de 120° a été créé dans le modèle. Les faibles et minces fragments ont été obtenus de la 2^{ème} couche, probablement dû à la charge explosive qui est placé dedans. La faible dimension du cratère peut s'expliqué certainement par les pertes d'énergie à travers les discontinuités.

-Disposition du détonateur au milieu du trou

Le cratère de banc formé dans suivant cet essai a des lamelles sévères, surtout en arrière des fractures. Comme la charge explosive dans ce modèle a été croisée par le joint, une partie des gaz s'est probablement échappé, ce qui a pu provoqué des lamelles d'une portion majeure de la 2^{ème} couche. La pression montante exercée par l'expansion des gaz a pu développer la fracture du sommet de la couche, et en même temps créa un cratère près de la discontinuité. Les fragments minces obtenus de la 2^{ème} couche révèlent l'effet de la fragmentation.

-Disposition du détonateur au fond du trou

La fracture et le cratère de banc observés dans ce modèle étaient semblables à ceux observé dans le modèle avec le détonateur au centre du trou, mais avec lamelles plus importantes. La 2^{ème} couche est complètement restée intacte parce que, la charge a été localisée seulement dans la 3^{ème} couche.

4.2.3 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 60^\circ$

-Disposition du détonateur au sommet du trou

Suivant cet essai, une grande partie de couches disposées perpendiculairement à l'axe du trou a été soulevée et éjectée ; un cratère de bancs fracturés avec un pendage de 125° a été formé. On distingue aussi cinq fissures radiales symétriquement étendu au delà de la nouvelle surface. Par rapport à la 3^{ème} couche, les nombreuses fissures observées dans la 2^{ème} couche s'explique sans doute par la position de la charge dans cette dernière.

-Disposition du détonateur au milieu du trou

La forme du cratère de banc observé suivant cet essai été semblable à celui observé dans l'essai précédent, seulement avec lamelle aigues et un minimum de fracture. Le modèle de la fracture a observé Après avoir rassemblé les fragments, l'observation du modèle a révélé une fracture radiale dans la 2^{ème} couche. Le degré de fragmentation dans ce modèle était moins à cause vraisemblablement aux pertes d'énergie dû à l'intersection de la charge explosive avec la discontinuité.

-Disposition du détonateur au fond du trou

Suivant cette expérience, le cratère de bancs (couches) formés dans le modèle été semblable à celui formé dans le modèle précédent. Comme la charge été seulement dans la 3^{ème} couche, il y avait peu le transfert d'énergie à la 2^{ème} couche. C'est pourquoi la plupart des gros fragments ont été obtenus à partir de la 2^{ème} couche.

4.2.4 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 90^\circ$

-Disposition du détonateur au sommet du trou

L'énergie de l'onde de choc, suivant ce modèle, a créé un large cratère avec faible lamelles. Après le repositionnement des fragments dans le modèle, on a constaté une action combinée de démolition et de fractures radiales. Le modèle de la fracture a remarqué après que le nouvel arrangement des fragments cassés ait révélé l'action combinée de courber, fragmenter et fracturer radial. Comme la charge a été placée dans la 2^{ème} discontinuité, la poussée des gaz a essayé de séparer cette dernière tout en développant une cavité.

-Disposition du détonateur au milieu du trou

Suivant cet essai, le cratère formé dans le modèle n'était pas uniforme et des lamelles aigues ont été observées. La transmission de l'énergie explosive à la 2^{ème} couche était faible dans ce modèle, parce que, la charge a été placée dans la 3^{ème} couche. C'est pourquoi la 2^{ème}

couche a été fracturé partiellement tout en se développant suivant une forme de lamelle. L'observation du modèle après réaménagement des fragments indique qu'il y est une action combinée de démolition et de fractures radiales dans la 2^{ème} couche.

-Disposition du détonateur au fond du trou

La forme du cratère observée suivant cet essai est semblable à celle observée dans le modèle précédent. Comme la charge a été placée au centre de la 3^{ème} couche, l'onde de choc a été reflétée vers la 2^{ème} et la 3^{ème} discontinuité tout en fracturant sévèrement la 3^{ème} couche. La collecte des fragments de la 3^{ème} couche indique l'effet d'une fragmentation interne. Après avoir réarrangé les fragments dans le modèle, les fractures observées démontrent l'ampleur de l'action de l'onde de choc dans la 2^{ème} couche. Les grossières fractures étaient probablement dues à la faible perte d'énergie.

4.2.5 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 120^\circ$

-Disposition du détonateur au sommet du trou

La largeur et le pendage de rupture de la dalle du cratère étaient, suivant ce modèle, par rapport à celles en arrière du trou. Une grande zone de fracturation a été étendue jusqu'à la 2^{ème} discontinuité. Les fragments fracturés au fond de la 3^{ème} couche n'ont pas bougé tout en donnant, à l'exception de quelques fragments, sur place une forme de lamelle. Comme la charge a été placée dans la 3^{ème} couche, l'onde de choc reflétée par la 1^{ère} et la 2^{ème} discontinuité fractura sévèrement la 3^{ème} couche qui a conduit à la formation d'un large cratère. C'est pourquoi les gros fragments grossiers ont été observés au niveau de la 2^{ème} couche. Les lamelles étaient probablement dues à la résistance offerte par la 2^{ème} couche.

-Disposition du détonateur au milieu du trou

La forme du cratère de banc observée suivant cet essai était semblable à celle remarquée dans l'essai précédent, seulement suivant cet essai la portion de fragments de la 3^{ème} couche n'a pas bougé tout en donnant une forme de lamelle. La plupart de l'énergie explosive paraît avoir été perdue parce que la charge dans ce modèle a été placée près de la 3^{ème} discontinuité. La 3^{ème} couche est restée comme lamelle sans doute à cause de la résistance offerte par la 2^{ème} couche ainsi qu'une sévère perte d'énergie. Une dépression sur la faible portion de la 3^{ème} couche, représente l'effet d'une fragmentation interne dû à la réflexion de l'onde de choc par la 1^{ère} discontinuité. Les fractures observées après le réaménagement des fragments sont semblables à celles lors d'une flexion d'une poutre.

-Disposition du détonateur au fond du trou

Suivant cet essai, le cratère de banc observé dans ce modèle était semblable à celui observé dans le modèle précédent. La rupture dans ce modèle a même été étendue à la 4^{ème} couche dû vraisemblablement à la position de la charge explosive dans cette dernière. Le réaménagement des fragments, révèle l'action de l'ampleur de la démolition donnant une forme d'une poutre semblable à celle observé dans l'essai précédent.

4.2.6 Modèles avec orientation des discontinuités. $\alpha = 150^\circ$

-Disposition du détonateur au sommet du trou

Suivant cet essai, nous avons constaté qu'un petit cratère de banc avec de sévères dégagements ainsi que de faibles fractures ont été formées. Il paraît que la plupart de l'énergie explosive a été perdue, parce que la charge a été placée près de la 2^{ème} discontinuité. La 2^{ème} couche a été grossièrement fracturée certainement à cause de l'absorption de l'onde de choc par la 1^{ère} et la 3^{ème} discontinuité.

-Disposition du détonateur au milieu du trou

Dans cet essai, on a constaté qu'un large cratère et une nouvelle surface ont été développés. On observant le lieu de la charge, on peut déduire que les gaz suivant cet essai ont agit le long de la 2^{ème} discontinuité tout en fracturant par flexion la 2^{ème} et la 3^{ème} couche. Les fractures observées après le réaménagement des fragments indiquent l'ampleur de l'action de l'explosion dans la 2^{ème} couche.

-Disposition du détonateur au fond du trou

Comme la charge explosive dans ce modèle a été placée dans la 4^{ème} couche près de la 3^{ème} discontinuité, les gaz n'ont pas pu se séparer de la 2^{ème} discontinuité. C'est pourquoi, le cratère formé suivant cet essai était moins que celui observé dans l'essai précédent. L'étude de la fracture, après avoir rassemblé les fragments, montre que les couches de roches se sont fracturées suivant une courbature.

Les résultats obtenus, sur la base des expériences effectuées, nous ont permis de réaliser des graphiques montrant l'influences de la direction des discontinuités et l'emplacement du détonateur dans le trou sur l'efficacité de l'abattage des roche à l'explosif, (fig.4.3 ÷ 4.8), et (tableaux 4.2 ÷ 4.7).

Tableau 4.1 : Résultats des propriétés physiques-mécanique et acoustiques des éprouvettes

Caractéristiques	Valeur moyenne	écart type
Résistance à la compression (uniaxiale),MPa	80 ,3	6,2
Résistance à la traction (essai brésilien), MPa	40,7	1,9
Résistance au cisaillement, MPa	47 ,1	0,9
Densité, g /cm ³	2,6	0,02
Vitesse de vague longitudinale, m/s	1041	144,1
Vitesse de vague transversale, m/s	600,8	83,2

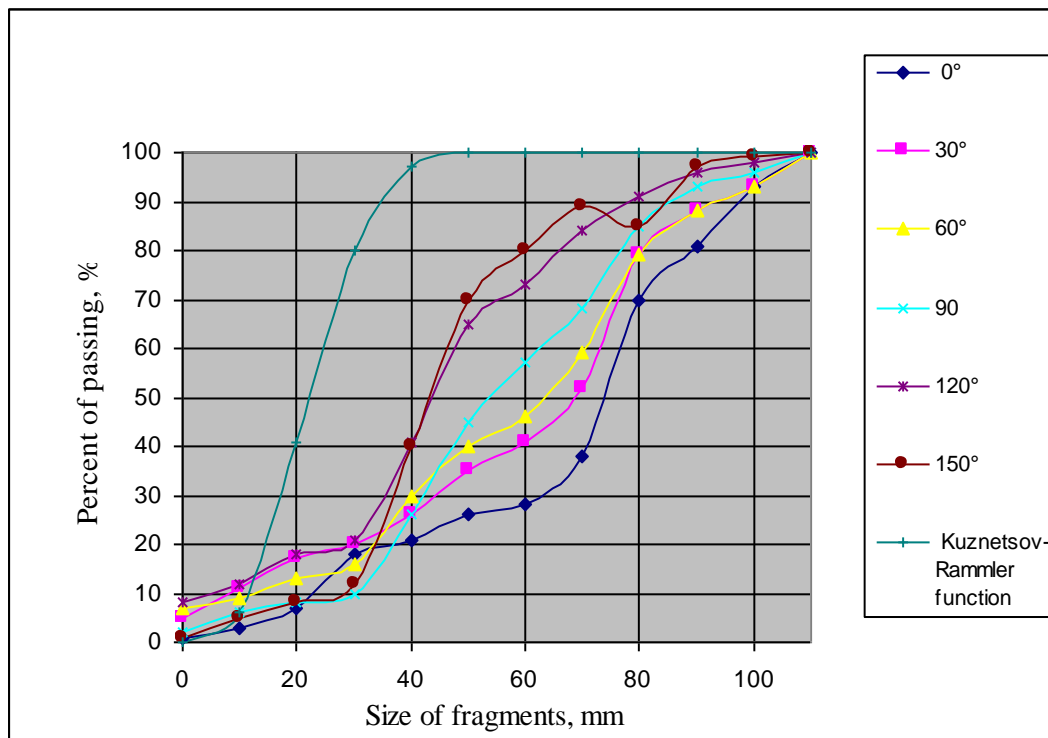


Fig.4.3 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au sommet du trou)

Tableau 4.2 : Résultat des essais pour trou vertical et détonateur au sommet du trou

Taille de fragmente (mm)	Pourcentage de dépassement (%)	Les angles communs d'orientation						Fonction du kuz-ram
		0°	30°	60°	90°	120°	150°	
0	0	0	6	7	2	8	0	0
10	10	3	11	9	6	12	5	6
20	20	8	15	12	9	18	9	41
30	30	17	20	18	10	20	12	80
40	40	21	28	30	28	40	40	97
50	50	26	36	40	45	65	70	100
60	60	29	40	47	58	74	80	100
70	70	39	51	59	69	84	90	100
80	80	70	80	80	86	91	86	100
90	90	80	89	89	94	97	98	100
100	100	93	93	93	95	98	99	100
110	110	100	100	100	100	100	100	100

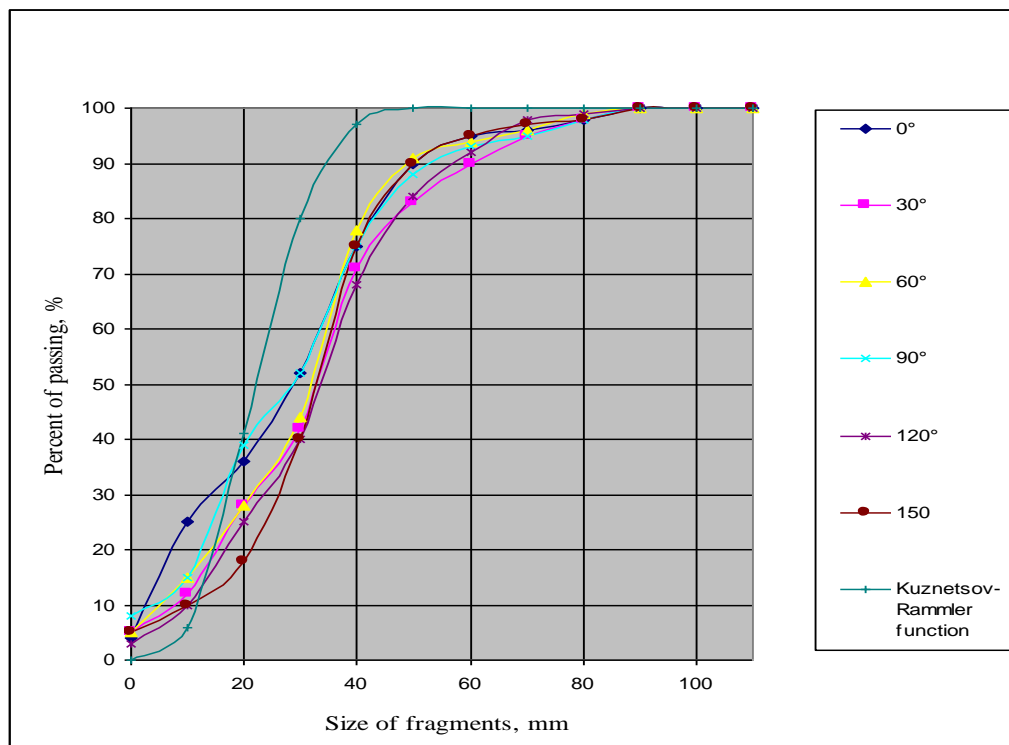


Fig.4.4 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au milieu du trou)

Tableau 4.3 : Résultat des essais pour trou vertical et détonateur au milieu du trou

Taille de fragmente (mm)	Pourcentage de dépassement (%)	Les angles communs d'orientation						
		0°	30°	60°	90°	120°	150°	Fonction du kuz-ram
0	0	5	5	5	8	4	6	0
10	10	25	12	15	15	10	10	6
20	20	36	28	28	39	24	18	41
30	30	53	42	44	53	40	40	80
40	40	76	71	78	76	68	75	97
50	50	91	83	92	89	84	90	100
60	60	95	90	94	92	92	95	100
70	70	96	94	95	95	97	97	100
80	80	97	97	97	96	97	97	100
90	90	100	100	100	97	100	100	100
100	100	100	100	100	100	100	100	100
110	110	100	100	100	100	100	100	100

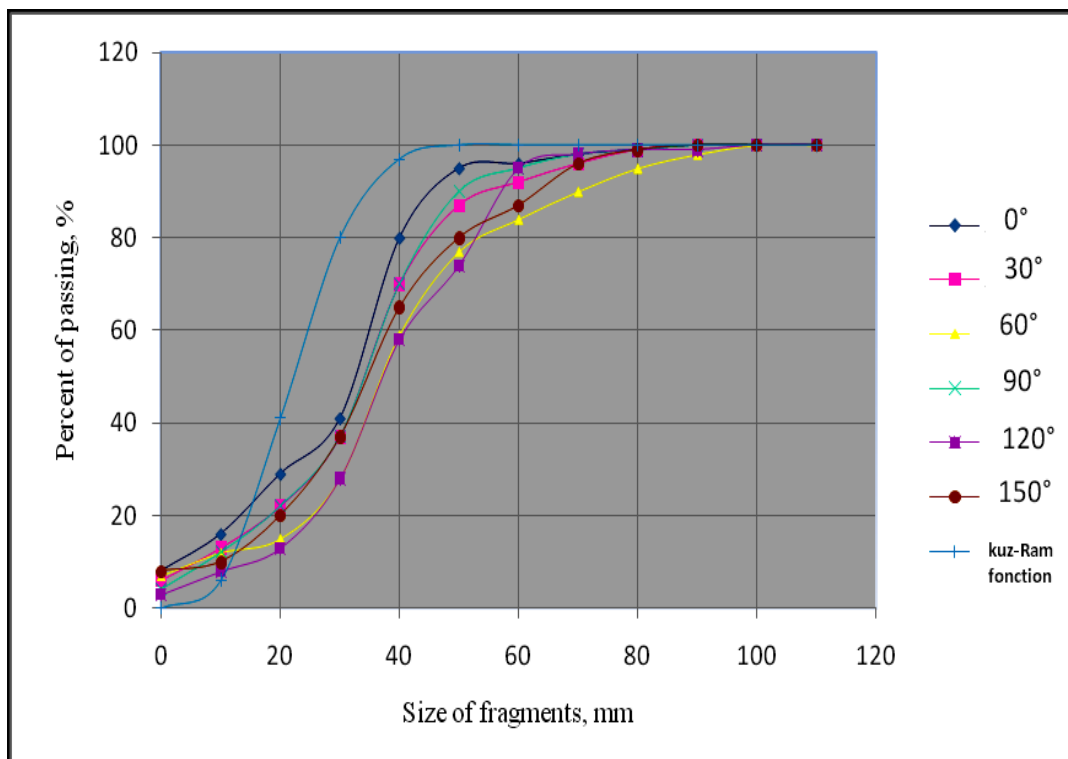


Fig.4.5 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au fond du trou)

Tableau 4.4 : Résultat des essais pour trou vertical et détonateur au fond du trou

Taille de fragmente (mm)	Pourcentage de dépassement (%)	Les angles communs d'orientation						
		0°	30°	60°	90°	120°	150°	Fonction du kuz-ram
0	0	8	6	7	4	3	8	0
10	10	16	13	12	12	8	10	6
20	20	29	22	15	22	13	20	41
30	30	41	37	28	37	28	37	80
40	40	80	70	59	70	58	65	97
50	50	95	87	77	90	74	80	100
60	60	96	92	84	95	95	87	100
70	70	98	96	90	98	98	96	100
80	80	99	99	95	99	99	99	100
90	90	100	100	98	100	99	100	100
100	100	100	100	100	100	100	100	100
110	110	100	100	100	100	100	100	100

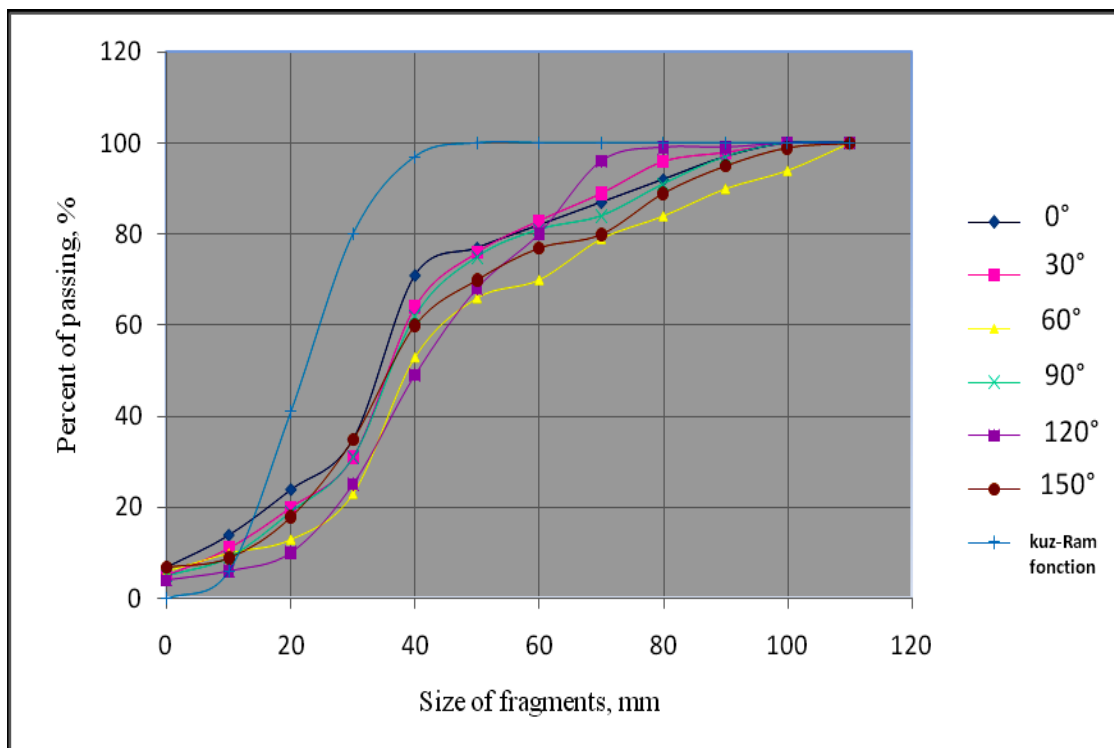


Fig.4.6 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au sommet du trou, trou incliné)

Tableau 4.5 : Résultat des essais pour trou incliné et détonateur au sommet du trou

Taille de fragmente (mm)	Pourcentage de dépassement (%)	Les angles communs d'orientation						
		0°	30°	60°	90°	120°	150°	Fonction du kuz-ram
0	0	7	5	6	5	4	7	0
10	10	14	11	10	9	6	9	6
20	20	24	20	13	19	10	18	41
30	30	35	31	23	31	25	35	80
40	40	71	64	53	62	49	60	97
50	50	77	76	66	75	68	70	100
60	60	82	83	70	81	80	77	100
70	70	87	89	79	84	96	80	100
80	80	92	96	84	91	99	89	100
90	90	97	98	90	97	99	95	100
100	100	100	100	94	100	100	99	100
110	110	100	100	100	100	100	100	100

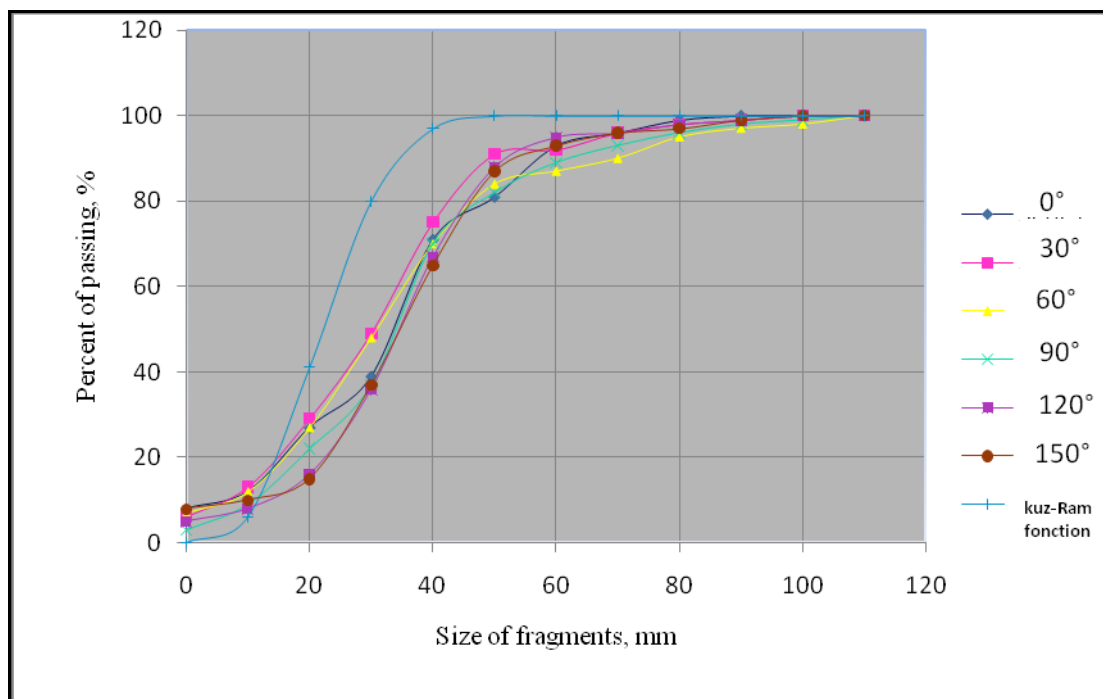


Fig.4.7 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au milieu du trou, trou incliné)

Tableau 4.6 : Résultat des essais pour trou incliné et détonateur au milieu du trou

Taille de fragmente (mm)	Pourcentage de dépassement (%)	Les angles communs d'orientation						
		0°	30°	60°	90°	120°	150°	Fonction du kuz-ram
0	0	8	6	7	3	5	8	0
10	10	12	13	12	9	8	10	6
20	20	27	29	27	22	16	15	41
30	30	39	49	48	37	36	37	80
40	40	71	75	70	70	67	65	97
50	50	81	91	84	82	88	87	100
60	60	93	92	87	89	95	93	100
70	70	96	96	90	93	96	96	100
80	80	99	98	95	96	98	97	100
90	90	100	99	97	98	99	99	100
100	100	100	100	98	99	100	100	100
110	110	100	100	100	100	100	100	100

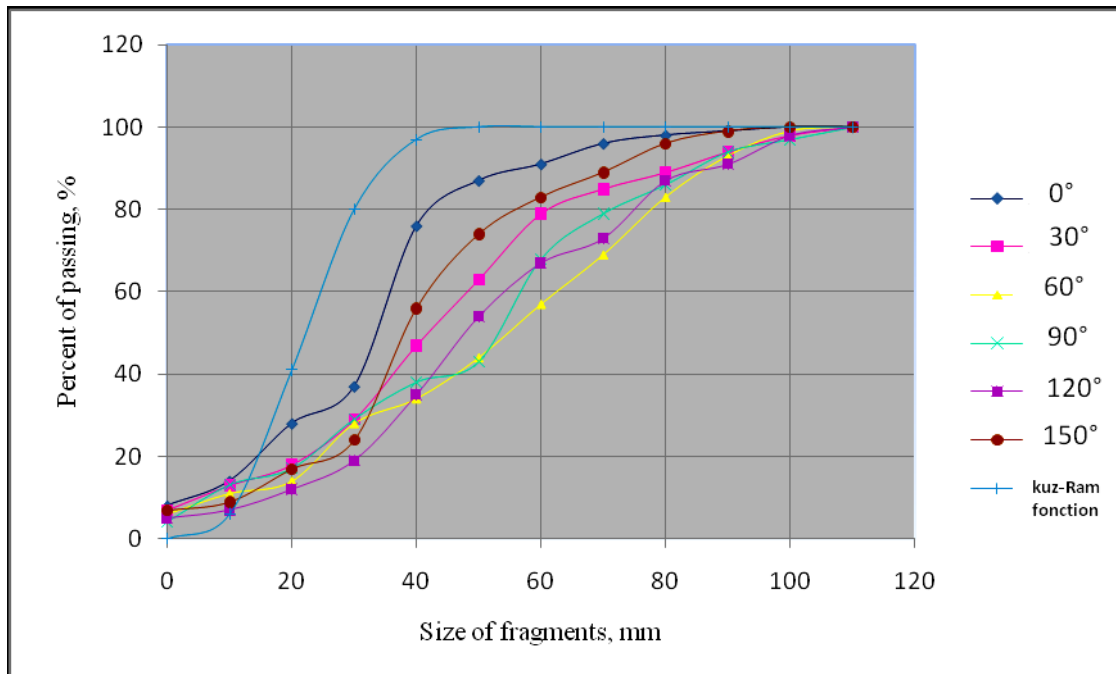


Fig.4.8 : Taux de fragments en fonction du pendage des discontinuités et la position du détonateur (position du détonateur au fond du trou, trou incliné)

Tableau 4.7 : Résultat des essais pour trou incliné et détonateur au fond du trou

Taille de fragmente (mm)	Pourcentage de dépassement (%)	Les angles communs d'orientation						
		0°	30°	60°	90°	120°	150°	Fonction du kuz-ram
0	0	8	7	6	4	5	7	0
10	10	14	13	11	13	7	9	6
20	20	28	18	14	17	12	17	41
30	30	37	29	28	29	19	24	80
40	40	76	47	34	38	35	56	97
50	50	87	63	44	43	54	74	100
60	60	91	79	57	68	67	83	100
70	70	96	85	69	79	73	89	100
80	80	98	89	83	86	87	96	100
90	90	99	94	93	94	91	99	100
100	100	100	98	99	97	98	100	100
110	110	100	100	100	100	100	100	100

Conclusion

L'étude réalisée, nous a permis de déduire qu'on fonction de leurs directions et d'autres propriétés relatives à l'abattage des roches, les discontinuités influent d'une manière flagrante sur l'importance de l'onde de choc lors de la fragmentation des roches. Les discontinuités influent d'une manière très négative sur la résistance des roches ce qui empêche les fissures radiales de se propager à travers le massif fissuré et du coup, une faible zone d'arrachement apparent autour du trou.

Relativement au modèle Kouznetsov-Ramler, La position du détonateur au centre du trou vertical suivant les différentes directions des discontinuités et celle du trou incliné ont donnée de meilleurs résultats.

Pour planifier de futures expériences, la détermination des propriétés des roches doit être limitée aux mesures des vitesses longitudinale et transversale de l'onde de choc, la densité, la résistance à la compression et celle à la traction. A titre d'exemple, lors de l'essai du matériau, la résistance à la traction est nécessaire parce qu'elle influe sur l'abattage des roches à l'explosif.

L'IMPACT SUR L'ENVIRONNEMENT

Introduction

L'activité minière comme toute activité humaine a un impact sur l'environnement, sachant que réduire à zéro cet impact est parfaitement utopique. Il s'agit de concilier la nécessité d'une production minière et le désir légitime de maintenir un environnement correct et la réduction des effets indésirables à un niveau tolérable. L'exploitation des mines à ciel ouvert peut être une source potentielle de richesse dans les pays en développement, par contre elle a des effets très visibles sur l'environnement. Le mot « impact » vient du latin « impactus », du participe passé de « impiguo », signifiant heurté, André P. et Al, (1999). D'un point de vue strictement écologique, les impacts sont décrits comme des déviations de dynamiques naturelles d'évolution aboutissant à des modifications de l'état théorique d'écosystème, Blandin P. (1986).

Un impact sur l'environnement peut se définir comme l'effet pendant un temps donné et sur un espace défini d'une activité humaine sur une composante de l'environnement pris dans le sens large du terme (c'est-à-dire englobant les aspects biophysiques et humains), en comparaison de la situation probable advenant la non-réalisation du projet, Wathern, (1988). La réalisation du projet va donc entraîner une modification, c'est-à-dire une perturbation du système par rapport à l'état initial.

5.1 Prévenir et réduire les risques liés aux anciennes mines

Pour accompagner la fermeture des grandes mines et le départ de leurs exploitants, les pouvoirs publics mettent en place un plan d'action pour l'après-mine afin de gérer plus efficacement les sites miniers présentant des risques pour les personnes, les biens et l'environnement (effondrements de terrain fig.5.1 et fig.5.2, émanations de gaz ou encore pollutions des eaux et des sols, fig.5.3 et fig.5.4). Des actions de surveillance, d'exploitation d'installation de sécurité et de travaux sur d'anciens sites miniers devront être menées durant plusieurs années.

Jusqu'à une période récente, la question du devenir de la mine après son abandon et surtout de son évolution ne se posait pas.



Fig.5.1 : Affaissement de terrain



Fig.5.2 : Répercussions d'un affaissement de terrain sur des habitations



Fig.5.3 : Eaux superficielles par résultat de fermeture des carrières



Fig.5.4 : Destruction d'un puits de mine source d'émanation des gaz

5.2 Les perturbations

Une étude d'impact environnemental doit appréhender l'évolution du système en considérant les effets du projet. Cette évolution se mesure à l'aide d'indicateurs. L'enjeu est de constater ou d'anticiper la réponse du dit système aux perturbations engendrées par le projet. La réalisation du projet entraîne deux types de perturbations, Deprest, (1997) :

- Perturbations minimales : la structure du système n'est pas considérablement modifiée; le système retrouvera un équilibre préalable.
- Perturbations importantes : la structure et le système se transforment totalement ; deux solutions sont possibles :
 - Les modifications engendrées créent une nouvelle structure, aboutissant à un nouvel équilibre. Le système retrouve un équilibre dynamique différent de l'ancien.
 - Les modifications engendrent une structure dont le fonctionnement génère un déséquilibre dynamique.

5.3 Les effets

Ces perturbations entraînent alors des effets pouvant être multiples, Andre P et Al, (2010), tableau 5.1.

Tableau 5.1 : Caractéristique principale de chaque type des effets

Types d'effets	Principales caractéristiques	Exemples
Effets itératifs	Incidence peu fréquente et répétitive sur un même milieu environnemental	Déchets industriels déversés dans un lac
Effets à retardement	Incidence à long terme	Effets cancérogènes
Effets concentrés	Incidences de haute densité sur un milieu environnemental	Morcellement des habitats, des forêts, estuaires
Effets à distance	Incidence provenant d'une source lointaine	Grands barrages, émissions gazeuses dans l'atmosphère
Effets de morcellement	Fractionnement des écosystèmes	Abattage des forêts, aménagement des ports de plaisance des régions marécageuses
Effets combinés	Effets synergiques provenant des sources multiples qui agissent sur un même milieu environnemental	Emissions gazeuses à effet de serre
Effets indirects	Incidence secondaire résultant d'une activité primaire	Construction de route pour l'exploitation de nouvelles régions
Déclenchement et seuil de tolérance	Processus écologique qui modifie fondamentalement le comportement des systèmes	Effet de serre

5.4 Détermination des critères de l'étude d'impact

Les études d'impact s'appuient sur la détermination de critères appropriés pour orienter les choix et la prise de décision.

5.4.1 Critères de l'impact

Des critères indissociables guident les études d'impacts, André P. et Al, (1999) :

- **l'étendue de l'impact** : changement de la mesure d'une variable de l'environnement, tant au niveau spatial que temporel. Elle peut représenter une mesure (par exemple la superficie d'un peuplement forestier inondé par la mise en eau d'un barrage) ou une prédiction (l'accroissement sonore suite à la construction d'un projet routier par exemple), mais de façon quantifiable.
- **Intensité ou ampleurs des modifications** : degré de perturbation du milieu, variable selon le degré de sensibilité ou de vulnérabilité de la structure.
- **La durée de l'impact** : aspect temporel avec les caractères de réversibilité
- **La fréquence de l'impact** : caractère intermittent ou occurrence
- **Le niveau d'incertitude** : probabilité que l'impact se produise

5.4.2 Qualification de l'impact

Les impacts peuvent alors être qualifiés :

- **Impact direct** : exprime une relation de cause à effet entre une composante du projet et un élément de l'environnement.
- **Impact indirect** : découle d'un impact direct et lui succède dans une chaîne de conséquences.
- **Impact cumulatif** : résultat d'une combinaison d'impacts générés par un même projet ou par plusieurs projets dans le temps (passé, présent ou avenir) et dans l'espace.
- **Impact résiduel** : impact qui reste après l'application d'une mesure d'atténuation.

5.5 L'exploitation minière et l'environnement

L'exploitation minière, dans sa globalité à une grande part sur l'atteinte de l'environnement. En effet, l'industrie extractive, par application de ses différentes techniques et technologies d'exploitation, a été toujours une source d'atteinte de l'environnement.

L'emploi des matières explosives sont souvent accompagnés par des effets sismiques, des gaz et de la poussière qui peuvent provoquer des effets indésirables sur des sites et des agglomérations avoisinantes. Donc, il est primordiale, qu'avant commencement de toute opération technologique, de prévoir, d'avance, des solutions adéquates pour remédier aux

influences néfastes. Parmi les technologies d'exploitation qui ont marquée, par leurs effets indésirables, l'industrie extractive, on distingue celle par lixiviation des minéraux.

L'exploitation minière par lixiviation consiste à introduire dans le minerai une solution d'attaque (généralement acide) par une série de puits d'injection et à récupérer par pompage les lixiviats qui entraînent sous forme dissoute l'élément exploité. Cette méthode est utilisée en particulier pour les gisements uranifères en environnement sédimentaire et présente l'intérêt majeur de minimiser les impacts en surface au cours et en fin d'exploitation.

Le seul souci environnemental potentiel est l'impact sur les aquifères qui se manifeste par une acidité résiduelle importante et des concentrations élevées en sulfate qui peuvent se propager dans l'aquifère à l'aval. Ce type de quantification prévisionnelle des impacts fait maintenant partie des études de faisabilité de tous les grands projets miniers.

5.6 Effets sur l'environnement et mesures de protection

L'impact écologique des activités à ciel ouvert peut fortement varier selon la forme d'exploitation. Dans ce chapitre, les effets produits sur l'environnement et les mesures préventives à prendre seront donc examinés séparément pour chacune de ces formes d'exploitation (terrestre, marine, etc.), tableau 5.2.

5.7 Effets potentiels des exploitations à ciel ouvert

Les effets de l'exploitation à ciel ouvert de matières premières sont tous caractérisés par le fait qu'ils sont toujours liés au site et aux zones mises à contribution, notamment en ce qui concerne le climat et le contexte social et infrastructurel.

5.8 Limitation des effets sur l'environnement

Dans ce qui suit nous allons présenter divers moyens techniques permettant de limiter les effets sur l'environnement en les regroupant dans l'ordre chronologique de leur mise en œuvre. On distinguera donc les mesures intervenant avant le début des activités minières, durant l'exploitation et finalement celles suivant la clôture des activités. Bien entendu, la limitation de l'impact écologique ne va pas sans bases institutionnelles ni sans l'existence d'une réglementation appropriée, dont l'application devra être contrôlée.

Tableau 5.2 : Principaux effets sur l'environnement

lieus	évènements
Site/ paysage	Surfaces dévastées ; altération de la morphologie ; risques de chutes de pierres sur les gradins ; destructions de biens culturels
Air	Bruit ; ébranlements dus aux tirs à l'explosif; dégagements de poussières par le trafic, les tirs à l'explosif, le vent ; effluents gazeux suite à l'ignition spontanée de terrils, gaz nocifs, vibrations
Eaux de surface	Modification du bilan en éléments nutritifs (évent. eutrophisation), pollution par des eaux usées contaminées ; pollution due au renforcement de l'érosion
Nappes souterraine.	Abaissement du niveau ; altération de la qualité des eaux
Sols	Décapage sur le lieu d'extraction: dévalorisation, assèchement, affaissements, risque d'envasement après remontée du niveau de la nappe phréatique, érosion
Flore	Destruction de la flore sur le lieu d'extraction ; destruction partielle/ modification sur le périmètre environnant en raison de la variation du niveau de la nappe phréatique
Faune	Emigration
Population	Conflits d'intérêts ; effets de colonisation, destruction d'aires de villégiature, de stations climatiques etc.
Bâtiments	Dégâts dus aux remontées d'eau (rétablissement du niveau de la nappe phréatique)
Autres	Modification éventuelle du micro-climat

5.9 Mesures précédant l'exploitation

A ce stade du projet, il est essentiel d'examiner la situation du moment afin de pouvoir apprécier à leur juste mesure les effets produits par la suite d'après les changements constatés. Cet examen consistera en un inventaire des monuments historiques et biens culturels, des sols, des eaux superficielles et souterraines (quantité et qualité), de la flore et la faune, des exploitations agricoles, etc.

Avant de commencer à exploiter des gisements, on répertoriera la flore et la faune et on étudiera les courants, etc.

5.10 Mesures accompagnant l'exploitation

Afin de réduire l'emprise globale de l'exploitation, on aura recours au rejet direct du stérile, c'est-à-dire que les déblais serviront directement à remblayer les vides résultant de l'extraction du minerai.

Pour éviter les nuisances sonores, les différents appareils utilisés devront être dotés de dispositifs d'amortissement du bruit. Les unités entières peuvent être encoffrées ou dotées d'échappements spéciaux en guise de protection acoustique. Pour le personnel, on aura recours à des protections auditives individuelles telles casques, bouchons d'oreilles, etc. Finalement, on peut encore obtenir une réduction des nuisances sonores en limitant les travaux bruyants à certains moments de la journée, par ex. en ne pratiquant les tirs à l'explosif qu'une fois par jour. En outre, la propagation des ondes sonores peut être réduite par ex. en aménageant des écrans acoustiques autour des sources de bruit.

Dans le cas de l'abattage à l'explosif de matériaux consistants, il est possible de limiter les émissions de bruit et de poussières en réduisant les quantités d'explosif par optimisation de la maille de foration et du bourrage, ce qui réduit également l'intensité des vibrations et les effets de pulvérisation du matériau.

Pour éviter les émissions de poussière en général, on prendra des mesures ponctuelles telles que l'arrosage des voies de transport, le lavage des véhicules et autres moyens de transport (camions par ex.), l'arrosage des terrils, la plantation de verdure sur les terrils et toutes les surfaces dénudées ainsi que l'utilisation de liants pour poussières. On pourra en outre capoter les différents appareils, notamment les installations de broyage et les bandes transporteuses. Les machines de forage devront être dotées de dispositifs de neutralisation des poussières par voie sèche ou humide. Arbres et haies constituent également un moyen de rabattre les poussières et de parer à la déflation.

5.11 Mesures suivant la cessation des activités

Dès qu'un quartier d'exploitation est épuisé et que le vide créé a été comblé par les déblais d'un autre chantier d'abattage, il faudra lancer les premières mesures de réhabilitation. Les exploitations à ciel ouvert étant souvent très étendues, ces actions correctrices se font parallèlement à la progression des chantiers d'abattage. Les mesures de réhabilitation consistent à réintégrer les surfaces exploitées dans l'environnement de façon à leur redonner l'aspect d'un paysage naturel.

Les terrils, les bords de la fosse, les versées extérieures et les surfaces désaffectées doivent immédiatement être plantées d'espèces végétales locales.

Conclusion

La prise en compte de la composante environnementale doit être intégrée dès le stade de définition du projet et à toutes les phases de l'exploitation 'jusqu'à la fermeture de la mine et même après celle-ci.

L'abattage à l'explosif en carrière doit permettre d'atteindre les objectifs de production tout en garantissant la protection de l'environnement immédiat de la carrière. Les vibrations ainsi que le bruit généré par les tirs constituent un point particulièrement sensible pour les populations avoisinantes.

CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATIONS

Vu son influence sur l'ensemble de la conduite des travaux miniers, l'abattage des roches à l'explosif dans l'industrie extractive est une opération technologique très importante, seulement la maîtrise de cette opération est déterminée par un ensemble de facteurs techniques, géologiques et miniers. Malgré toutes les suggestions inhérentes à l'emploi des matières explosives (bruits, ébranlement, dégagement de fumée, contraintes de transport et de stockage), la technique d'abattage à l'explosif reste une méthode compétitive par rapport aux autres méthodes.

Pour atteindre une distribution uniforme de l'énergie explosive dans le massif rocheux pour des fins de qualité d'abattage, non seulement la conception du plan de tir soit réaliser suivant les règles de l'art, mais aussi il faut tenir compte des études in situ ou au laboratoire, afin de définir l'influence d'autres facteurs classés auparavant non influents ou négligeables.

Donc, notre investigation, qui a porté sur l'étude de l'emploi des explosifs lors de l'abattage des roches dans les conditions de la carrière de Chouf Amar- M'sila, nous a permis qu'en dehors de la géométrie de conception d'un plan de tir, les discontinuités sillonnant le massif rocheux, la position du trou dans l'espace et celle du détonateur dans le trou jouent un rôle très important sur les résultats d'abattage.

Le développement et la propagation des fissures radiales à partir des trous de mines, peut être empêché par les discontinuités ce qui provoque un faible arrachement autour des charges explosives.

En se basant sur le modèle Kouz-Ram, les résultats obtenus conformément à la masse d'essais effectués sur des échantillons prélevés de la carrière de Chouf Amar, indiquent que la position centrale dans les sondes suivant les deux positions spatiales de ces dernières a donné les meilleurs résultats. Néanmoins, nous recommandons qu'avant la conception et la réalisation d'un plan de tir, il est nécessaire de déterminer les propriétés des massifs rocheux dans lesquels l'abattage sera effectué, parce que la fragmentation des roches est influencée par un certain nombre de paramètres surtout la traction qui est un facteur déterminant quant à la qualité du tas abattus.

D'autant plus que le massif est dans son ensemble hétérogène, il est nécessaire, selon l'élaboration de chaque plan de tir, de mener une étude minisieuse de chaque tronçon du massif sans ou avec une altération particulière des discontinuités afin d'adapter un emplacement de la charge explosive permettant de mieux concertent gérer son énergie.

BIBLIOGRAPHIE

Abattage des roches, Elaboration et mise en œuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir (Cours de l'Ecole des Mines de Douai) 2010.

AFTES, 2001 : Texte provisoire des recommandations pour une description des massifs rocheux utile à l'étude de la stabilité des ouvrages souterrains. GT1 : géologie – géotechnique (19/09/01).

Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R., « Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges », Trans. Soc. Nin. Eng. A. 1 .M.E. Vol .244, pp.427-435. (1986).

Ash, R.L., 1973, « The Influence of Geological Discontinuities on Rock Blasting », Ph.D. Thesis, University of Missouri Rolla, p 87.

Attewell, P.B., and Farmer, I.W., 1964 «Attenuation of ground Vibration from Blasting», the Quarry Manager's Journal, June.

Barker, D.B et Fournery, W.L. et Dally, J.W. 1978 , « the influence of stress waves On Explosives induced fragmentation borehole crack met work », 19thUS. Symp; on rock Mechanics.

Baron, L.M., and G.P Licheli (1962), « Issledovanie drobyashchei sposobnosti. Vzryvchatykh. Veshchestiv privzryvanii Treshchinovaty Th ». Porod. (studying the crushing property of explosives while blasting fissured. Rock). In. Vzrvnoe delo. No. 50/7 Gos gortekhizdat, Moscow, p. 83-98.

Belland J. M. « Structure as a control in rock formation Carol Lake Iron Ore deposits ». The Can. Min. and Metall. Bull. 59, 323-328 (1966).

Bjarnholt G, Skalar H: « Instrumented model scale blasting in concrete ». Proc. First Int. Symp. On Rock Fragmentation by blasting. Lulea, University of Technology 1983, pp. 799 – 814.

Blair D P, Minchinton A: On the damage zone surrounding a single blasthole. Proc. Blanchier, et Al., 1988, « Théorie de travail à l'explosif », Ind, Minérale et carrière- les techniques, Mai-Juin, 1988, pp 17-21.

Blandin P., 1986, « Bioindicateurs et diagnostic des systèmes écologiques ». Bull. Ecol. Tome 17, fasc n°4, pp. 215-306.

Bond, F.C., 1951, « The Third Theory of consummations Meeting of AISME in Mexico a ty », October 1951 in Mining Engineering. May 1952. pp. 484-494.

Bouden –Ramdhane, N., 1987, « contribution à l'études de le fragmentatoin des massifs rocheux à l'explosif », Thèse, ENSMP, soutenue février, pp 1987, 229.

BOUTABA. A rapport géologique du gisement de Chouf -Amar (CETIM).

Burkle W.C., 1979: « Geology and its effect on blasting ». Comptes rendus 5ème conference Explosives and Blasting Techniques SEE, 1979, pp 105-120.

Charlez (1991) et Martin (1993). Charlez, P.A. (1991): « Rock Mechanics », Vol. 1 Theoretical Fundamentals. Editions Technip.

Cook N.G.W. and Jaeger, J.C. « Fundamental of rock mechanics ». Chapter 2,13 and 18, Chapman & Hall ltd. , London, 1975. Jaeger, J.C., Cook, N.G.W. (1979): Fundamentals of Rock Mechanics. Chapman and Hall, 3rd ed.

Cunningham, C. « The Kuz- Ram model for prediction of fragmentation fromblasting ». International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Sweden, August 1983, pp. 439 – 451.

Deprest F., 1997, « Enquête sur le tourisme de masse » : l'écologie face au tourisme, éd. Belin 207 pages.

Duval W.I., Atchinson T.C. and Fogelsen D.E., « Empirical Approach to Problems in Blasting Research », 8th Rock Mecanics Symposium, University of Minnesota, pp.500-23, 1967.

Duvall, W.I. and Atchison, T.C., 1957, « Rock breakage by explosif.Bu. Min Rept», 53 56. Fifth Int. Symp. Rock Fragmentation by Blasting, Montreal, Canada, 1996, 121-130.

Fletcher L R, D'Andrea D V: « Control of flyrock in blasting ». Proc. 12th Conf. on Expl. and Blasting Technique 1986.

Fogelson D E, Duvall W I, Atchison T C: « Strain Energy in Explosion » – Generated Strain Pulses. U.S. Bureau of Mines, 1958.Report of Inv.5514.

Fourney W. L ; Simba K. R. Y and Holloway D. C. « Pre-splitting and stress waves. A dynamic photo elastic evaluation ». Proc. 23 rd. U. S. Symp. Rock Mechanics, (1982).

G.D. Just, and D.S. Henderson, « Model studies of fragmentation by concentred and linear explosive charges », M. Eng; Sc. Thesis, University of Queensland, 1971, 135 pp.

Hagan, T.N. (1979) « Blasting physics » – what the operator can use in 1975. Proc. Australian inst. Min. Metal annual conf. Adelaide. Part B, 1975 pages 369-386.

Hagan, T.N. « Blasting physics » – what the operator can use in 1975. Proc. Australian Hagan, T.N., 1983. « The influence of contrôlable blast parameters on fragmentation and mining costs trans first international Symposium of rock fragmentation by blasting », vol.1. Hlonberg, R et Rustan, eds Suede, pp 31-51.

Harries G., «The modelling of long cylindrical charges of explosive». First international symp. On rock fragmentation by blasting, Lulea, August (1983), pp. 419-431.

Héraud H., Livert M. 1987 ; « Reconnaissance des massifs rocheux » : prise d'empreintes dans un forage. Ind. Minérale, Mines et Carrières, Janv 1987, vol 69, p 27-30.

Hino K., « Theory and practice of Blasting », Nippo kayaku Co. Ltd., Japan, 1959.

Hino K., « Fragmentation of Rock Through Blasting ». J. Ind. Exp. Soc., (1956), Japan.

inst. Min. Metal annual conf. Adelaide. Part B, 1975 pages 369-386.

Isram, 1977 ; « Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses »- Int. J.Rock. Mech. Min. Sci. AND Geomech. Abstr., vol 15, p319-368.

ITO et Sassa K., 1970 « Etude sur le mécanisme de fragmentation au cours du sautage ménagé à l'explosif » Explosifs n° 4, pp 93-105.

Kachanov, L.M. (1958): « On the time to failure under creep conditions». Izv. AN SSSR Otd. Tekhn. Nauk, (8), 26-31.

Konya C J, Britton R, Lukovic S: « Charge decoupling and its effect on energy release and transmission for one dynamite and water gel explosive ». Proc. Third Mini-Symposium on Explosives and Blasting Research. Miami, Florida, 5 – 6 February 1987.

Langefors U, Kihlström B A: « The Modern Technique of Rock Blasting ». John Wiley and Sons, Inc., New York, 1963, 405 pp

Melnikov N V: « Influence of explosive charge design on result of blasting ». Int. Symp.Min. Eng. Res., 2, 1962, pp147-155.

Mohanty B. and Chung S., « Developments in blasting physics ». The current research focus. Jour. Mines, Metals and Fuels, 5, (1986).

Muller B., 1997, « Adapting blasting technologies to the characteristics of rock masses in order to improve blasting results and reduce blasting vibrations », Fragblast vol.1, n°3, 1997, pp 361-378.

Nicholls H R, Duvall W I: « Effect of charge diameter on explosives performance ». U.S. Bureau of Mines, Report of Inv. 6806; 1966.

P. André et Al, 1999, « L'évaluation des impacts sur l'environnement, processus, acteurs et pratique, Presses internationales Polytechnique », Québec, 316 p.

Pryors, R.J. « Mineral Processing ». Elsevier Publishing Co. Ltd., London, 1965, pp.150-151.

Rustan P. A.: In: Proc. « Burden, spacing and borehole diameter at rock blasting. Third International Symposium on Rock Fragmentation by blasting ». Brisbane, Australia, 1990, pp.303-310.

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, pp 115-142.

Smith, N.S., 1976, « Burden-Rock Stiffness and its Effect on Fragmentation in Bench blasting », PhD Thesis, University of Missouri Rolla.

Starfield A. M., « Strain wave theory in rock blasting ». In Failure and Breakage of Rocks». (op, cit), (1967), chapter 23, pp. 538-548.

Talhi K, Hannachi E.B, E. Hadjal-Aoul, et S. Chabour, « Strength Properties of a Natural Sandstone », Annales de Chimie – Science des Matériaux, 3 (2000), pp 225 – 230.

Thiard, R., et Sifre, X.G., 1988, « Principes et schémas de tir à ciel ouvert » Ind Mériale et carrières- les techniques, Mai-Juin, 1988, pp 42-49.

Tidman P., « Modeling the blast, downline, Imperial Chemical Industries Explosives International, (1985).

Wathern, Peter (Ed.), 1988, « Environmental Impact Assessment »: Theory and Practice, Routledge, London.

Winzer S. R., Anderson D. and Ritter A. P. « Rock fragmentation by blasting ». Trans. Ist Int. Symp. Rock Fragmentation Blasting 1, 225-249 (1983).

Winzer, S. R., Furth, W., and Ritter, A., 1979, « Initiator firing times and their relationship to blasting performance », 20th.

Yang Z G: In: Proc. « The Influence of Primary Structure on Fragmentation by blasting. First International Symposium on Rock Fragmentation by blasting ». Lulea University of technology, August 1983, pp. 22-26.