

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 :

SAADOUN Abderrezak

en vue de l'obtention du diplôme de **Magister** en Mines

Option : Exploitation des Ressources Minérales

Année 2012

Contribution à l'analyse des effets des tirs
d'abattage dans les conditions de la carrière de
calcaire Chouf-Amar. M'sila

Devant le Jury composé de :

| | | | |
|---------------------|------------------------|--------|-----------------|
| Président : | Pr. TALHI Kourichi | M.C.A. | U. B. M. Annaba |
| Rapporteur : | Dr. CHAIN Rabeh | M.C.A. | U. B. M. Annaba |
| Examineur : | Dr. DJOUAMAA M. Cherif | M.C.A. | U. B. M. Annaba |
| Examineur : | Dr. SID Madani | M.C.A. | U. Souk Ahras |

Remerciements

Ce travail n'aurait pu être mené à bien sans l'aide inestimable de **Dr CHAIN R.** 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 **Pr TALHI K.** Pour le grand honneur qu'il m'a fait en présidant le jury de ma soutenance, le **Dr DJOUAMAA M.C.** et le **Dr SID M.** 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.

SAADOUN Abd errezak

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail en premier lieu à **mes chers parents** qui m'ont notablement encouragé à poursuivre mes études, à ma petite famille surtout **ma femme**.

Je le dédie aussi à tous les étudiants de poste graduation et les enseignants du département Mines-Université d'Annaba ; en particulier ceux que je connais, sans oublier tous mes amis.

SAADOUN Abd errezak

SOMMAIRE

| | |
|---|-----|
| RESUME | I |
| ABSTRACT | III |
| الملخص..... | IV |
| INTRODUCTION..... | V |
| I. Caractéristiques géologiques du massif et propriété physico mécaniques des roches | |
| 1.1 Renseignements généraux sur le gisement de Chouf Amar | 01 |
| 1.2 Mode d'ouverture de la carrière | 09 |
| 1.3 Méthode d'exploitation | 11 |
| 1.4 Stabilité des gradins et des talus | 13 |
| 1.5 Propriété mécaniques du massif et efficacité des tirs..... | 15 |
| 1.6 Influence des discontinuités..... | 23 |
| 1.7 Méthodologie d'étude | 24 |
| II. Analyse de la théorie d'abattage des roches à l'explosif | |
| 2.1 Déflagration et détonation..... | 26 |
| 2.2 Effet de choc et effet de gaz | 32 |
| 2.3 Les caractéristiques de performance | 38 |
| 2.4 Paramètres contrôlables (variables) | 44 |
| 2.5 Processus de fragmentation | 48 |
| Conclusion | 50 |
| III. Analyse des résultats des tirs actuels | |
| 3.1 Méthodologie d'analyse quantitative de la fragmentation | 51 |
| 3.2 Analyse et interprétation des résultats obtenus | 53 |
| 3.3 Analyse de la fragmentation des tirs actuels | 65 |
| 3.4 Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur le degré de fragmentation des roches fissurées | 67 |
| 3.5 Calcul des paramètres de forage et de tir proposé | 71 |
| Conclusion | 77 |
| IV. Les nuisances dues au tir | |
| 4.1 Introduction..... | 78 |
| 4.2 Les vibrations sismiques | 79 |
| 4.3 Les vibrations acoustiques..... | 82 |
| 4.4 Les projections des roches | 84 |
| Conclusion..... | 89 |
| CONCLUSIONS GENERALES ET RECOMENDATIONS..... | 90 |
| REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES..... | 92 |

Liste des figures

Chapitre I

| | |
|--|----|
| Fig. 1.1 : Carte structurale de gisement de Chouf-Amar..... | 05 |
| Fig. 1.2 : Plan de situation géographique du gisement de calcaire de Chouf-Amar..... | 06 |
| Fig. 1.3 : Schéma du mode d'ouverture | 10 |
| Fig. 1.4 : Schéma de la plate-forme de travail | 12 |
| Fig. 1.5 : Courbe contrainte-déformation | 16 |
| Fig. 1.6 : Caractérisation des roches selon le module de Young..... | 16 |
| Fig. 1.7 : Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson | 17 |
| Fig. 1.8: Contrainte-écrasement..... | 18 |
| Fig. 1.9: Pression-temps de détonation..... | 18 |
| Fig. 1.10 Essai de compression triaxiale..... | 19 |
| Fig. 1.11: Disposition des contraintes pour un élément in situ de roche..... | 20 |
| Fig. 1.12: Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement | 22 |

Chapitre II

| | |
|--|----|
| Fig. 2.1 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent | 27 |
| Fig. 2.2 : Plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet)..... | 28 |
| Fig. 2.3: Conditions idéales de la détonation..... | 29 |
| Fig. 2.4 : Diamètre critique de détonation..... | 31 |
| Fig. 2.5: Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche)..... | 32 |
| Fig. 2.6: Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales | 33 |
| Fig. 2.7: Réflexion d'onde de choc et leur effet..... | 34 |
| Fig. 2.8: Propulsion des matériaux..... | 34 |
| Fig. 2.9: Expérience de la barre de Hino..... | 35 |
| Fig. 2.10: Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif..... | 35 |
| Fig. 2.11: Diagramme de Hino | 36 |
| Fig. 2.12: Propagation de la pression statique sur la paroi du trou..... | 37 |
| Fig. 2.13: Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation..... | 38 |
| Fig. 2.14 : Mesure d'énergie en piscine..... | 40 |
| Fig. 2.15 : Graphique de pression en fonction du temps..... | 40 |
| Fig. 2.16 : Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive..... | 42 |
| Fig. 2.17: Sens d'initiation d'une charge explosive..... | 47 |

Chapitre III

| | |
|---|----|
| Fig. 3.1 : Vue du massif rocheux avec des discontinuités..... | 57 |
| Fig. 3.2 : Vue du massif rocheux montrant des discontinuités horizontales..... | 57 |
| Fig. 3.3 : Vue du tas de roche abattu avec des hors gabarits..... | 58 |
| Fig. 3.4 : Vue du massif rocheux montrant un mauvais tir au niveau du pied du gradin..... | 59 |
| Fig. 3.5 : Vue montrant la déviation des axes de trous au pied de gradin..... | 59 |

| | |
|---|----|
| Fig. 3.6 : Photos des résultats de fissuration après le tir | 64 |
| Fig. 3.7 : Schéma de Plan de tir..... | 76 |

Chapitre IV

| | |
|---|----|
| Fig. 4.1 Organigramme d'énergie potentiel des nuisances de tir..... | 78 |
| Fig. 4.2 Onde vibratoire dans l'eau..... | 80 |
| Fig. 4.3 Vibration sismique..... | 81 |
| Fig. 4.4 Courbe de mesure de bruit de choc | 83 |
| Fig. 4.5 Courbe de mesure de bruit d'explosion..... | 83 |
| Fig. 4.6 Mesures des bruits..... | 84 |
| Fig. 4.7 Le positionnement des mines par rapport au front d'abattage..... | 85 |
| Fig. 4.8 Les déviations de forage..... | 86 |
| Fig. 4.9 Hauteur de bourrage insuffisante..... | 87 |
| Fig. 4.10 La séquence de mise à feu..... | 88 |
| Fig. 4.11 La structure géologique du massif..... | 88 |

Liste des tableaux

Chapitre I

| | |
|--|----|
| Tableau 1.1 : Essais Physico-mécaniques de la matière..... | 08 |
|--|----|

Chapitre III

| | |
|--|----|
| Tableau 3.1 : Le degré de fissuration dans le massif des roches minières entre deux charges voisines..... | 56 |
| Tableau 3.2: Détermination de la vitesse de rotation en fonction du diamètre de forage..... | 61 |
| Tableau 3.3: Récapitulatif des mesures relatives à la fragmentation..... | 62 |
| Tableau 3.4 : Résultats récapitulatifs des mesures après 20 tirs | 63 |
| Tableau 3.5 : Estimation moyenne des ouvertures sur la plate-forme supérieure du gradin après le tir..... | 63 |
| Tableau 3.6 : Comparaison entre les valeurs de « w » calculée et mesurée sur le terrain..... | 66 |
| Tableau 3.7 : Classification de la forabilité des roches..... | 68 |
| Tableau 3.8 : Classification de la tirabilité des roches..... | 69 |
| Tableau 3.9 : Caractéristiques technique des explosifs | 71 |
| Tableau3.10 :Comparaison entre la variante utilisée et la variante proposée | 75 |

RESUME

Les études de terrain et l'analyse de stabilité des quartiers de la carrière de Chouf Amar, nous conduisent à considérer la carrière de Chouf Amar comme une zone sensible de point de vue stabilité. Les tirs de production réalisés d'une manière répétitive peuvent diminuer encore la stabilité du talus : d'une part en raison des forces d'inertie déstabilisatrice qu'ils peuvent engendrer, et d'autre part parce qu'ils dégradent à long terme les propriétés mécaniques du massif. Ceux –ci peuvent contribuer à diminuer sa résistance au cisaillement.

Certains problèmes opérationnels directement liés à l'utilisation des explosifs ont été observés. La même méthode de calcul des paramètres des travaux de forage et de tir était constatée quel que soit le type de terrain à excaver, malgré la sortie des hors gabarits, la formation du pied du gradin et le grand problème qui concerne les effets arrière importants des tirs de production. Ces effets arrière affectent souvent de manière importante une partie du massif situé en arrière du tir réalisé. Dans ce cas les fronts de taille deviennent irréguliers et fracturés, ce qui peut même modifier tous les plans de tirs à réaliser sur le même gradin.

L'optimisation des paramètres des tirs apparaît donc comme une nécessité non seulement pour obtenir la fragmentation désirée du massif avec un risque minimal de nuisance sur le massif en place, mais aussi pour assurer un fonctionnement optimal des opérations minières à un coût minimal. D'une manière générale, on cherche à atteindre au moindre coût trois objectifs :

- Assurer la fragmentation optimale dans le cadre général du processus de comminution. Dans la carrière de Chouf Amar, on cherche une granulométrie du tas inférieure à un mètre (1m).
- Obtenir une géométrie de gradins d'exploitation la plus régulière possible pour faciliter les opérations minières suivantes au niveau du front d'exploitation en particulier pour la mise en œuvre des plans de tir.
- Préserver le massif rocheux en place en limitant les effets arrière à la fois au voisinage direct du tir (stabilité du front d'exploitation, mise en œuvre et qualités des tirs suivants) et beaucoup plus en arrière au niveau des talus définitifs où les vibrations répétitives transmises au massif en place par les tirs successifs peuvent contribuer à diminuer les propriétés mécaniques et induire des instabilités sous sollicitations

dynamiques, d'autant plus que leur stabilité s'avère déjà précaire dans certains secteurs de la carrière.

Mots clés : fragmentation, effets arrière, vibration, mine à ciel ouvert, tirs d'abattage.

ABSTRACT

Field studies and analysis of stable neighborhoods of the career of Chouf Amar, lead us to consider the career of Chouf Amar as a sensitive area of stability point of view. The firing of production conducted in a repetitive fashion can further decrease the stability of the slope: first because of the destabilizing forces of inertia that can result, and partly because they degrade in the long term mechanical properties of the massif. These can help reduce its shear strength.

Some operational issues directly related to the use of explosives were found. The same method of calculating the parameters of drilling and shooting was observed regardless of the type of terrain to be excavated, despite the exit of the oversize, the formation of the foot of the step and the general problem concerning the effects of significant back production shots. These effects back often affect a significant part of the massif located behind the shooting done. In this case the working faces become irregular and fractured, which may even change any plans to make shots on the same step.

Optimization of parameters of fire appears as a necessity not only to obtain the desired fragmentation of mass with minimal risk of harm to the massive place, but also to ensure optimal operation of mining operations at minimal cost. In general, it seeks to achieve three objectives at minimum cost:

- Ensure optimal fragmentation within the general process commination. In the career of Chouf Amar, we look for a lot size of less than one (1) m.

- Get a stepped geometry operating as regular as possible to facilitate mining operations following the forehead operating particularly in the implementation of fire plans.

- Preserve the rock in place limiting the effects back to both the direct vicinity of the shot (the front stability operations, implementation and quality following fire) and many more back at the final slope where the vibrations repetitive transmitted to solid up by successive shots can help reduce the mechanical properties and lead to instabilities in dynamic loading, especially since their stability is already precarious in some areas of the quarry.

Key- Words: fragmentation, effects back, vibration, carrer ouver, shot decrease.

ملخص

الدراسات الميدانية وتحليل الأنحاء المستقرة لمحجره شوف عمار ، تؤدي بنا إلى النظر في أعمال المحجرة باعتبارها منطقة حساسة من نقطة استقرار الانحاء. وإمكانية اطلاق الانتاج أجريت بطريقة متكررة مزيد من الانخفاض في استقرار المنحدر : أولا لأن قوات زعزعة الاستقرار من الجمود التي يمكن أن تنتج ، ويرجع ذلك جزئيا إلى أنها تتحلل في الأجل الطويل الخواص الميكانيكية للكتل الصخرية. يمكن لهذه تساعد على تقليل قوتها القصية.

تم العثور على بعض القضايا التنفيذية المتعلقة مباشرة على استخدام المتفجرات. وقد لوحظ نفس طريقة حساب المعلومات من الحفر واطلاق النار بغض النظر عن نوع التضاريس التي حفرها ، على الرغم من الخروج عن المعتاد ، وتشكيل لسفح الخطوة ومشكلة عامة تتعلق بآثار هامة و العودة لإنتاج الطلقات. هذه الآثار غالبا ما تعود تؤثر على جزء كبير من كتلة صخرية تقع وراء اطلاق النار و القيام بها. في هذه الحالة تصبح وجوه العمل غير النظامية والكسور ، والتي قد تغير حتى أي خطط لجعل لقطات على نفس الخطوة.

التحسين من المعلومات للقفز كما يبدو ضرورة ليس فقط للحصول على المطلوب تفتيت الكتلة مع الحد الأدنى من خطر الضرر إلى مكان واسع ، ولكن أيضا لضمان التشغيل الأمثل لعمليات التعدين . بشكل عام ، فإنه يسعى إلى تحقيق ثلاثة أهداف بأقل تكلفة ممكنة

- العملية العامة في محجرة شوف عمار ، التأكد من التفتت الداخل و الأمثل ونحن نتطلع لحجم اقل بكثير من واحد (1) متر

- الحصول على هندسة التشغيل العادية وصعدت ممكن لتسهيل عمليات التعدين في أعقاب جبهته التشغيل وخاصة في تنفيذ خطط التفجير.

- المحافظة على الصخور المفتتة في مكان الحد من الآثار مرة أخرى إلى منطقة على حد سواء مباشرة من تسديدة قوية (عمليات استقرار الجبهة ، والتنفيذ والجودة التالية التفجير) ، ويعود الكثير على المنحدر النهائي حيث الاهتزازات المتكررة يمكن أن تنتقل الى ان تصل إلى لقطات متتالية وصلبة التي تساعد على تقليل الخواص الميكانيكية وتؤدي إلى عدم الاستقرار في تحميل الحيوية ، خصوصا بالفعل استقرارها الهش في بعض المناطق من المحجرة.

مفتاح الكلمات : التفتيت ، الآثار الخلفية ، الاهتزاز ، منجم مفتوح ، الهدم بالتفجير .

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'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 des travaux de forage et de tir qui est le facteur prédominant dans le développement dans l'exploitation.

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.

Le mémoire comporte quatre chapitres à suivant :

Dans le premier chapitre nous avons mené une caractéristique géologique du massif et propriété physicomécaniques des roches de la carrière de calcaire de Chouf Amar.

Le deuxième chapitre est consacré l'analyse de la théorie d'abattage des roches à l'explosif.

Dans le troisième chapitre nous avons faire une analyse des résultats des tirs actuel dans la carrière de Chouf Amar.

Le quatrième chapitre traite les nuisances dues au tir (vibration, projection des roches).

Dans notre travail, nous avons mené une expérimentation in situ afin de déterminer l'importance de l'influence des effets de tir (effets arrière, vibration, et projection des roches) sur le résultat final de l'abattage des roches.

1 .CARACTERISTIQUES GEOLOGIQUES DU MASSIF ET PROPRIETE PHYSICO MECANIQUES DES ROCHES

1.1 Renseignements généraux sur le gisement de Chouf Amar

1.1.1 Historique

Dans beaucoup de pays, une des voies essentielles de la prise en compte réelle et fructueuse de l'environnement dans des projets, a été 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, tant à ceux qui y travaillent, 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

1.1.2 Généralités sur la région d'étude

1.1.2.1 La situation géographique et administrative du périmètre d'étude

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 et celle-ci, à la lisière occidentale de la chaîne du Hodhna, plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'hir et 25 km au nord-ouest du chef lieu .

a) Morphologie et infrastructure :

Morphologiquement, le gisement de calcaire de Chouf Amar fait partie d'un vaste massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km. Localement, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'une dénivellée moyenne de 250m, étirés dans une direction SNE-NSW (N 75°) sous un angle de pendage de 10 à 15° vers le SSE (N 170°) séparés par un talweg relativement profond et délimités par deux butes qui en constituent la limite méridionale.

Il couvre une superficie de 260 ha cernée de corniches bien visibles dans le paysage et recouverte en grande partie par une nappe alfatière parsemée de quelques conifères, vestiges d'une forêt autrefois certainement plus dense qu'elle ne l'est à l'heure actuelle.

Administrativement, le gisement de Chouf Amar, de par sa situation géographique à cheval sur la limite territoriale de deux wilayas, relève des communes de Hammam Dalaa (M'sila) pour sa partie Ouest et d'El-Euch (Bordj Bou Arréridj) pour sa partie Est.

b) Litho stratigraphie du gisement de Calcaire.

Les affleurements participant à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chouf Amar sont attribués, d'après les observations recueillies sur terrain et les résultats des études antérieures élaborées par différents auteurs sur la région, au crétacé supérieur plus précisément à l'émshérien. Celui-ci comprend trois termes principaux cumulant 200m d'épaisseur et qui se superposent selon la chronologie suivante :

A la base, juste au dessus des calcaires dolomitiques du turonien, repose une assise essentiellement marneuse d'une épaisseur de 70m environ, constituée de marnes grisâtres avec des intercalations de marno- calcaires gris et noduleux, de calcaires gris souvent marneux et de lumachelles d'huîtres.

Ce terme, daté du coniacien inférieur d'après son contenu faunistique, est surmonté sur une puissance variant de 60 à 80 m par une formation constituée de calcaires gris sombre, bleuâtres et blanchâtres, bioclastiques, en bancs bien lités ou massifs, compacts, localement parcourus de fissures tapissées de matière organique pigmentée de pyrite avec intercalations de minces niveaux de marnes grisâtres localement verdâtres ou blanchâtres.

Au dessus de cette formation essentiellement calcaire, qui pourrait être attribuée à la majeure partie du coniacien supérieur et constituant l'assise utile du gisement de Chouf Amar, repose une série marno-calcaires. Elle comprend une alternance régulière, généralement en bancs peu puissants de marnes grisâtres, marno-calcaires gris et noduleux, calcaires marneux organogènes, calcaires organogènes spathiques parfois microconglomératiques ou olithiques et de lumachelles à huîtres.

Dans cette alternance cantonnée à la lisière sud du gisement et correspondant probablement au coniacien terminal, il a été impossible de différencier le santonien du coniacien.

c) Structure et tectonique du gisement

Le gisement de calcaires de Chouf Amar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale, fortement perturbée de l'anticlinorium des monts du Hodna plus précisément à la limite orientale du petit bassin d'effondrement de Doukkara engendré lors de la phase orogénique pyrénéenne (oligocène) et envahi par la transgression du miocène inférieur.

Localement, il se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15 degrés plongeant vers le SSE.

Une faille normale très évidente affecte sa partie sommitale en engendrant un rejet vertical de 30 à 40m 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 25m 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.

Cet accident a été établi d'après les corrélations lithologiques et chimiques et son tracé sur carte suit une direction NW-SE en passant entre les sondages A-6, B-6, C-5 d'une part et A-5, B-5 et C-4 d'autre part.

A partir du sondage C-4 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.

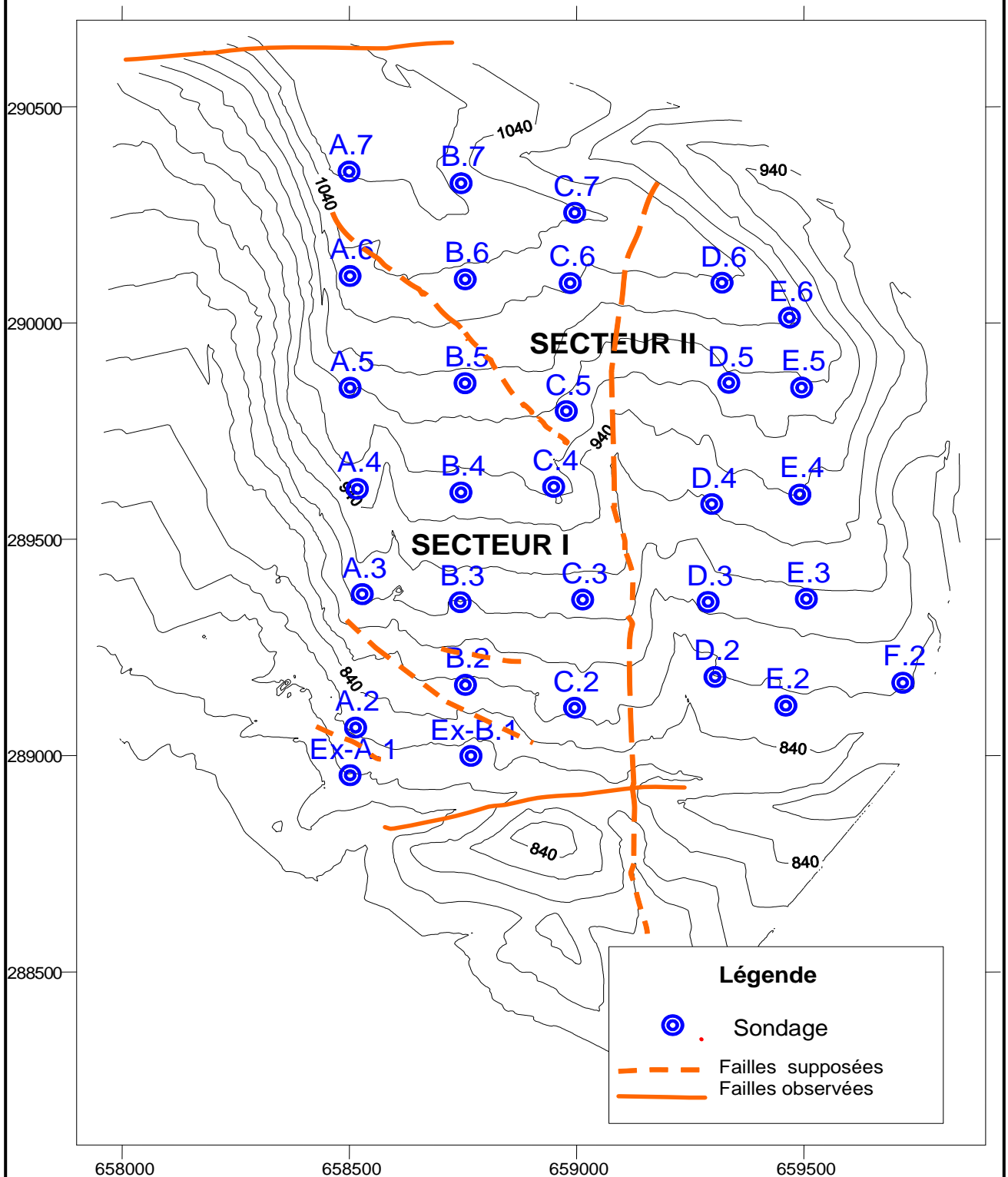
L'état actuel des connaissances de la structure du gisement ne permet pas d'établir avec certitude la position, la nature et les paramètres des accidents. Une étude complémentaire, plus affinée est nécessaire. En attendant les résultats de cette étude, on a distingué deux secteurs Ouest (I) et Est (II).

A l'intérieur du secteur I, la zone Sud-Ouest paraît très perturbée. Il n'est pas possible cependant de subdiviser ce secteur car les données deviendraient insuffisantes pour tout traitement statistique ou géostatistique.

Dans les deux secteurs, les couches gisent en monoclinale douce sous un pendage d'environ 10 à 12° SSE.

Les figures ci-dessous (fig.1.1), (fig.1.2) donnent le plan de situation des ouvrages et des coupes longitudinales et transversales montrant la structure telle qu'elle a été estimée avec les données disponibles.

Fig.1.1 CARTE STRUCTURALE DE GISEMENT DE CHOUF-AMMAR



EXTRAIT DES CARTES TOPOGRAPHIQUES N°140 ET 141, ECHELLE 1/50.000.
PLAN DE SITUATION DU GISEMENT DE CALCAIRE DE CHOUF AMAR

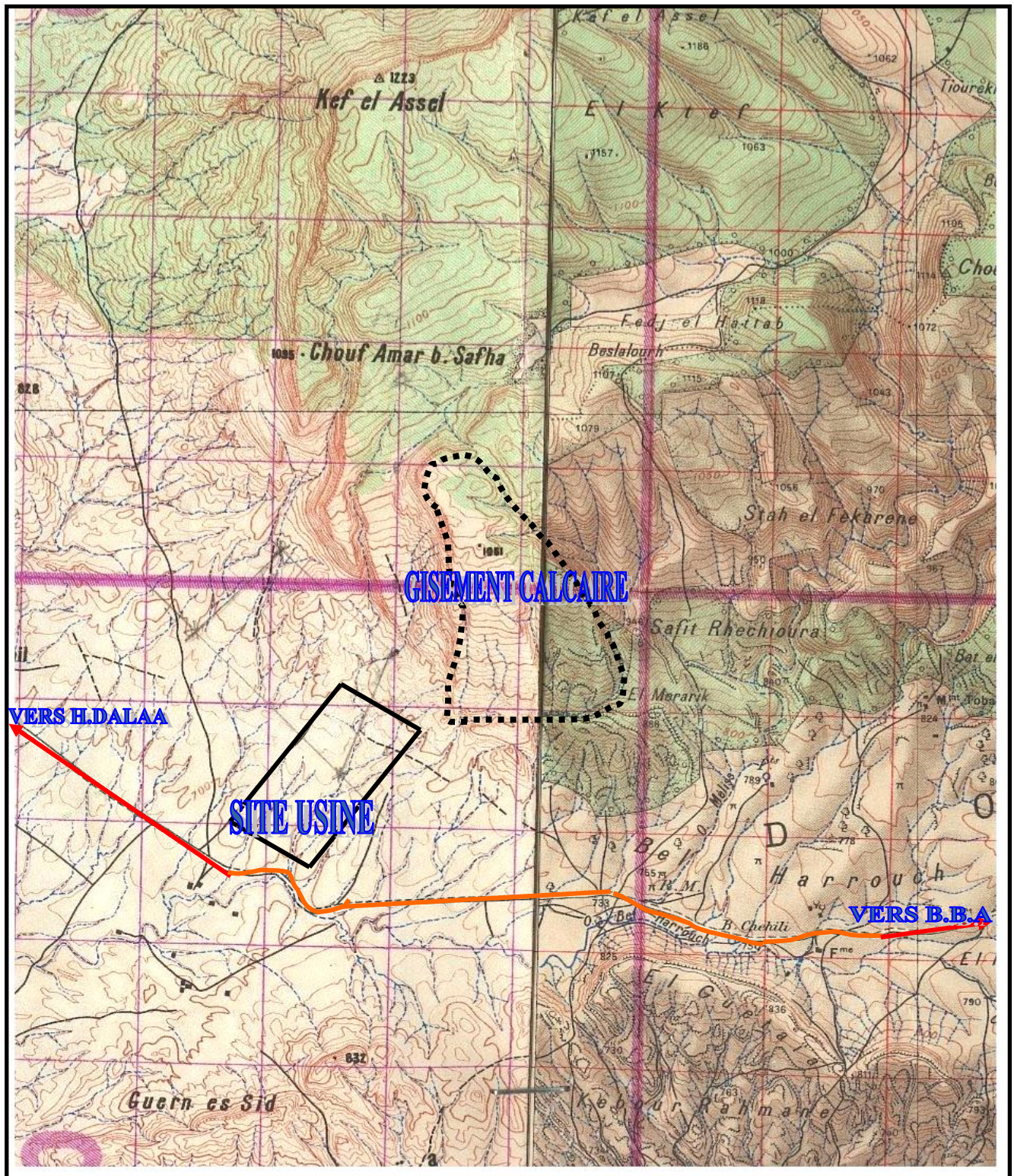


Fig.1.2 : Plan de situation géographique du gisement de calcaire de Chouf-Amar

Extrait des cartes topographique n° 140 et 141, Echelle 1/50000.

1.1.1.3 Conditions hydrogéologiques

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 et étagé 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.

1.1.1.4 Caractéristiques qualitatives de la matière

1.1.1.4.1 Essais physico-mécaniques

Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière. 125 échantillons à partir A2 jusqu'à A7 et B2 à B7 et C2 à C7, D2 à D6 et E2 à E6 et F2 Prélevés dans les différentes couches (C1 – C2 – C3) ont été soumis aux appropriées ; les différents résultats suivent que le poids volumique moyen reste pratiquement constant dans les trois couches, 2,67 t/m³, la résistance à la compression moyenne : $R_c = 922,433 \text{ kgf/cm}^2$ le coefficient de foisonnement : $K = 1,5$, Et la dureté : $f=10$.

Tab.1.1 : 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 |

1.2 Mode d'ouverture de la carrière

1.2.1 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. 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). Cependant, l'exploitation du gisement se fait par fonçage c'est-à-dire du haut vers le bas et ce, en conformité avec la classification des méthodes d'exploitation selon Mr : V.RJEVESKI

Etant donné que le gisement de Chouf Amar à M'sila est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi tranchée d'accès à partir des niveaux 768 m jusqu'au sommet, (Fig.1.3).

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, l'inclinaison du flanc de coteau, a la carrière de Chouf Amar on utilise les tracés en forme de spirale.

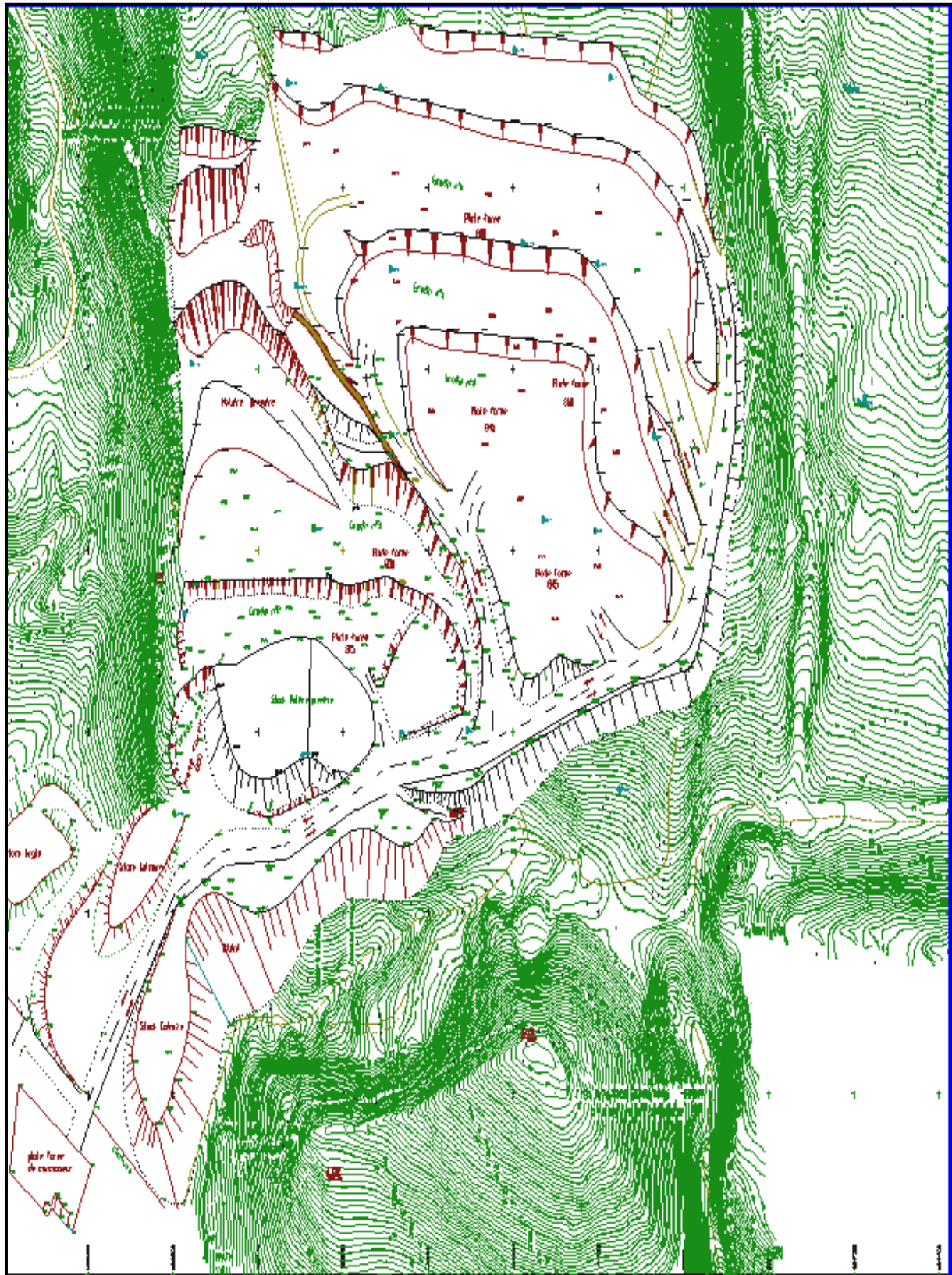


Fig.1.3 : Schéma du mode d'ouverture

1.3 Méthode d'exploitation

1.3.1 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 : Mr : V.RJEVESKI.

- 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.

1.3.2 Méthode d'exploitation

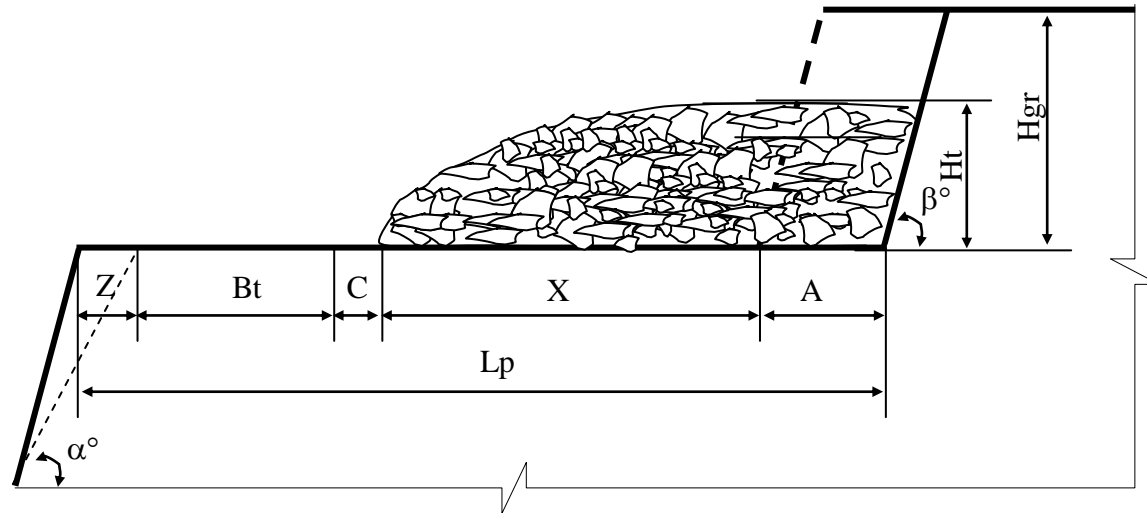
La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Chouf-Amar se fera en partant au niveau 1200 m et exploité le gisement de calcaire de haut vers le bas par des gradins de hauteur $H_g = 20$ m ; c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir a trois bords exploitables. (Fig.1.4).

1.3.2.1 Hauteur du gradin

Le choix de la hauteur du gradin se fait en dépendance de la production de la carrière et la sécurité des travaux, ainsi que les moyens de la mécanisation des travaux miniers.

Dans la carrière de Chouf Amar la hauteur de gradin est 20m,

Echelle : 1/ 5000.



Légende :

- Z : prisme d'éboulement.
- Bt : chaussée de transport.
- C : distance de sécurité entre le tas des roches abattues et la chaussée de transport.
- A : largeur d'enlèvement.
- X : largeur du tas des roches en dehors d'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 stable

Fig.1.4 : Schéma de la plate forme de travail

1.4. Stabilité des gradins et des talus

La stabilité du front est liée aux conditions géotechniques (fracturations initiales) et aux cassures induites par les tirs qui se surimposent aux discontinuités antérieures.

- Le tir avec le pendage conduit souvent à des instabilités classiques avec glissement de bancs vers le vide et effets arrière importants qui peuvent éventuellement compromettre le positionnement correct de la future rangée des mines.
- Le tir contre le pendage limite généralement les instabilités du front ainsi que les effets arrière mais peut induire des risques de chute de blocs plus au moins encastrés dans le massif. Le pied a souvent du mal à sortir.
- Le tir en travers bancs fait apparaître de fortes irrégularités du front ainsi qu'un mauvais travail du pied.

La courbure générale du front peut avoir une grande influence sur la stabilité. Un front concave assure généralement une bonne stabilité alors qu'un front plan ou convexe favorise les instabilités.

Dans la carrière de Chouf Amar, le massif rocheux est fortement fracturé. De plus, des structures importantes sont observées notamment sur le côté sud où les calcaires sont affectés par des failles, et ceci peut produire différents types de rupture du talus des gradins. Le minerai est souvent moins fracturé que la roche encaissante. Quand les failles affectent les calcaires, elles permettent une infiltration des eaux; ce-ci peut conduire au développement d'une pression hydraulique importante, défavorable à la stabilité. Donc les failles et les fissures sont des structures qui contrôlent les instabilités possibles à petite, moyenne et grande échelles.

1.4.1 Problème de stabilité et effet arrière

En fonction des relations spatiales entre les principaux systèmes de discontinuités et les fronts (ou les parois dans le cas d'ouvrages souterrains), la stabilité de ces derniers peut être compromise à l'occasion d'un tir. Les effets arrière se développent préférentiellement dans les massifs rocheux à forte densité de discontinuités, particulièrement quand celles-ci sont communicantes et ouvertes. A ce moment, l'expansion des gaz générés par le tir est maximale et ces gaz agrandissent les ouvertures et les discontinuités elles mêmes en arrière de la dernière ligne de tir. Il est alors très difficile de contrôler ces effets arrière dans cette situation.

Les propriétés mécaniques de résistance au cisaillement des discontinuités sont affaiblies par le passage de l'onde de choc mais aussi par la pression des gaz qui y pénètrent et les écartent ou les déplacent (effet de cisaillement). on constate ainsi souvent après tir, des déplacements importants de long de discontinuités à faible pendage qui intersectés les trous de tir, en particulier en tête des fronts, engendrés par un tel mécanisme. Ce phénomène ayant consommé une bonne part de l'énergie explosive mise en jeu, cela va aussi souvent de pair avec une mauvaise fragmentation au niveau des blocs du tas abattu. Le tir peut donc contribuer au déclenchement d'instabilité par son effet dynamique. Dans les mines à ciel ouvert de grande profondeur, on peut aussi assister à une amplification de cet effet dynamique dans les parties hautes des gradins et des talus comme cela est constaté dans le cas de séismes pour les grands talus naturels ou les immeubles de grande hauteur.

Du fait de l'ébranlement du massif sous l'action de tirs successifs, il peut aussi arriver que dans le cas de discontinuités remplies de matériaux mécaniquement peu résistants (argiles, produits d'altération), la résistance maximale au cisaillement de ceux-ci soit dépassée et on ne mobilise plus alors que leurs que leurs résistance résiduelle, beaucoup plus faible. Un nouveau tir peut alors déclencher une instabilité au niveau de ces joints en fonction de l'orientation des discontinuités par rapport au front, on peut ainsi générer des glissements vers la fosse (pendage vers le font) ou de toppling (pendage vers l'intérieur du massif).

Le pendage des discontinuités n'a pas besoin d'être important pour créer des problèmes. Où la découverte est simplement fragmentée sur place par un tir de masse pour permettre son chargement ultérieur par une dragline. La présence d'un joint argileux d'épaisseur millimétrique à centimétrique a entraîné sur la partie centrale du tir (100 m environ, pour une longueur totale de 400 m) des déplacements d'ordre décimétrique. Ceci compromettrait la stabilité générale du massif fragmenté et donc la sécurité des engins lourds (dragline) qui devaient ensuite se positionner au dessus pour la découverte.

La stabilité peut également être comprise au niveau des trous de tir et venir compliquer soit la foration, soit le chargement de l'explosif (présence de blocs obstruant le trou), soit de fonctionnement du tir au niveau du trou (rupture de la continuité de l'amorçage latéral ou fond de trou).

1.5. Propriété mécaniques du massif et efficacité des tirs

La fracturation initiale du massif induit deux effets opposés :

- d'une part, elle fragilise le massif, et donc réduit globalement sa résistance mécanique.
- d'autre part, elle contraire l'action mécanique de l'explosif, par atténuation de l'onde de choc lors de son passage à travers les discontinuités et par détente des gaz dans les fissures.

Ces deux effets ont pour résultat de réduire la portée de l'explosif et par conséquent de réduire les possibilités de coopération entre mines adjacentes. Plutôt que de rechercher à augmenter la charge spécifique, il peut alors être préférable de resserrer la maille de foration.

En plus de cet effet mécanique, la fracturation peut avoir un rôle important sur les conditions de détonation ; il peut y avoir :

- Rupture de charge avant détonation au cas où un bloc déplacé par une charge antérieure viendrait à cisailer un trou chargé – et éventuellement déjà amorcé-, mais encore détoné.
- Désensibilisation, partielle ou totale, par transmission du choc par les discontinuités dans le cas de forage rapprochés (cas des tirs en souterrain).

Le mode d'amorçage, ainsi que le choix judicieux des valeurs des temps d'amorçage permet d'éviter ce type d'incidents.

1.5.1 Comportement de la roche (Résistances et propriétés)

La mécanique des roches modélise le comportement des roches en laboratoire à partir de tests de durée limitée. Les propriétés mécaniques des roches dépendent de leur nature pétrographique, de leur état d'altération et de leur structure. Ce sont des caractéristiques intrinsèques du matériau. Les principaux tests mécaniques comportent des essais de compression simple ou triaxiale permettent d'établir des modules ou des coefficients (Young, Poisson, poussée, etc.), ainsi des différentes résistances qui caractérisent le comportement de la roche sous des contraintes telles que:

- a) **pression statique** : poussée des terrains.
- b) **pression dynamique** : action des explosifs.

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse 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 réalisés par certains chercheurs, sur des matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction.

Quant à la résistance à la compression, elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation, Rustan (1990).

1.5.1.1 Module de Young (E)

Le module de Young est une indication de 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.

Pour traduire que la déformation est proportionnelle à la contrainte, on utilise la "loi de Hooke" entre la contrainte σ et la déformation longitudinale ϵl . Le coefficient obtenu est appelé module de Young E .

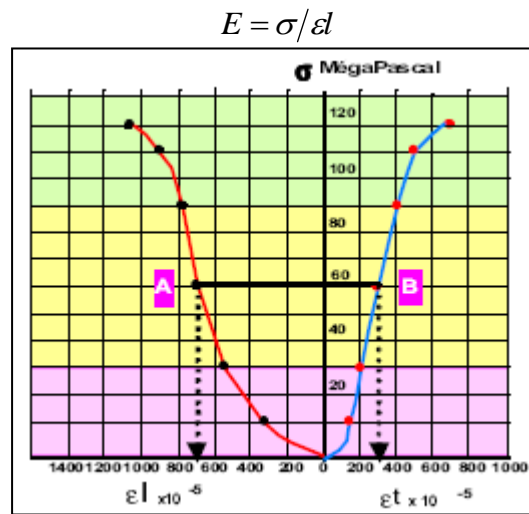


Fig 1.5: Courbe contrainte-déformation

Le module de Young caractérise la raideur de la roche. Des roches raides telles que les basaltes ou les granites ont un module élevé (80000 MPa) Les roches tendres ont un module faible (5000 à 8000 MPa).

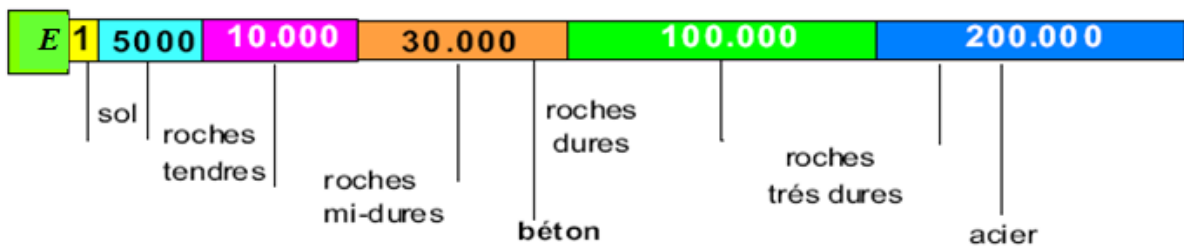


Fig 1.6: Caractérisation des roches selon le module de Young

Dans la carrière de Chouf Amar le type des roches exploité est le calcaire de dureté $f=10$ c'est une roche dure le valeur moyenne de module de Young est 55000 MPa

1.5.1.2 Coefficient de Poisson (ν)

C'est le rapport entre l'écrasement et la dilatance. Il traduit l'aptitude de la roche à se comprimer sur elle-même (serrage) et à transmettre latéralement les pressions qu'elle supporte (poussée).

Le coefficient de Poisson est le rapport de deux rapports, il n'a donc pas d'unité.

$$\nu = \frac{\frac{\delta\phi}{\phi_0}}{\frac{\delta\lambda}{\lambda_0}} = \frac{\varepsilon_t}{\varepsilon_l}$$

Les valeurs proches de 0 représentent les roches à forte cohésion (roches éruptives). A l'inverse, les valeurs proches de 0,5 représentent les roches à faible cohésion (marnes humides).

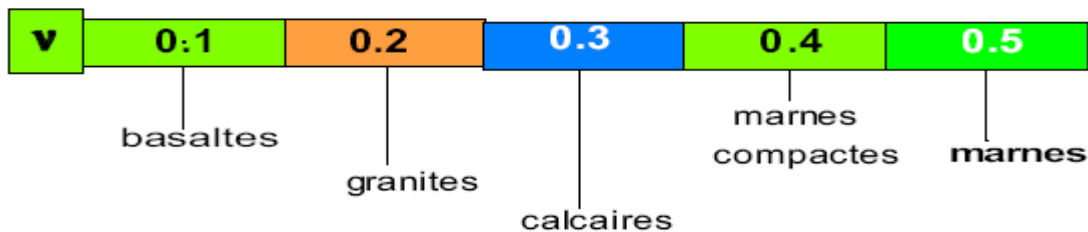


Fig 1.7: Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson

Dans la carrière de Chouf Amar la valeur de coefficient de Poisson est 0,32

1.5.1.3 Coefficient de foisonnement dynamique (K_{fd})

$$K_{fd} = \frac{\delta V}{V_i} = \varepsilon_l - 2\varepsilon_t$$

δV : La variation de volume en fonction de la contrainte.

V_i : Le volume initial de l'échantillon.

Pour une valeur négative, la roche est en phase de serrage.

Pour une valeur voisine de 0, la roche est stabilisée, elle se trouve en phase élastique.

Une valeur positive indique un début de fissuration, la rupture est proche.

Les schémas ci-dessous représentent trois types de roche A, B et C de comportement mécanique différent et trois types d'explosifs présentant les propriétés ci-après.

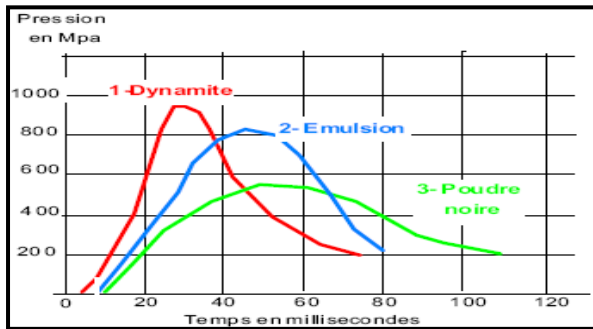


Fig 1.9: Pression-temps de détonation

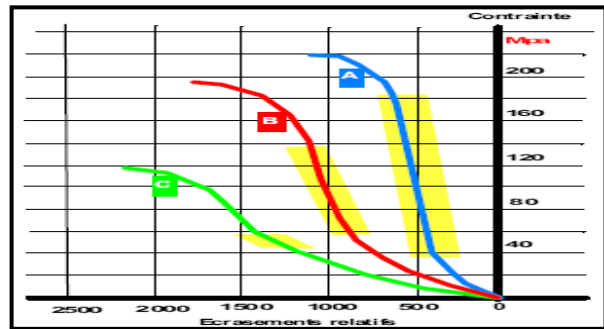


Fig 1.8: Contrainte-écrasement

1: explosif de type dynamite à vitesse de détonation élevée, temps de détonation réduit (10 à 80ms), pression de détonation élevée de 9000 MPa obtenu au temps $t = 35$ ms.

2: explosif de type émulsion à vitesse de détonation moyenne, temps de détonation relativement élevé (20 à 100 ms) avec un pic de pression de 8000 MPa obtenu au temps $t = 43$ ms.

3: un explosif de type déflagrant à vitesse de détonation réduite et temps d'action long (20 à 150 ms) avec une courbe de pression relativement étalée, le maximum est au environ de 6000 MPa à un temps $t = 50$ ms.

L'association (roche-explosif) correcte est la suivante :

- avec un explosif de type 1 on traitera les roches de type A (élastique) à phase de serrage réduit et à développement élastique important. La brièveté d'action de l'explosif et l'importance de la pression permet de dépasser rapidement les 2400 MPa nécessaires pour obtenir la rupture de la roche.
- Inversement la roche de type C (plastique) nécessite un explosif lent permettra d'accompagner la phase de serrage très développée. En revanche, il n'est pas nécessaire d'atteindre une pression de déflagration très élevée, la limite de rupture étant située à 1200 MPa.

L'utilisation d'un explosif de type 1 dans une roche plastique provoque un phénomène de « pochage » qui conduit à un abattage de qualité médiocre, voire pas d'abattage du tout.

- La roche de type B (élasticité moyenne) nécessitera un explosif intermédiaire courbe 2 entre détonant rapide et déflagrant. Un explosif de type émulsion conviendra bien à ce type de roche.

1.5.1.4 Compression triaxiale

L'essai de compression simple n'est pas représentatif de la roche en place. Chaque élément de roche in-situ est soumis à une contrainte normale (σ) qui s'exerce dans toutes les directions de l'espace. Elle est proportionnelle à la profondeur d'enfouissement. On la note :

$$\sigma = \rho_r \times g \times h$$

Où :

ρ_r : Densité de la roche.

g : Accélération de la pesanteur.

h : Profondeur.

Dans le schéma ci-dessous, considérons un élément de roche situé au point M. Il est soumis à la contrainte verticale (σ) définie précédemment et qui est représentée par le vecteur W. Ce vecteur W peut se décomposer par une contrainte tangentielle (τ) qui fait un angle avec l'horizontale de $[(\pi/4) - (\varphi/2)]$ et une contrainte perpendiculaire (σ_1). S'il n'y a pas de rupture, cela signifie que les forces précédemment décrites sont en équilibre.

L'essai triaxial a pour but de prendre en compte les composantes (σ_1) et (τ) afin de simuler le comportement de la roche dans son environnement.

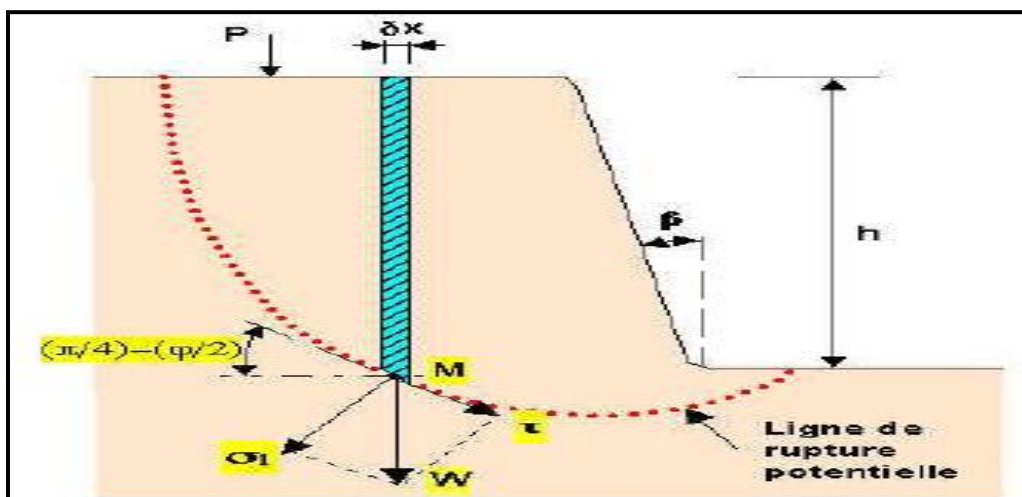


Fig 1.10: Essai de compression triaxiale

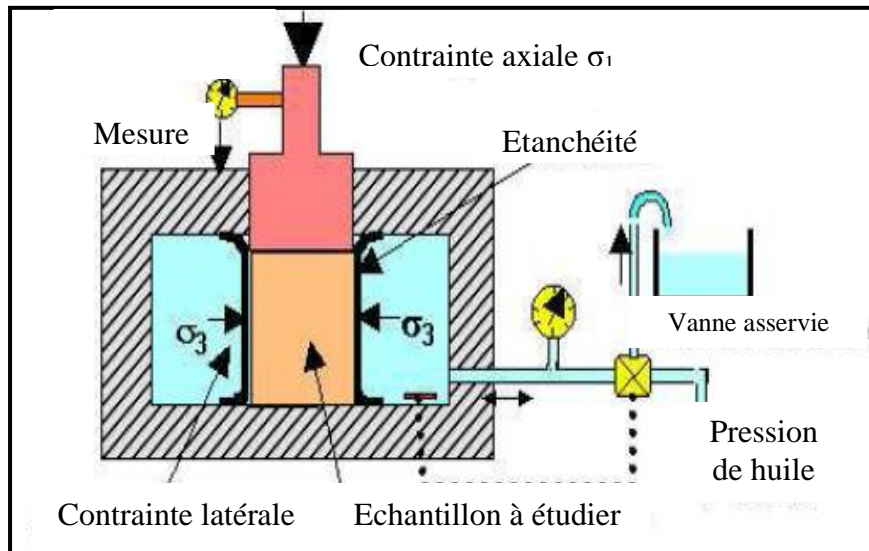


Fig 1.11: Disposition des contraintes pour un élément in situ de roche

On utilise pour cela l'appareil schématisé ci-dessus (fig1.11)

L'échantillon étudié est placé dans une enceinte métallique. Une pression d'huile ajustable simule la contrainte qui s'oppose à (τ) (réaction de la roche encaissante) et figurée en (σ_3) sur le schéma. Une membrane étanche isole l'échantillon du liquide environnant.

Lorsqu'on exerce une contrainte (σ_1) , contrainte axiale, l'échantillon se déforme. Un système automatique permet d'asservir la pression (σ_3) à une valeur de référence constante (σ_0)

On procède à une série d'essais avec des valeurs de référence allant de 0 jusqu'au limite de la presse. A chaque valeur de référence correspond une valeur de rupture (R_C) .

1.5.2 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 (1973). 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 de larges diamètre de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindres résistance cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées, Ash (1973).

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, par contre, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée. Fourney et al (1982).

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

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.

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

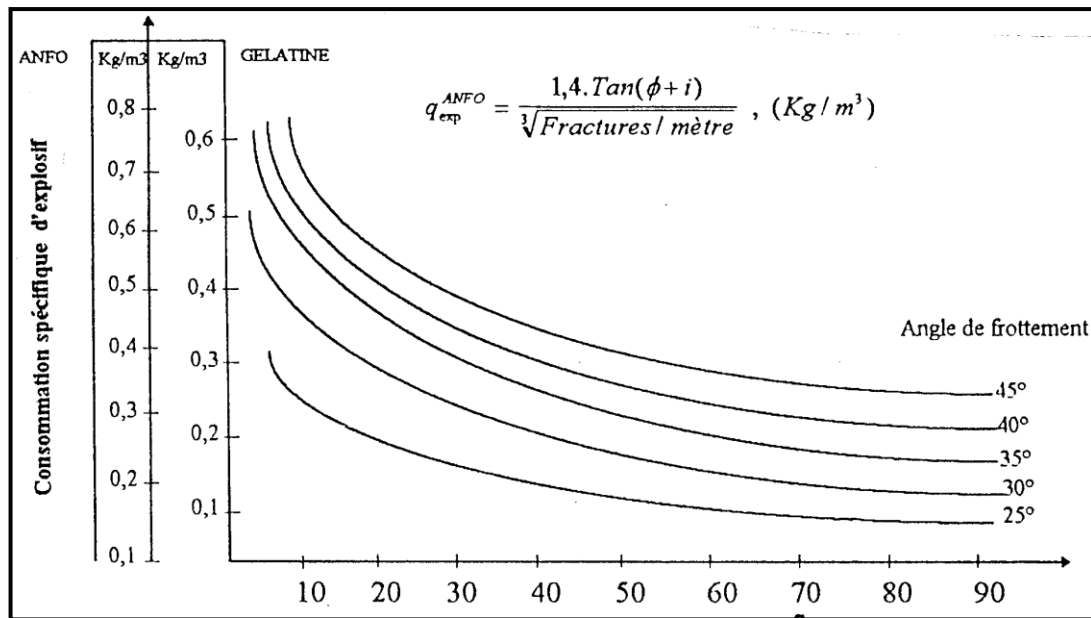


Fig 1.12: Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par «Ashby»

ϕ : Angle de frottement interne de la roche en (degré).

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

1.5.3 Discontinuités et hétérogénéités du massif

L'influence des paramètres pétro physiques caractérisant la matrice a déjà été évoquée auparavant. Globalement les caractéristiques de la roche influencent beaucoup :

- 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 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 de la densité des discontinuités.

La nature de la matrice peut, dans des cas assez rares, peser 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 liée 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 de ce point de vue.

De façon générale, la présence de zones isolées dures (gros blocs de granite sain dans un granite altéré par exemple) ou faibles (poches d'altération, vides, etc.) vient compliquer la mise en œuvre du tir et son fonctionnement. Il faut toujours adapter au cas par cas le plan de tir (choix de la maille, type d'explosif et sa répartition, énergie spécifique à mettre en œuvre, etc.) pour obtenir un résultat satisfaisant. Dans le premier cas, l'énergie de l'explosif va s'atténuer très rapidement dans la roche altérée et les blocs qui ne seront pas affectés par un trou ou à proximité de celui-ci ne seront pas fragmentés. Cela devient un problème pour l'engin de chargement et entraîne souvent perte de temps et nécessité d'un abattage secondaire. Attewell, P.B., and Farmer, I.W (1964).

La présence de cavités complique les opérations de foration et de chargement de l'explosif, en particulier pour les explosif en vrac, et affecte la transmission de l'énergie explosive. A proximité des fronts, elles peuvent occasionner des phénomènes de projection.

1.6 Influence des discontinuités

La structure d'un massif a une influence très importante sur le tir. Elle détermine tout d'abord la taille des blocs in situ, elle conditionne la mise en œuvre du tir (foration et plan de tir), le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif, et peut occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou de gradins, voire de talus entiers ou de galeries dans les mines ou les travaux souterrains.

1.6.1 Densité des discontinuités et blocométrie du massif

L'intersection des discontinuités va déterminer des blocs dans l'espace, dans la distribution granulométrique, ou blocométrie, sera fonctionne de leur orientation, de leur extension et de leur densité. On conçoit facilement l'importance de la connaissance de la blocométrie dans le cas de roches ornementales ou de la production de matériaux d'enrochement. C'est aussi le cas pour les autres tirs quant la distribution granulométrique des blocs des tas abattus est importante. Cette blocométrie doit être prise en compte pour la conception du tir, et influera sur la géométrie du tir (choix de la maille, espacement entre trous) et de l'énergie explosive à mettre en jeu en fonction des objectifs du tir (granulats, roches ornementales, travaux souterrains, etc.). Pour certains auteurs, elle intervient dans la classification des massifs pour leur facilité à être fragmentés. Hino K, (1956) et Duvall, W.I. et Atchison, T.C, (1957).

1.7 Méthodologie d'étude

Les trois objectifs recherchés apparemment antagonistes ne peuvent être atteints qu'en maîtrisant l'énergie explosive par des plans de tir adaptés aux conditions de site (caractéristiques du massif rocheux et structures géologiques) de manière à ce que l'essentiel de cette énergie soit consacrée à la fragmentation et que les pertes d'énergie transmises au massif en place soient les plus réduites possibles.

La méthodologie générale d'analyse consiste donc à :

- Caractériser au mieux le massif rocheux (structure géologique, nature pétrographique, propriétés physiques et mécaniques).
- Caractériser des tirs: paramètres des plans de tir, énergie explosive, relation tir structures géologiques majeures.
- Etudier les résultats des tirs actuellement mis en œuvre sur la carrière en :
 - quantifiant de la fragmentation par comparaison entre blocométrie du massif rocheux intact et granulométrie des tas abattus
 - quantifiant des effets arrière à proximité du tir mais aussi plus en arrière (caractérisation des dommages induits observables, mesures des vibrations, analyse des effets dynamiques sur la stabilité).
 - analysant des relations entre le massif rocheux, les paramètres du tir et les résultats des tirs afin de définir les paramètres plus influents sur les résultats.
- Réalisation de tirs d'essai sur des zones tests sélectionnées au mieux en fonction des impératifs de l'exploitation avec description du massif rocheux et évaluation des résultats des tirs (granulométrie, effets arrière, mesure des vibrations). Une analyse des relations massives rocheux paramètres de tir et résultats des tirs permettra progressivement de dimensionner les plans de tir les mieux adaptés.

Pour appliquer cette méthodologie une campagne de terrain a été menée. Elle concerne la caractérisation précise du massif rocheux et l'analyse qualitative et quantitative des tirs classiques mis en œuvre à Chouf Amar.

- 1) La caractérisation du massif rocheux a porté sur la nature de la matrice rocheuse et surtout sur l'étude du réseau de discontinuités, qui jouent un rôle fondamental sur la fragmentation et les effets arrière. Les mesures de discontinuités ont été effectuées sur le calcaire. Il faut bien souligner que compte tenu des impératifs de production

(continuité des opérations d'abattage et de chargement des matériaux), il n'a pas été toujours possible de trouver des surfaces bien dégagées pour effectuer les mesures.

- 2) La caractérisation des paramètres des tirs : l'analyse a porté essentiellement sur le type de roche, la maille, le diamètre des trous, la position du front réel par rapport au front théorique, le type d'explosif, l'amorçage et la séquence du tir.
- 3) L'analyse des résultats des tirs
 - analyse qualitative : L'observation du résultat global du tir, l'étalement du tas, le foisonnement de la roche et les effets arrière ont été évalués dans la mesure du possible.
 - analyse quantitative fondée sur l'évaluation de la fragmentation résultant des tirs. Elle porte sur la comparaison de la blocométrie du massif in situ et la granulométrie du tas abattu.

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

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.

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 modèles d'abattage à savoir:

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

Dans la carrière de Chouf Amar, l'abattage à l'explosif est largement utilisé du fait que le calcaire qui forme le gisement sus-cité est caractérisé par une dureté $f = 10$ selon l'échelle de Protodiakonov.

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.

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 de blocs hors gabarit dans les volées fragmentées.

2.1 Déflagration et détonation

2.1.1 La déflagration

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.

2.1.2 La détonation

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), (2010).

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 2.1).

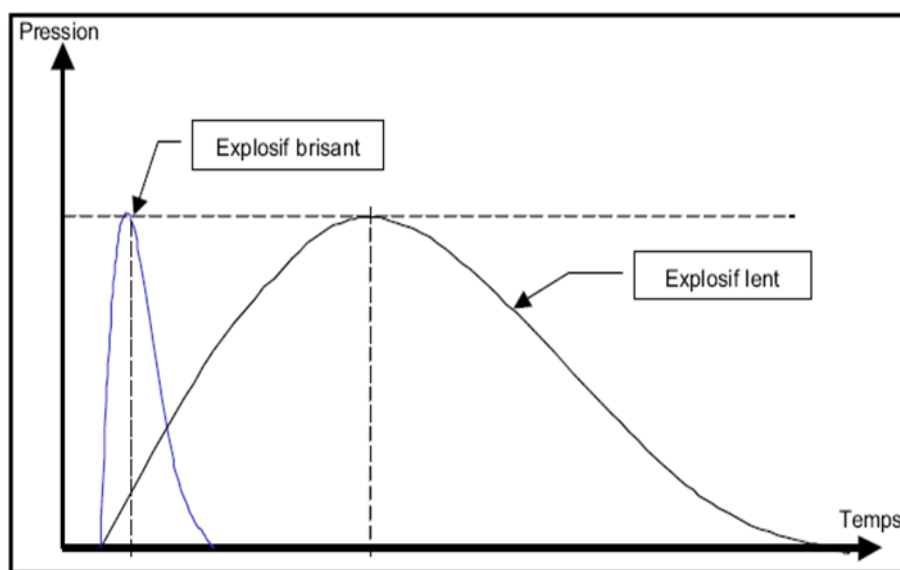


Fig 2.1 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent

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

En expérimentation à l'air libre, à un instant (t), on distingue lors d'une détonation (Fig 2.2).

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

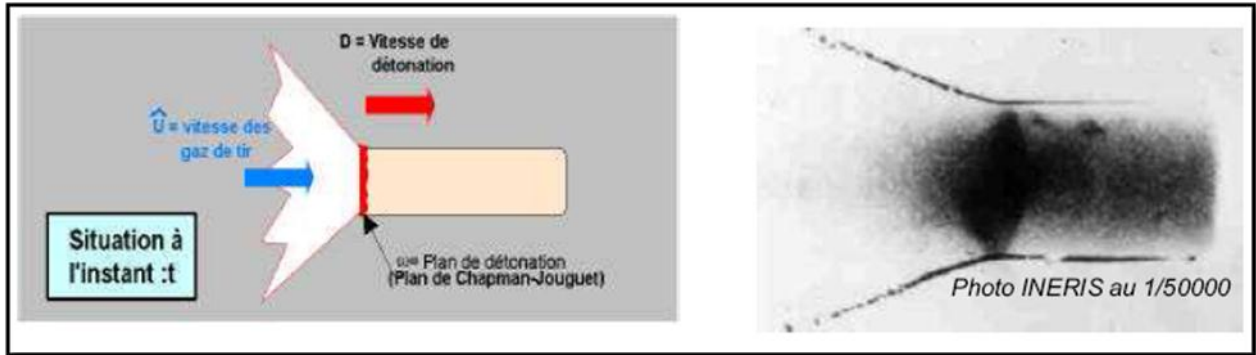


Fig 2.2 : plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet)

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 2.3).

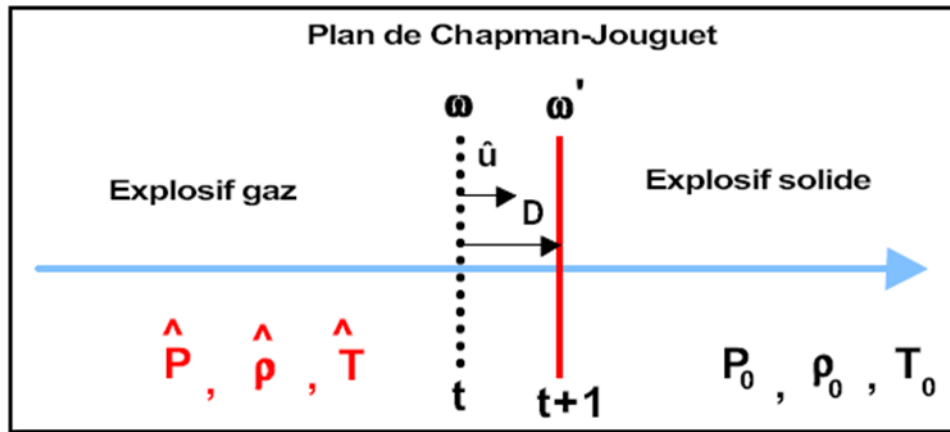


Fig 2.3: Conditions idéales de la détonation

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), (2010).

2.1.4 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.

2.1.4.1. Stabilité des réactions de décomposition chimique

Le diagramme ci-après 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),(2010).

2.1.4.2. 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, (figure 2.4).

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) ,(2010) .

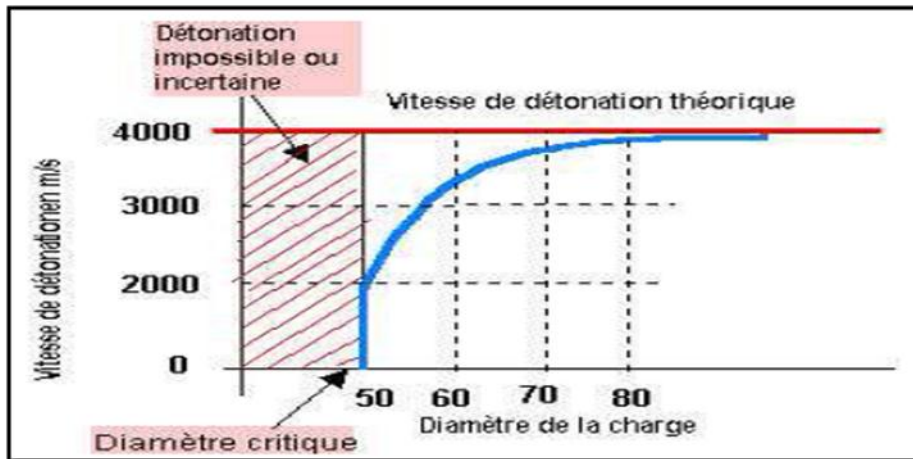


Fig 2.4 : Diamètre critique de détonation

2.1.4.3. 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.

Nota : 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 de quelques millimètres pour les dynamites. C'est pourquoi il n'en est jamais fait mention

dans les utilisations industrielles courantes. 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.

2.2 Effet de choc et effet de gaz

Jaeger et Cook (1979) dit lors de la décomposition de l'explosif, la 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).

L'effet de choc est proportionnel à l'importance de la discontinuité de pression.

L'effet de gaz est proportionnel à l'importance du volume de gaz dégagé par unité de volume d'explosif.

2.2.1 Phases de la détonation

2.2.1.1 Phase 1: temps $t_0 + \epsilon$

La colonne d'explosif est transformée en quelques millisecondes en colonne de gaz animée d'une vitesse \hat{U} . Ces gaz à haute pression et haute vitesse entrent violemment en contact avec la paroi et créent une onde de choc sur l'interface explosif gaz - roche.

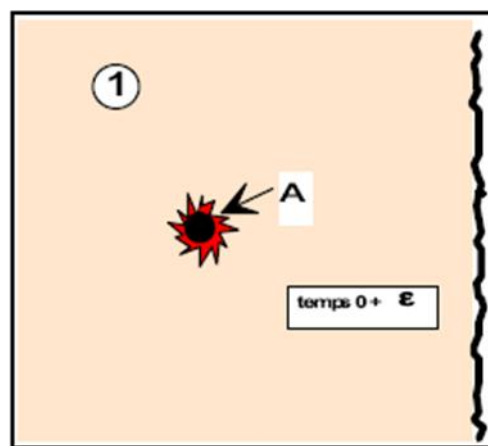


Fig 2.5: Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche)

2.2.1.2 Phase 2: temps $t_0 + 0,7$ ms

Cette onde de choc se propage dans la roche en s'amortissant rapidement.

Au voisinage direct du trou on est largement au-dessus de la résistance à la compression (R_c).

Entre $6b$ et $12b$ (b : rayon du trou), on dépasse la zone de pré rupture. Cela induit des fissurations radiales (B) qui ne dépassent pas la limite (C) (Fig 2.6).

Au-delà de $6b$ à $12b$ (limite C), on est en zone élastique, l'onde de choc traverse le massif à la vitesse C_0 (vitesse du son dans la roche) sans la détruire.

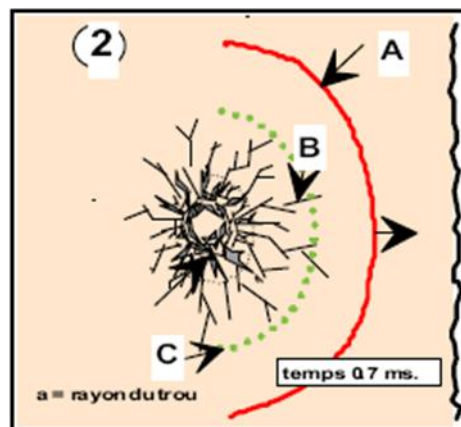


Fig 2.6: Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales

2.2.1.3 Phase 3: temps $t_0 + 1,3$ ms

Lorsque l'onde de choc atteint le front de taille, elle se réfléchit. La roche étant très résistante à la compression mais peu à la traction ($R_t = R_c/20$), l'onde réfléchie dépasse largement R_t , elle provoque un phénomène de fissuration sensiblement parallèle au front de taille ou écaillage (effet Hopkinson). Cette onde réfléchie se propage vers l'arrière et va croiser le réseau de fissurations radiales précédemment formé. Pratiquement dans le même temps, les gaz résiduels pénètrent dans les fissures et les écartent (effet Griffith). La pression diminue.(fig.2.7)

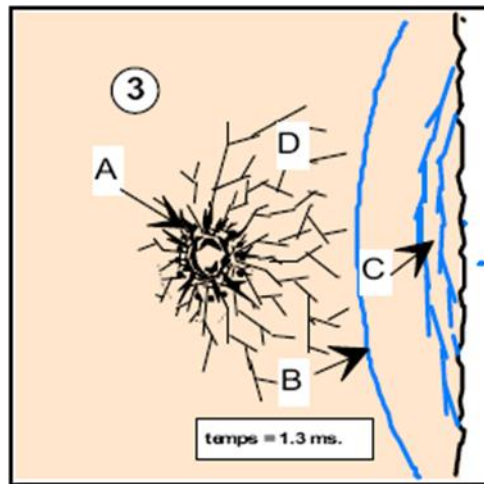


Fig 2.7: Réflexion d'onde de choc et leur effet

2.2.1.4 Phase 4: temps $t_0 > 15$ ms

La roche est maintenant fragmentée par l'effet combiné de la fracturation radiale et de la fracturation réfléchie. Les gaz résiduels propulsent les matériaux hors de la cavité.

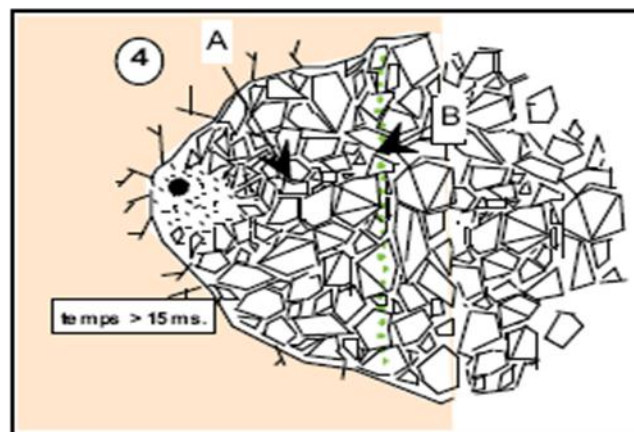


Fig 2.8: Propulsion des matériaux

2.2.2 Analyse de l'effet de choc

2.2.2.1 Expérience de la barre de Hino

On utilise un cylindre de mortier d'environ 1,50 m de long et 70 à 110 mm de diamètre peint en zones de différentes couleurs et numérotées du haut vers le bas.

On place en dessous de ce cylindre positionné verticalement, 200 ou 300 grammes de dynamite que l'on fait détoner. Les débris sont ensuite récupérés, les zones de couleur et la numérotation permettent de reconstituer tout ou partie de l'éprouvette de mortier.

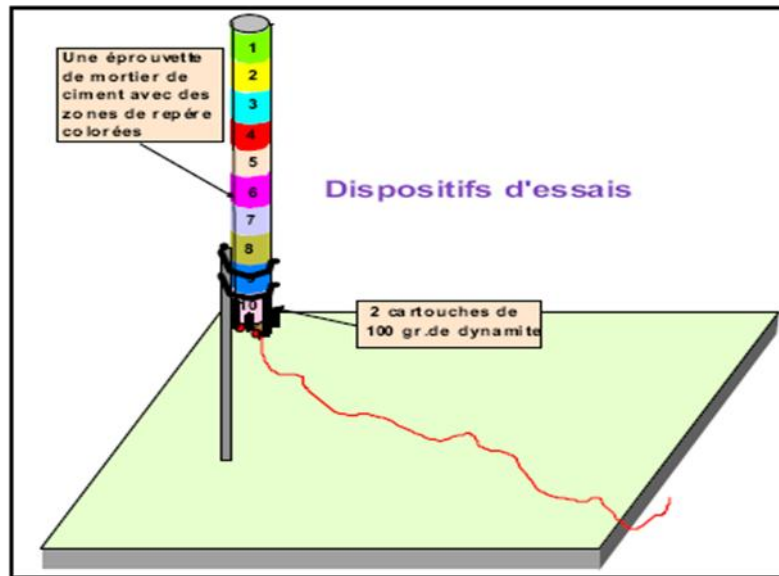


Fig 2.9: Expérience de la barre de Hino

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.

Si l'expérience s'est correctement déroulée, on retrouve généralement :

- Un ensemble de débris fins, fragmentés, difficiles à replacer
- 1 ou 2 gros morceaux correspondant à la partie centrale du cylindre
- Plusieurs petits tronçons (5 ou 6) correspondant à l'extrémité opposée à celle où se situait de l'explosif.

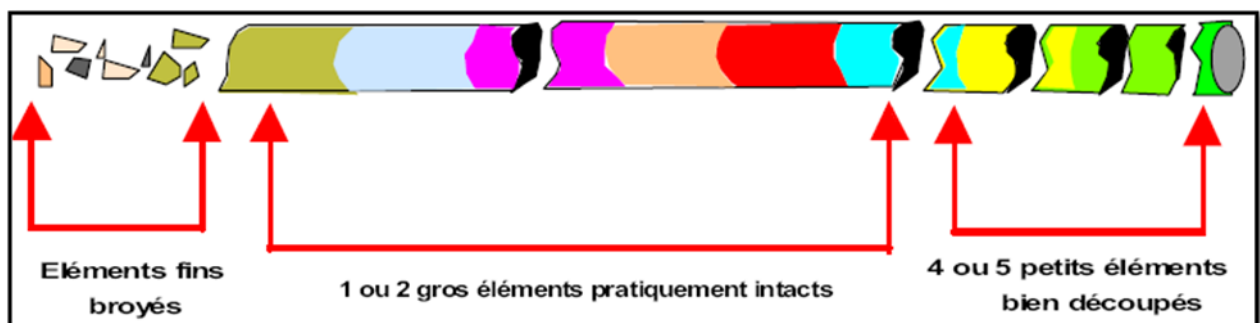


Fig 2.10: Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif

2.2.2.1.1 Analyse du résultat

Cette expérience permet de visualiser les effets de l'onde de choc décrite précédemment.

Les éléments fins correspondent à la zone de broyage. La résistance à la compression a été dépassée par la contrainte de choc due à la détente rapide des gaz à l'extrémité inférieure de l'éprouvette.

La zone centrale correspond à la partie parcourue par la contrainte de choc de valeur inférieure à la résistance R_c (déformation élastique de la barre).

Les petits éléments de l'autre extrémité ont été découpés par réflexion en traction de l'onde de compression.

On analyse graphiquement ce phénomène à l'aide du diagramme de Hino

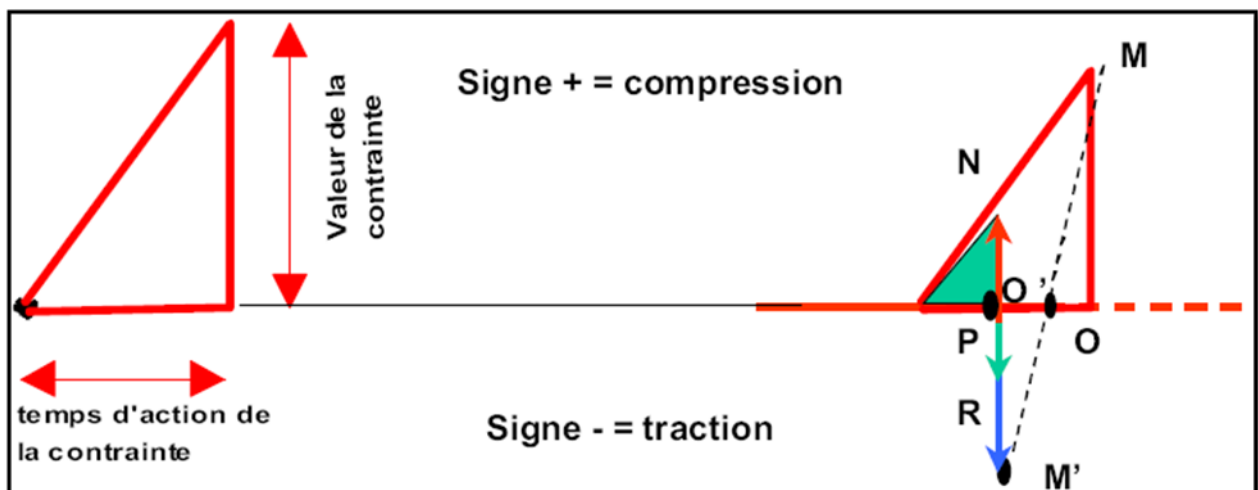


Fig 2.11: Diagramme de Hino

On représente la contrainte de compression par un triangle rectangle dont la base représente le temps d'action de la contrainte (mouvement d'aller / retour des éléments de roche), le côté perpendiculaire correspondant à la valeur de la contrainte. Ce triangle se déplace d'une extrémité de la barre à l'autre en conservant les angles. Seule la longueur des côtés diminue en fonction de l'évolution de la contrainte.

Lorsque ce triangle atteint l'extrémité de la barre, on peut construire l'onde réfléchie en effectuant une symétrie du point M par rapport au point O de la barre. On obtient le point M'. La projection verticale du point M' sur l'axe fait apparaître deux vecteurs opposés :

- N dirigé vers le haut (signe +), c'est une compression.
- P dirigé vers le bas (signe -), c'est une traction.

2.2.3 Analyse de l'effet de gaz

2.2.3.1 Transformation d'une pression statique en effet de traction sur la paroi

Dans une cavité en forme de cylindre (fig.2.12), la pression statique exercée par les gaz s'applique uniformément sur toute la paroi du cylindre.

Si l'on considère un axe x y traversant le cylindre de part en part, la résultante de toutes les contraintes qui s'appliquent sur celui-ci peut être symbolisée par deux forces F et F' de sens opposé. Ces deux contraintes peuvent à leur tour être décomposées en deux forces $F/2$ et deux forces $F'/2$ qui s'appliquent au niveau de la paroi du cylindre.

Lors de la détonation de l'explosif, on observe des fissurations radiales au voisinage immédiat du trou de mine par transformation de la pression statique des gaz en contraintes de traction. C'est ce qui explique la fissuration en "étoile", bien visible autour d'un trou ayant fait "canon".

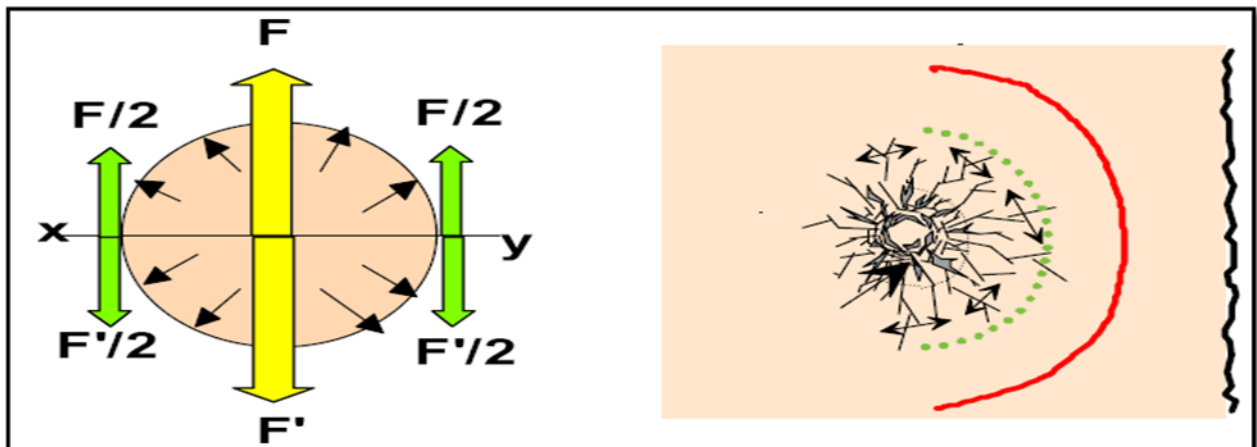


Fig 2.12: Propagation de la pression statique sur la paroi du trou

2.2.3.2 Effet de Griffith (propagation des fissures)

Soit V_0 la vitesse de propagation mécanique d'une fissure engendrée par l'onde de traction décrite ci-dessus (dans un diamètre de 3 à 5 fois celui du trou de mine).

Soit C_0 la vitesse de propagation de l'onde de pression dans le massif (vitesse du son dans la roche).

Soit L_0 la longueur de la fissure engendrée par l'onde de traction à l'instant t .

Soit L la distance parcourue par l'onde de choc dans le massif au même instant t .

La vitesse de propagation mécanique d'une fissure dans la roche est inférieure à celle de l'onde de choc. En aucun cas elle ne peut être inférieure à $0,38 \times C_0$.

Le rapport entre L et L_0 (L/L_0) va donc augmenter.

Lorsque la vitesse V_0 s'approche de $0,38C_0$, le rapport L/L_0 est maximum et la fissuration s'arrête. En effet, la propagation de la fissure est alors incapable de suivre la contrainte qui l'a créée. Si la contrainte est trop en avance sur la fissure, celle-ci ne peut plus se développer.

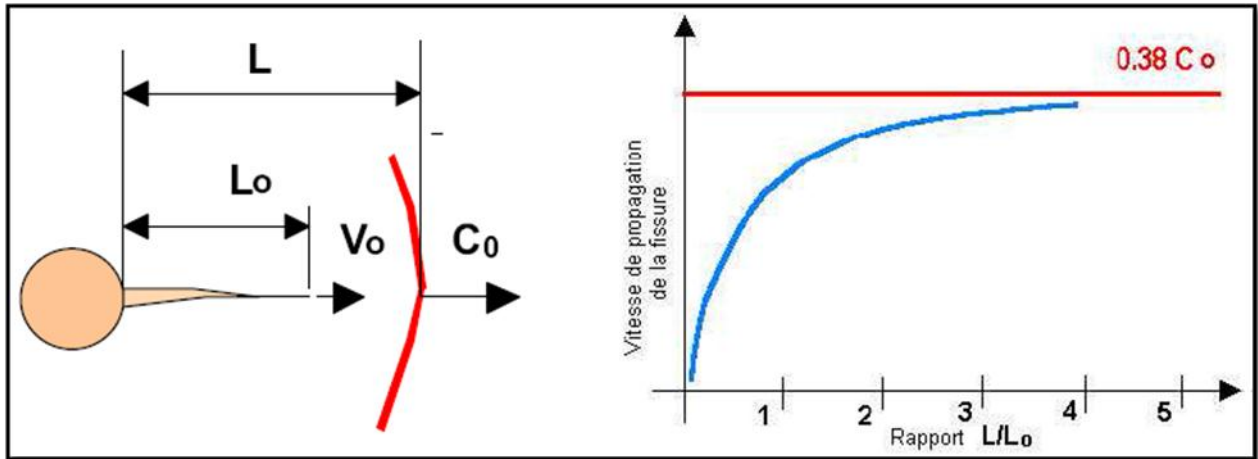


Fig 2.13: Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation

2.3 Les caractéristiques de performance

2.3.1 Energie et puissance

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

- la quantité de chaleur qui la réaction de décomposition chimique des explosifs, supposée complète et isochore (à volume constant) peut théoriquement dégager.
- le travail maximum qui peut 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.

2.3.2 Méthodes de mesure

2.3.2.1 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.

2.3.2.2 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.

2.3.2.3 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 2.14).

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

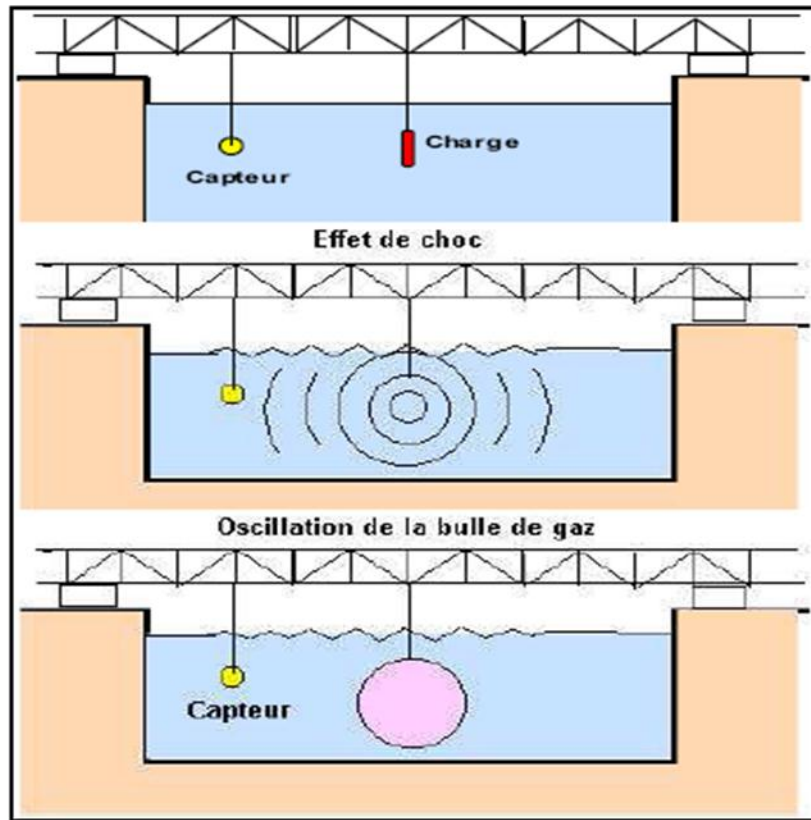


Fig 2.14 : Mesure d'énergie en piscine

La pression hydrostatique : Le diamètre de cette bulle croit 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 2.15).

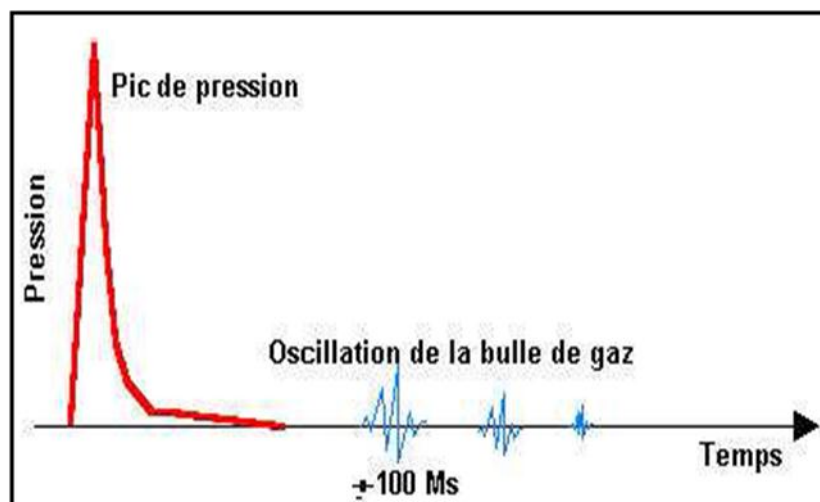


Fig 2.15 : Graphique de pression en fonction du temps

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 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.

2.3.2.4 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.

2.3.2.5 Vitesse de détonation

2.3.2.5.1 Méthode de mesure

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

2.3.2.5.2 Observation

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 2.16).
- 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.

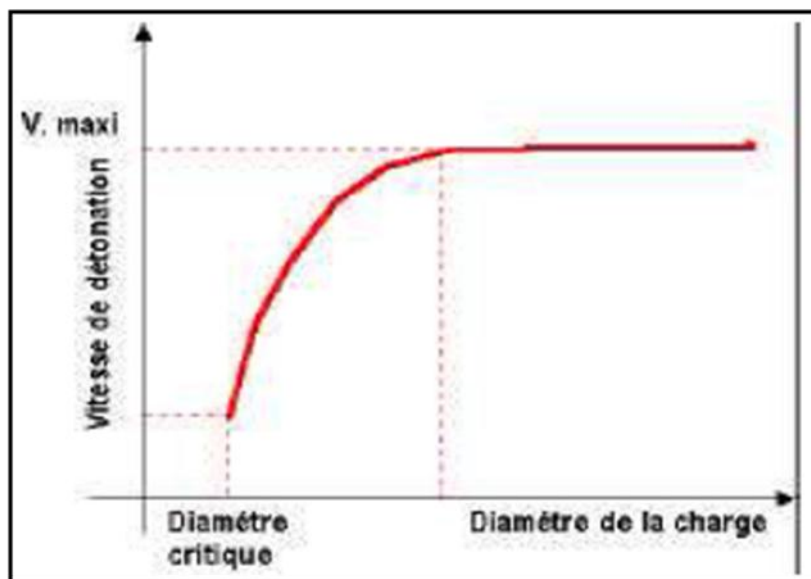


Fig 2. 16 : Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive

2.3.2.6 Volume de gaz de réaction

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

2.3.2.6.1 Méthode de mesure

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.

2.3.2.6.2. Observations

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.

2.3.3 Le choix de l'explosif

Le choix de l'explosif dépend aussi dans large mesure de présence d'eau dans le massif à abattre ou des conditions climatiques, parce qu'il y a des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres résistants (comme par exemple le nitrate fioul, leur emploi est prohibé lors de présence d'eau). Cependant c'est à l'utilisateur de bien choisir le type d'explosif ou jouer sur les techniques permettant la conservation ou la protection de l'explosif contre l'eau.

2.3.4 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 toute fois émettre les quelques idées suivantes:

2.3.4.1 Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au 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 là le transfert de l'énergie au massif rocheux, de même la présence d'eau limite la détente des gaz de détonation, augmentation donc de la pression exercée sur la paroi.

2.3.4.2 Rôle de l'eau comme agent de bourrage

L'expérience montre que le bourrage à l'eau est efficace; sur le plan théorique, 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.

2.3.4.3 Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission des vibrations

Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est vraisemblablement sans influence sur la propagation des vibrations, celle contenue dans les discontinuités joue un rôle favorable dans la transmission des vibrations. Il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, transmet bien les vibrations longitudinales (mais non les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure « un couplage hydraulique » des différents blocs constituant le massif rocheux. 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.

2.3.4.4 Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux

On sait que l'eau altère la résistance au 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 du massif, par réduction globale de sa résistance.

2.4 Paramètres contrôlables (Variables)

2.4.1 Paramètre Explosif (type d'explosif)

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

2.4.2 Amorçages séquentiel d'initiation

2.4.2.1 Définitions physiques 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 apporté 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. elle se

traduisent toutes par un phénomène de Transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs , des frottements, des étincelles, inflammation, compression, ondes de chocs, etc.

Lorsqu'il y a propagation ce n'est pas toujours qu'après un certain temps appelé (temps d'induction) c'est le temps au bout du quel le processus de décomposition dégage suffisamment d'énergie pour qu'ils puissent se propager lui-même.

2.4.2.2 Technique d'amorçage des explosifs

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

Le type d'amorçage a une influence importance sur les risques de projection des roches

2.4.2.3 Les différents systèmes d'amorçage

- Les détonateurs électriques et non électriques

Les réactions pyrotechniques se développent de la façon suivante :

➤ La première énergie thermique est apportée :

- soit par une mèche, un cordon bickford
- soit par une guide d'ondes de chocs à 2000m/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.

• 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.

2.4 .2.4 Amorçage de l'explosif

La mise en détonation de l'explosif peut être réalisé par un cordeau détonant, il s'agit alors d'un amorçage latéral, ou par un détonateur, il s'agit donc d'un amorçage ponctuel.

- détonateur : amorçage ponctuelle
- 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 microretard 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 latérale réalisée au moyen d'un cordeau détonant. La deuxième est l'amorçage ponctuel, réalisée au moyen d'un booster mis à feu par un fil électrique ou non-électrique (Méthode NONEL). Le booster peut trouver en tête, en zone intermédiaire, ou en pied de la colonne d'explosif.

2.4.3 Type d'amorçage et séquence d'initiation

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.

L'initiation de l'explosif primaire se fait généralement par plusieurs systèmes d'amorçage tel que: les détonateurs électriques et non électriques (mèche et cordeau détonant). Ensuite l'explosif primaire initie en détonation l'explosif secondaire.

On peut dire aussi qu'il y a deux types d'amorçage:

- Le premier dit: Amorçage ponctuel (par détonateur électrique).
- Le deuxième s'appelle: Amorçage latéral (par cordeau détonant).

Dans les charges allongées (charge de trou), il est très important de souligner le mode d'amorçage. En effet, si le détonateur électrique permet d'initier l'explosion d'une charge allongée à partir de sa base ou son sommet, il n'en est pas de même pour le cordeau détonant.

Autrement dit, si la charge est amorcée par le cordeau détonant, l'impulsion est toujours perçue au sommet de la charge. Ainsi l'onde explosive se dirige du haut vers le bas du gradin, alors qu'on essaie dans la plupart des cas d'obtenir l'inverse qui permet de faire réfléchir totalement l'onde de choc, et par conséquent améliorer la qualité de fragmentation désirée.

Pour que la charge d'amorçage amorce la charge principale d'explosif, une solution est possible si le cordeau détonant venait à être introduit à l'intérieur d'un tube isolant comme le montre le schéma ci-dessous. Dans ce cas, la charge principale n'étant pas en contact direct avec le cordeau sera amorcée par la charge d'amorçage, et cela permet d'obtenir une détonation franche aux effets très désirés pour une bonne fragmentation.

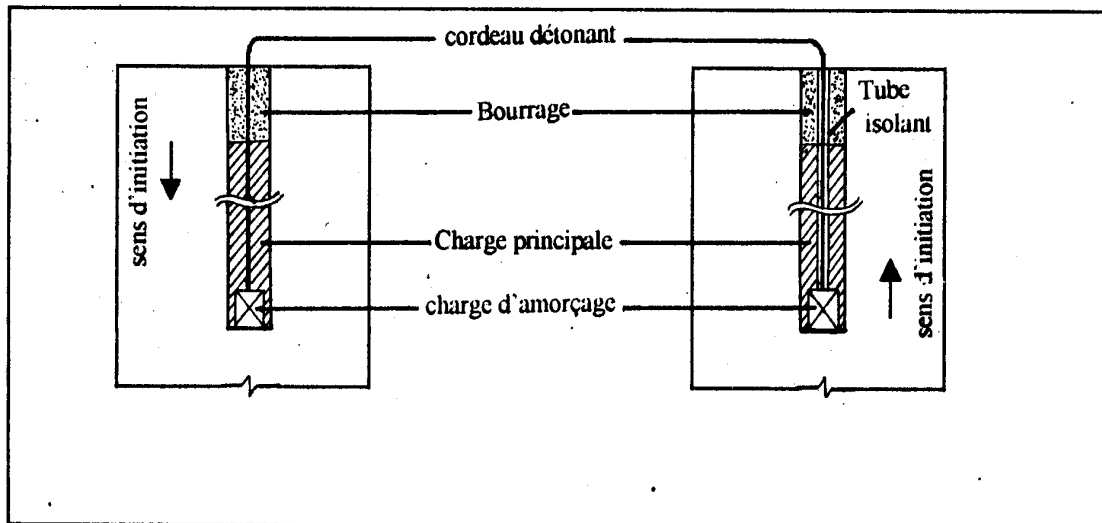


Fig 2.17: Sens d'initiation d'une charge explosive

Le problème d'initiation lors de l'utilisation de détonateur électrique est résolu, mais ce dernier a des inconvénients résident dans la complexité de connexion et la détérioration des fils.

La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière et les vibrations qui résultent du tir. On la réalise par l'utilisation de microretards qui garantissent la création progressive des faces libres. Dans ce cas, chaque charge parvient à détacher son volume de rocher avant l'amorçage de la suivante.

L'étalement de l'explosion dans le temps qui en résulte conduit en outre à des effets vibratoires moindres dans le sol.

Il est donc très important, dès la conception de la séquence de mise à feu, de respecter les règles dont certaines sont empiriques afin d'éviter de commettre des erreurs grossières.

2.5 Processus de fragmentation

Le processus général de fragmentation des roches à l'aide d'explosifs ne présente pratiquement plus de secret pour les spécialistes du monde entier. Il peut se résumer à l'enchaînement des phénomènes suivants: décomposition de la matière explosive en gaz à haute pression et hautes températures, propagation d'ondes de contrainte dans le massif, rupture ou endommagement de la roche, détente des gaz à travers les zones de fragilité créées, ouvrant de manière franche des fissures et finalement, la mise en mouvement et l'éjection des fragments de matériaux. Le rappel de chacune des phases pour mieux comprendre le phénomène.

2.5.1. Décomposition de la substance explosive, champ de pression

La matière explosive lorsqu'elle détone se décompose en gaz à hautes pressions et hautes températures. On entend souvent parler de la pression de détonation, comme s'il existait une seule pression lors de la détonation ou comme si le phénomène était quasi statique à l'instar de la pression qui règne dans une cocotte minute lors de la cuisson de pommes de terre. Dans la réalité, il faut parler d'un champ de pression; c'est-à-dire d'une pression évoluant au cours du temps. Cette pression s'applique sur la paroi du trou de mine tant que ce celui-ci ne se déforme pas ou que des fissures apparaissent à sa périphérie.

2.5.2 Champ de contrainte, ondes de contraintes

La présence d'un champ de pression sur la paroi du trou de mine donne naissance à un champ de contrainte dans la roche. La source de ce champ de contrainte étant dynamique (détonation de l'explosif), une onde de contrainte se propage dans le massif. Cette onde primaire est une onde de type (p) (compression). Elle est suivie directement par une onde de type (s) dès qu'elle traverse des zones non homogènes.

2.5.3 Rupture ou endommagement

L'onde de contrainte démarre sa vie sur la paroi du trou de mine avec une amplitude égale à la pression maximum de détonation, souvent appelée pression de choc. Cette amplitude souvent très supérieure à la résistance en compression de la roche, conduit l'onde de pression à détruire complètement la matrice rocheuse tant que son amplitude reste supérieure à la résistance en compression de la roche. Au delà de ce point, l'onde de compression continue

son trajet en endommageant la roche. L'endommagement se traduit comme un état affaibli de la roche suite à la sollicitation par une contrainte élevée.

Il est utile de rappeler qu'une onde par nature possède un effet oscillatoire. C'est-à-dire que derrière le front d'onde en compression, on trouve à une distance égale à une demi-longueur d'onde, une zone d'amplitude négative (oscillation de la matière). Cette zone est capable de rompre la matière si son amplitude est supérieure à la résistance en traction de la roche, ou l'endommager si son amplitude est élevée par rapport à la résistance en traction. On notera que c'est ce principe physique qui conduit principalement à la rupture des roches après réflexion de l'onde de traction sur une face libre (front de taille). En effet lors d'une réflexion, une onde change de signe et passe donc de compression à traction. Comme les roches possèdent une résistance en traction beaucoup plus faible (20 fois environ) à leur résistance en compression, lorsque l'onde de compression se réfléchit sur le front de taille, elle possède encore une grande amplitude, son retour en onde de traction est dévastateur, Tidman P(1985).

L'onde (s) qui suit l'onde (p) procède à un travail similaire en sollicitant les matériaux en cisaillement, matériaux qui sont déjà affaiblis par le passage de l'onde (p).

2.5.4 Détente des gaz et fragments de roche

Les gaz sous pression dans le trou de mine peuvent maintenant se détendre en empruntant les zones fragilisées ou détruites par les ondes. En s'engouffrant dans les microfissures et ouvrent définitivement les fissures et séparent ainsi la matrice rocheuse en de multiples fragments.

2.5.5 Mise en mouvement des fragments

Cette pression des gaz qui se détendent, s'applique sur les parois des fragments de roche. Il en résulte un champ de force sur chaque fragment qui acquière alors une accélération (selon la loi fondamentale de la dynamique). Sa trajectoire est ensuite dictée par la loi de la gravité et est très comparable à la balistique d'un boulet de canon.

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.

3. ANALYSE DES RESULTATS DES TIRS ACTUELS

INTRODUCTION

Dans cette partie, nous présenterons la méthodologie utilisée à la carrière de Chouf Amar pour l'analyse de la fragmentation basée sur la comparaison de la blocométrie du massif in-situ et de la fragmentation du tas abattu. Nous examinons la méthode actuelle du tir utilisée à Chouf Amar en présentant les paramètres généraux et comparant certains entre eux avec les règles de l'art existantes dans la littérature. Nous présentons ensuite l'analyse des résultats des tirs suivis.

3.1 Méthodologie d'analyse quantitative de la fragmentation

L'efficacité des tirs miniers peut être évaluée par diverses méthodes, en fonction de leurs objectifs. Pour les tirs de production, l'objectif est de produire une distribution granulométrique des blocs adaptés aux engins de chargement et de transport et aux caractéristiques des appareils de concassage et de traitement de minerai. L'optimisation des tirs ne consiste pas toujours à réduire au maximum la quantité d'explosif, mais elle doit être analysée avec l'objectif général d'optimiser la chaîne d'exploitation : foration, tir, chargement des matériaux, concassage et éventuellement traitement.

Par ailleurs, le rendement des tirs est inversement lié à leur nocivité vis à vis de l'environnement. Plus le rendement d'un tir est bon, moins il produit de vibrations et donc moins il est nocif pour l'environnement. Cette conclusion est déduite du fait qu'une partie de l'énergie libérée par l'explosif sert à produire des vibrations et que cette proportion d'énergie perdue dépend de l'efficacité du tir.

Pour juger de l'efficacité des tirs, nous avons utilisé une méthode basée sur la comparaison entre la distribution en taille des blocs du massif rocheux en place et celle des blocs du tas abattu correspondant. Cette comparaison permet d'estimer de façon quantitative la réduction en taille des blocs lors d'un tir.

Cette méthode se déroule en trois étapes :

- Caractérisation du massif rocheux, dans le but d'obtenir une estimation de la taille des blocs in-situ. On réalise pour cela une simulation aléatoire des discontinuités en fonction des lois de distribution des différents paramètres géométriques des discontinuités, qui sont déterminés par traitement statistique de mesures relevées sur le terrain.

- Estimation quantitative de la distribution de taille des blocs du tas abattu par les techniques d'analyse d'image appliquées à des photos prises aléatoirement à la surface du tas.
- Evaluation des résultats par la comparaison entre blocométrie du massif et la granulométrie du tas abattu qui permet d'estimer l'efficacité du tir.

3 .1.1Caractérisation du massif rocheux

Le massif rocheux est un ensemble constitué de deux éléments :

- **la matrice** : c'est la matière constitutive du massif, dont la nature très variable est fonction de ses conditions de genèse. A l'échelle d'un tir, on est souvent en présence de roches de nature diverses, du fait de phénomènes syn ou post génétiques qui peuvent transformer plus ou moins localement la nature de la roche préexistante (altération par exemple), ou mettre en présence des formations différentes (série de sédimentaire, contact par faille,...etc).
- **les discontinuités** : ces sont tous les éléments qui viennent interrompre la continuité de la matrice. Certains sont syngénétiques de la matrice : plans de stratification dans le cas de roches sédimentaires, ou postgénétiques : fractures et structures diverses (joints ou diaclases, faille, etc.)

De plus en fonction des conditions climatiques et géologiques, le massif pourra aussi contenir de l'eau sous diverses formes (eau interstitielle, nappe, karst, etc.

La variabilité de la matrice, la présence de discontinuités et d'eau constituent des hétérogénéités de nature et de structure qui compliquent la réalisation des tirs. Ceci sera traité ultérieurement. Il faut principalement retenir que la principale caractéristique d'un massif rocheux, c'est d'être globalement hétérogène et anisotrope, le massif rocheux a une importance toute particulière dans le cas des tirs car il en est le seul paramètre non modifiable (mis à part l'eau pompable dans une certaine mesure).il conditionne à la fois de tir lui-même mais aussi la foration préalable (rendement, précision géométrique, stabilité des parois des trous etc.). L'étude du massif rocheux et sa caractérisation sont donc indispensables pour la conception et la réalisation d'un tir bien maîtrisé

Différents types de discontinuités l'affectent :

- Les contacts entre minéraux, cimentés ou non (roches sédimentaires et magmatiques)
- Les vides ou porosité (de pore ou de fissure) différentes techniques permettant de les analyser et de les quantifier (microscope, mesure de porosité, ondes ultrasonores, etc.)

La matrice va influencer la foration et le tir à partir de ses propriétés pétro physiques : minéralogie, porosité, teneur en eau, vitesse de propagation d'ondes, etc. et mécaniques : résistance à la compression et au cisaillement, abrasivité, etc.

Dans le domaine du tir, il est évident que le mot roche recouvre la plupart du temps implicitement une notion de dureté et de cohérence certaine. Cependant des cas de tirs dans des sols meubles sont décrits dans la littérature

Un massif rocheux est caractérisé par une matrice correspond à l'assemblage des différents constituants minéraux et par un réseau de discontinuités lié à son histoire géologique. Pour étudier le comportement d'un massif, il est essentiel de connaître son degré de fracturation ainsi que la répartition des discontinuités dans l'espace. L'analyse du réseau de discontinuités nécessite une description complète des propriétés caractérisant les discontinuités. L'analyse statistique de la caractérisation des discontinuités est nécessaire pour tenir compte de la variabilité naturelle de leurs paramètres géométriques. Ces paramètres sont l'orientation et le pendage, l'extension, l'espacement. Il est par contre nécessaire de travailler sur des zones jugées homogènes de point de vue de leur état de fracturation.

3.2 Analyse et interprétation des résultats obtenus

La mise à feu pour l'abattage des roches produit une action dynamique très importante que nous avons schématiquement divisée en deux parties:

- La fragmentation du massif: nous la présentons comme action dynamique forte, elle présente la plus grande part d'énergie produite par la charge explosive, outre la fragmentation, des effets arrière prennent naissance, ils sont néfastes s'ils atteignent des talus de liquidation.
- Les nuisances externes: elles sont considérées comme ayant une action dynamique plus faible, mais elles se propagent plus loin.

3.2.1 L'analyse des résultats des tirs

3.2.1.1-Analyse des causes de provenance des fissures dans la carrière de Chouf Amar

La série carbonatée comprend le minéral turonien et les formations dolomitiques inférieures du canomanien. La fissuration naturelle dans les conditions du Chouf Amar, à une grande part d'influence sur le degré de fragmentation, son étude est obligatoire.

Ces fissures se distinguent par les dimensions de leurs ouvertures (intervalle béant), leur longueur, leur forme, leur position dans l'espace et par d'autres éléments de la structure tectonique (nature des plis, linéations de la texture des roches intrusives,...etc.). Selon les dimensions de l'intervalle béant, on peut distinguer les fissures cachées, fermées et béantes. Les fissures cachées ne sont pas visibles dans la roche intacte et n'apparaissent que quand cette dernière se fend, car elle se divise suivant certaines directions privilégiées. On comprend sous l'expression de fissures fermées des joints visibles à l'œil nu, mais ne présentant pas d'ouvertures marquées. Les fissures ouvertes de part la définition possèdent un intervalle béant.

Suivant la forme on peut distinguer des fissures linéaires, sinueuses ou en zigzag, Leur position dans l'espace peut être définie par des éléments tels que, la direction et le pendage.

La bonne compréhension des conditions de mise en place des fissures et grandement facilitée par la connaissance des règles de leur arrangement mutuel les fissures constituent habituellement des systèmes ou des fissures liées par les conditions de dispositions communes.

Dans les conditions de la carrière de Chouf Amar, de nombreuses observations de situations minières font état de :

1. Une position du pied du gradin non réduite.
2. Des bancs surmontant ce pied des gradins qui avait été poussé au moment du tir et était revenu coulisser en place.
3. Fissuration engendrée par le tir : sur la surface du massif lors du tir se forment 3 zones de déformations :
 - Zones des grandes fissures ;
 - Zones de vibrations ;
 - Zones d'oscillations.

La stratification influe considérablement sur la largeur de la zone de grandes fissures, cette zone et d'habitude le résultat d'un schéma de tir incorrectement choisi et d'un mauvais calcul de la ligne de moindre résistance, de l'intervalle de retard ...etc.

En fonction des conditions de formation, on distingue les types de fissures suivants :

- Les fissures apparaissant dans les roches à la suite du déplacement tectonique des roches minières et qui se distinguent par leur régularité d'orientation et leurs

présentation suivant la direction et le pendage, les plus caractéristiques du gisement de Chouf Amar sont les systèmes de fissures verticales, transversales orientées à travers la direction des couches, la distance entre les fissures est environ 2m.

- Les roches apparaissant dans les roches minières suivant les plans de stratification à la suite de l'irrégularité selon la composition et la structure sous d'influence de la pression des couches supérieures.

Durant la présence d'un seul système de fissure le massif est mieux fragmenté quand la disposition des trous est parallèle au système de fissures.

Dans le cas de plusieurs systèmes de fissures le débit en hors gabarit diminue quand la disposition des trous est parallèles à un système de fissure et perpendiculaire à l'autre système.

Suivant le degré de fissuration dans le massif des roches minières entre deux charges voisines se divisent les roches en catégories :

- Monolithiques : Ne possédant pas de fissures visibles ;
- Peu fissurées : (Gros blocs), possédant quelques fissures visibles et de petites profondeur ;
- Moyennement fissurées : (Blocs moyens), les fissures visibles divisant le massif en blocs de différentes dimensions, soit plus grandes ou plus petites que le hors gabarits ;
- Très fissurées : (Petits blocs), fissures visibles profondes divisant le massif en blocs de petites dimensions (considérablement inférieurs aux morceaux hors gabarits), (voir tableau3.1)

Tab 3.1 : Le degré de fissuration dans le massif des roches minières entre deux charges voisines.

| Catégorie de fissurité des roches | Degré de fissurité du massif | Distance moyenne entre les fissures, m | Proportions dans le massif des blocs % avec les dimensions en m | | | |
|-----------------------------------|--|--|---|--------|------------|-----------------|
| | | | 0,3 | 0,5 | 0,7 | 1,0 |
| I | Roches exclusivement fissurées (en petits blocs) | Jusqu'à 0,1 | 10 | 5 | 0 | Ne contient pas |
| II | Roches de grande fissurité (en blocs moyens) | 0,1÷0,5 | 10÷70 | 5÷40 | Jusqu'à 30 | Jusqu'à 5 |
| III | Roches de moyenne fissurité (en gros blocs) | 0,5÷1,0 | 70÷100 | 40÷100 | 40÷80 | 5÷40 |
| IV | Roches de faible fissurité (entre gros blocs) | 1,0÷1,5 | 100 | 100 | 80÷90 | 40÷80 |
| V | Roches pratiquement monolithique | 1,5 | 100 | 100 | 100 | 100 |

3.2.2 Etude de l'abattage des roches et de la structure de la charge d'explosif au niveau de la carrière de Chouf- Amar.

3.2.2.1 Introduction :

Les paramètres de forage et de tir jouent un rôle très important lors du processus de l'abattage des roches dans les carrières et influent d'une manière considérable sur la qualité des tas de roches abattus. Dans les conditions de la carrière de calcaire de Chouf-Amar, l'abattage s'effectue par emploi des explosifs car la dureté des roches est de l'ordre de 10 suivant l'échelle de BRODIAKONOV ; ce sont des roches très difficile au forage et tir, et le massif rocheux dans sa globalité représente des discontinuités suivant différentes directions (fig3.1) et (fig3.2)

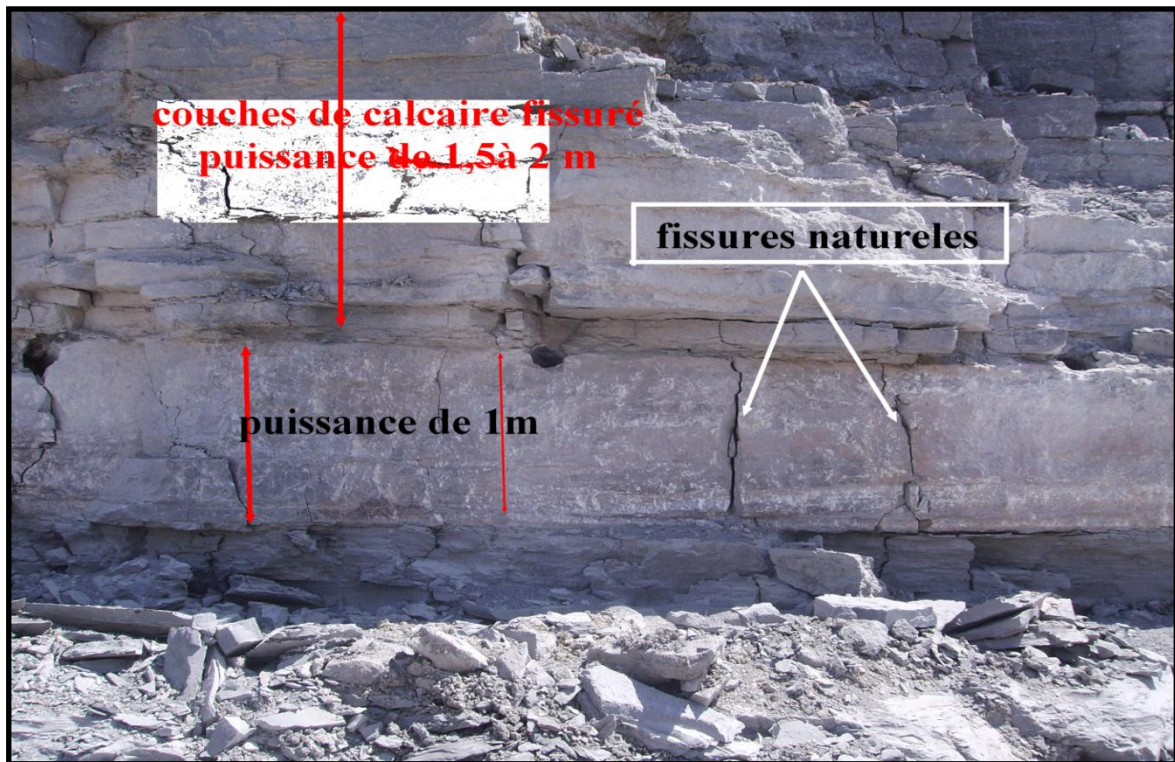


Fig.3.1 Vue du massif rocheux avec des discontinuités

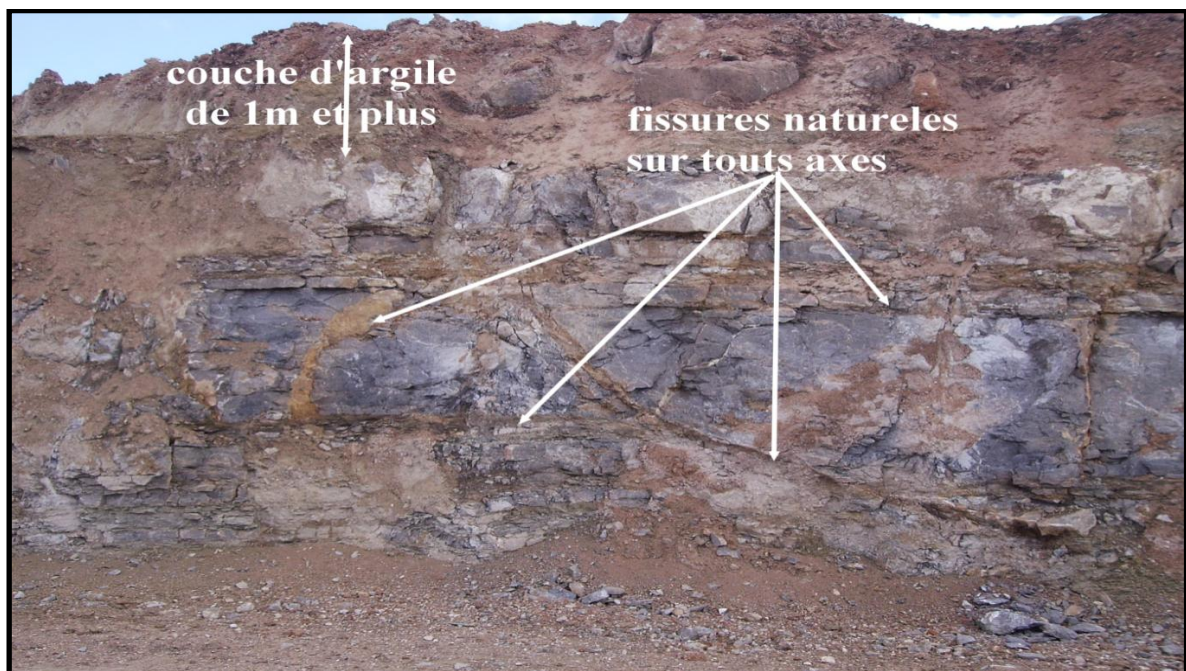


Fig.3.2 vue du massif rocheux montrant des discontinuités horizontales

Durant notre séjour dans la carrière, nous avons constaté que les résultats de l'abattage sont médiocres (sorties des hors gabarits, et la formation du pied du gradin) (fig. 3.3) et (fig. 3.4). Ceci dit, qu'il y a quelque part des anomalies dans la préparation du plan de tir, ou bien une mauvaise étude du massif rocheux. En partant de cela, nous avons effectués des corrections suivant quelques paramètres, et nous espérons que notre collaboration apportera un plus à la carrière de Chouf-Amar situé à Hammam Edalaa la wilaya de M'sila.



Fig. 3.3 Vue du tas de roche abattu avec des hors gabarits



Fig.3.4 Vue du massif rocheux montrant un mauvais tir au niveau du pied du gradin

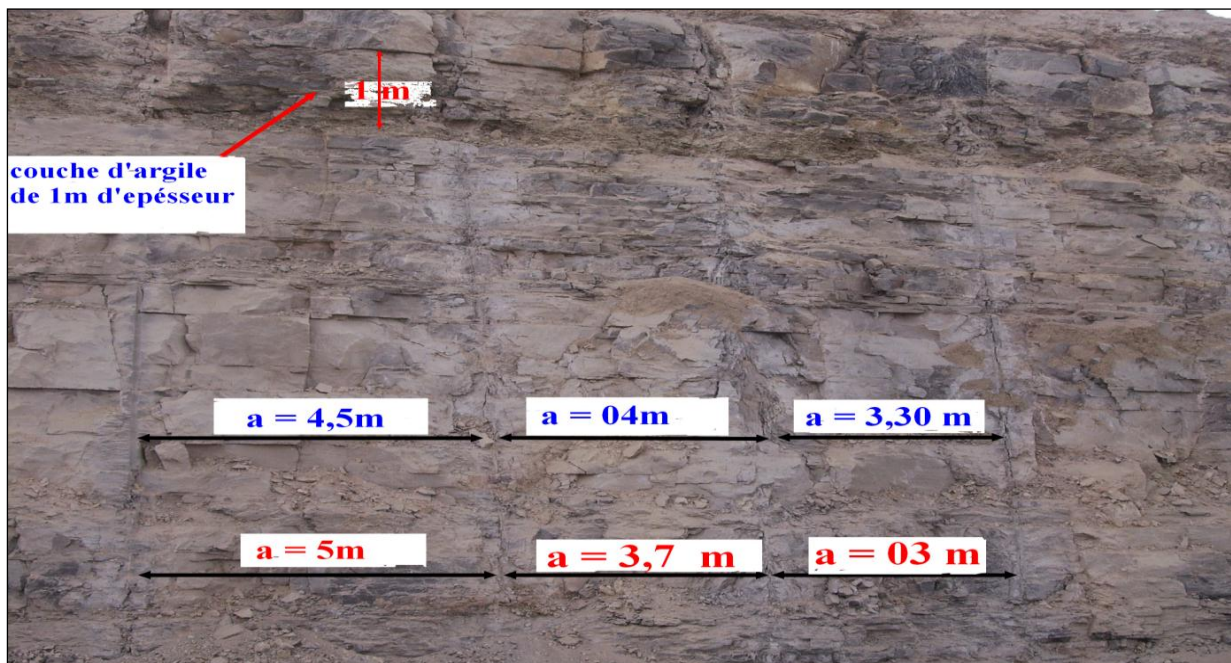


Fig.3.5 Vue montrant la déviation des axes de trous au pied de gradin

La (fig3.5) Représente un schéma montrant l'influence de l'orientation des trous sur la qualité de l'abattage des roches. C'est une réalité au niveau de la carrière de Chouf -Amar.

On peut remarquer sur le schéma que la distance entre les trous située au pied du gradin n'est pas égale à celle située au sommet du gradin. Ce qui implique qu'il y a une anomalie au niveau du forage, c.a. d. le forage ne suit pas l'axe du trou. La valeur exacte de

(a) est de l'ordre de 4m. A la profondeur 20m de l'arrête supérieur du gradin la valeur de (a) change ; on prend comme exemple la distance entre le trou n° 1 et le trou n°2 ($a=4,5m$) sur le même niveau la valeur de (a) sera changé ($a=4m$). Au dessous de ce niveau (-1m), la valeur de (a) entre le trou n°1 et n°2 égale ($a=5m$) plus de 0,5 m par rapport niveau précédent et 1m de la valeur de la distance entre deux trous appliqué dans le plans de tir. Cette anomalie peut influencer sur le volume abattu par un mètre de trou ainsi que sur la valeur de la consommation spécifique d'explosif.

3.2.2.2 Mesures avant le tir

Des tirs de relevage sont effectués après chaque tir pour dégager le pied du gradin. Cependant, sur le front bien dégagé, la fracturation est très dense. D'autre part, la plate forme de travail n'est pas toujours bien nivelée, ce qui influe négativement sur le repérage en altitude des principaux points permettant d'assurer une parfaite maîtrise de la côte du fond du trou. En outre, les petites discontinuités issues des tirs précédents ne sont pas observables sur la plate forme supérieure du gradin. Ceci est dû à la préparation et au traçage de l'aire de déplacement de la sondeuse.

Au niveau de la carrière de Chouf Amar la longueur des fissures est très variée, habituellement elles ont une longueur qui peut atteindre quelques dizaines de mètres.

Ces observations sont relevées avant chaque tir et les caractéristiques de foration (diamètre et maille) restent globalement constantes pour les prochains tirs.

3.2.2.2.1 Effets du caractère géologique

Les études lithologique et structurale du talus du gradin doivent être accomplies avant les tirs; à noter: les principaux systèmes de discontinuités, l'orientation des couches par rapport au front, l'épaisseur des couches et le remplissage des joints de stratification et des fractures. Ces observations sont confirmées par les caractéristiques de la foration (vitesse d'avancement, pression,...).

Avant tout forage, l'engin doit être positionné correctement et la longueur et l'inclinaison du trou sont programmées. La pression de rotation peut être réglée sans le forage. Le régime de la vitesse de forage appropriée s'effectue par rapport au type de couronne de forage utilisée et aux caractéristiques de la roche, quand le moteur tourne à son régime maximal (Tableau3.2). La roche tendre exige normalement une vitesse de rotation élevée, alors que la roche dure exige une vitesse de rotation faible.

La réalisation du passeport des trous se fait en fonction des données relatives au métrage et à la vitesse d'avancement affichées sur l'écran de la sondeuse.

Tab3.2: Détermination de la vitesse de rotation en fonction du diamètre de forage.

| | | | | | | | |
|---|---------|--------|---------|---------|--------|---------|---------|
| Dimension de la couronne de forage (mm) | 95 | 110 | 115 | 127 | 140 | 152 | 165 |
| Vitesse de rotation (tr/mn) | 70 - 80 | 60 -70 | 50 - 60 | 45 - 55 | 40 -50 | 35 - 45 | 30 - 40 |

L'explosion est accompagnée par un nuage de poussière avec de la fumée rousse ou grisâtre et par la projection de fragments de roches sur plusieurs centaines de mètres.

3.2.2.3 Mesures après le tir:

Pour apprécier la qualité du massif rocheux restant en place après le tir, deux domaines d'analyse sont appréhendés : un premier se limitant à l'analyse de surface du massif, puis un second s'intéressant au massif plus en profondeur (évaluation des effets arrière)

3.2.2.3.1 Analyse de la surface

Après chaque tir, les mesures blocométriques des matériaux abattus, l'état talus, les effets arrière après dégagement des matériaux sont systématiquement enregistrés. La fragmentation et le foisonnement du massif abattu sont évalués par un suivi de chargement de camions où le temps de remplissage du godet est chronométré. Il semble que ce temps puisse indiquer la rapidité et la capacité de pénétration des dents du godet dans le tas des matériaux abattus. Ce paramètre, bien qu'il dépende fortement du machiniste et de sa méthode de travail, il dépend également de la fragmentation. Si la masse rocheuse est mal fragmentée et peu foisonnée, le godet aurait du mal à excaver les blocs et le temps de remplissage devient plus important (Tableau 3.3).

Tab 3.3: Récapitulatif des mesures relatives à la fragmentation

| Caractéristiques des tirs | | | | | Temps / godet(s) |
|---------------------------|----------------------------|---------------------|--------------------------------------|----------|------------------|
| Altitude (m) | Hauteur des gradins (m) | Nombre des trous | Quantité d'explosifs dans un trou | | |
| | | | MarmaniteII (kg) | N18 (kg) | |
| 1080 | 20 | 52 | 12 ,5 | 138 | 13,52 |
| 1080 | 20 | 50 | 18 ,75 | 131,25 | 12,10 |
| 1020 | 20 | 53 | 25 | 125 | 12.18 |
| 1020 | 20 | 55 | 31,25 | 118,75 | 11.92 |

Les observations relatives aux talus et à la plate forme supérieure du gradin ne permettent pas de préciser la part de la fracturation du massif provoquée par l'emploi des explosifs. Il n'en demeure pas moins que les dimensions de la zone perturbée du massif constituent un des principaux indices caractérisant l'influence des travaux de tir sur la stabilité des gradins. La détermination exacte des limites de cette zone a une importance capitale, surtout lors de la réalisation des travaux choix du schéma de tir optimal. Les zones des grandes discontinuités et des petites discontinuités se forment à l'arrière du cratère. La zone des grandes discontinuités se caractérise par des fissures profondes de 3,2 à 4,5 mètres en moyenne et de 0,02 à 0,07 m d'ouverture. Quant à la zone des petites discontinuités, elle se caractérise par la présence de fissures avec des ouvertures inférieures à 0,02m. Les mesures des différentes discontinuités ainsi que le rayon du cratère après 20 tirs dans les différents quartiers de la carrière sont présentées dans le Tableau 3.4.

Tab 3.4 : Résultats récapitulatifs des mesures après 20 tirs.

| Quartier Caractéristiques | Chouf Amar 20 tirs |
|--|-------------------------------------|
| Résistance à la compression (kgf/cm ²) | 1000 |
| Rayon du cratère (m) | 1.5 -2.4 |
| moyenne | 2.38 |
| variance | 0.112 |
| écart type | 0.335 |
| Grandes discontinuités (m) | 2,2 – 2,7 |
| moyenne | 2,46 |
| variance | 0,053 |
| écart type | 0,23 |
| Petites discontinuités (m) | 9,2 – 10,6 |
| moyenne | 9,98 |
| variance | 0,328 |
| écart type | 0,573 |

Après les travaux miniers près des bords des mines à ciel ouvert et du Les dimensions des discontinuités diminuent tout en s'éloignant du cratère. Sur le tableau 3.5 sont représentées les dimensions moyennes des ouvertures observables à plusieurs distances du tir.

Tab 3.5 : Estimation moyenne des ouvertures sur la plate-forme supérieure du gradin après le tir.

| Distance à partir du tir (m) | Ouverture (cas d'une fracture par mètre) (cm) | Ouverture (cas de deux fractures par mètre) (cm) |
|---|--|---|
| 3,5 | 28 | 12 |
| 6 | 40 | 9 |
| 14 | 15 | 5 |



Photo après le tir au niveau 1020m, de hauteur du gradin égale à 20m en remarque la présence des fissures avec différentes ouvertures

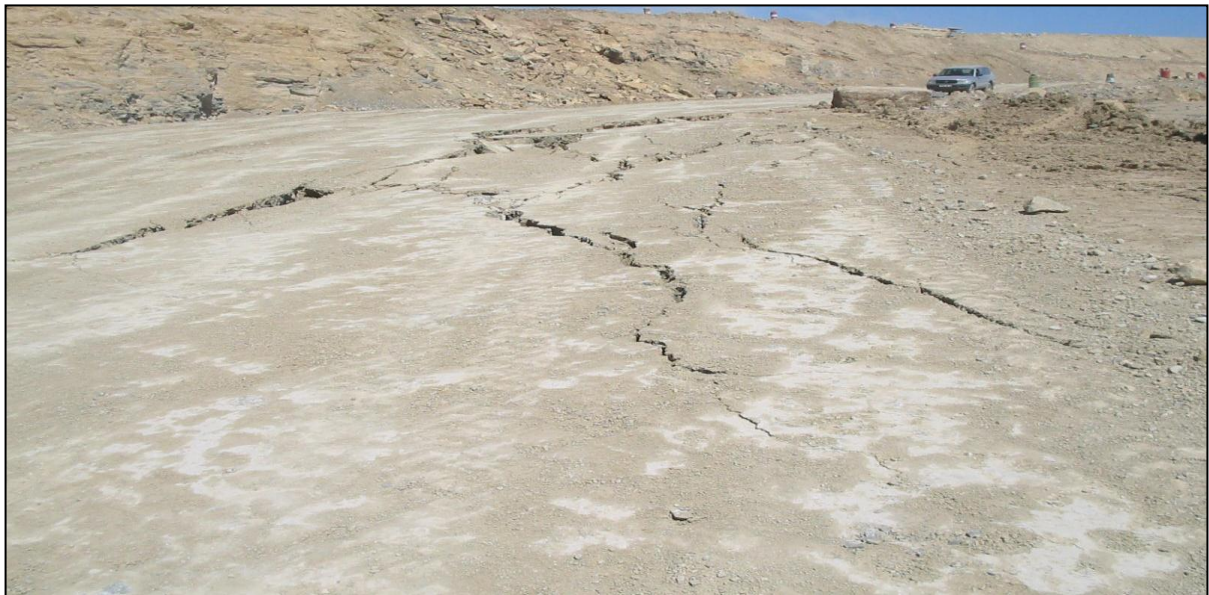


Photo des résultats de fissuration après le tir au niveau 1080 dans la plate forme de travail en remarques des fissures dans cette zone

Fig3.6 Photos des résultats de fissuration après le tir

3.3 Analyse de la fragmentation des tirs actuels

Dans cette partie, nous présenterons la méthodologie utilisée à la carrière de Chouf Amar pour l'analyse de la fragmentation basée sur la comparaison de la blocométrie du massif in-situ et de la fragmentation du tas abattu. Nous examinons la méthode actuelle du tir utilisée à Chouf Amar en présentant les paramètres généraux et comparant certains entre eux avec les règles de l'art existantes dans la littérature. Nous présentons ensuite l'analyse des résultats des tirs suivis.

3.3.1 Mesure de la fracturation sur le terrain

Après l'identification géologique et mécanique des principales discontinuités présentées dans le massif, et si nécessaire la partition en zones homogènes, il est nécessaire de passer à un levé systématique de la fracturation. Ces relevés peuvent s'effectuer suivant la méthode de la ligne d'échantillonnage dans plusieurs directions de l'espace de manière à éviter au maximum les biais statistiques. L'orientation et le pendage de chaque discontinuité interceptée par la ligne d'échantillonnage sont notés ainsi que l'espacement, la longueur de trace, l'ouverture, le remplissage et la rugosité.

La mesure de fracturation par la ligne d'échantillonnage donne des résultats biaisés. Les paramètres biaisés sont : orientation, extension et espacement. Pour estimer et corriger les biais des mesures, on peut se référer aux travaux antérieurs réalisés dans ce domaine (Tarzaghi, 1965, Priest et Hudson, 1981, sen et Kazi, 1984).

3.3.1.1 Classification des discontinuités.

L'analyse des discontinuités relevées commence par leur regroupement en différentes familles. Par rapport à la longueur totale du profil, on peut donner une valeur correspondante au nombre de fractures recoupées par mètre de profil.

Sur le même profil, on relève pour toutes les discontinuités leur ouverture, au moyen de petites cales d'épaisseur variable que l'on introduit dans chaque discontinuité et classer toutes les ouvertures relevées.

Plusieurs classes sont ainsi relevées :

- ouverture : 0 mm la fissure est fermée
- classes d'ouverture variable :]0, 2]]2, 4]]4, 6]]6, 8]]8, 10]]10, 25]
- classe d'ouverture : >25mm

Ces valeurs d'ouverture mettent bien en évidence les différences de qualité du massif rocheux d'un gradin par rapport à un autre.

3.1.2 Distribution en taille des blocs.

Pour pouvoir comparer les distributions en taille de blocs du massif rocheux et des tas abattus, on peut ajuster une loi théorique aux données expérimentales où on prend quelques points de la courbe ajustée comme indice du massif ou du tas.

La taille moyenne de distribution (50% de passants) et les tailles correspondantes à 25 et 75% de passants sont trois indices qui sont couramment utilisés par différents auteurs pour décrire la granulométrie du tas. Par ailleurs, certains auteurs ont préféré ajuster des lois théoriques aux données expérimentales. Les lois couramment utilisées sont : la loi log-normale, la loi bi-logarithmique ou de Gaudin-Schuman et la loi Rosin-Rammler. Dans notre étude la fonction de distribution de probabilité de Rosin Rammler est employée pour décrire la blocométrie du massif in-situ et la granulométrie des tas abattus. Cette distribution est exprimée par la relation suivante :

3.3.2 Indice de fragmentation

L'évaluation de l'efficacité de la fragmentation est fondée sur la comparaison de la distribution de taille de blocs du massif et celle de tas abattus. La notion de l'indice de fragmentation permet d'effectuer cette comparaison. Il est égal au rapport de la taille caractéristique de la blocométrie du massif rocheux (X_{cm}) à celle de la granulométrie du tas abattu (X_t)

$$IF = \frac{X_{cm}}{X_t} \quad (21)$$

3.3.3 La géométrie du plan de tir

Dans la carrière de Chouf Amar la ligne de la résistance au pied du gradin est mesurée directement sur le chantier d'après plusieurs tir et on fait une comparaison entre W_{moy} mesuré et calculé.

Tab 3.6 Comparaison entre les valeurs de « w » calculée et mesurée sur le terrain.

| Types de roches | Hauteur des gradins, m | W calculée, m | W_{moy} mesurée, m | Φ des trous, mm |
|-----------------|---------------------------|------------------|----------------------|-------------------------|
| Calcaire | 20 | 4,13 | 5 | 110 |

On remarque que la valeur de la ligne de la résistance au pied du gradin « w » calculée est inférieure à celle mesurée sur le terrain.

3.4 Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur le degré de fragmentation des roches fissurées

La consommation d'explosif, dont dépend la réserve totale de l'énergie de la charge, est un des facteurs qui influent bien sur l'action de destruction des explosifs et sur la qualité de fragmentation des roches, l'expérience riche des travaux de tir depuis 100 ans témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif permet de faire varier à volonté ce degré de fragmentation.

En fin de compte, on a vu qu'on a surestimé le rôle de la consommation spécifique de l'explosif, et vu les jours une opinion qui estime qu'avec la variation de la consommation spécifique d'explosifs, il est possible d'obtenir la qualité de fragmentation escomptée.

Ce ci est vrai dans une certaine mesure pour la fragmentation des roches monolithiques.

Les travaux expérimentaux effectués dans les conditions de laboratoire par

Dr. BARAN et Litechely G. montrent que lors de l'explosion du modèles similaires les roches monolithiques, l'augmentation de la charge d'explosif de 1.5 g jusqu'au 3.5g diminue le débit des grosses fractions de 77 à 27% c'est-à-dire 2.86 fois. Sur les modèles similaires les roches fissurées dans les même conditions, la grosse fraction diminue de 98 à 73% soit de 1.34 fois en de même, avec l'augmentation du degré de fissurité du massif, l'influence de la masse spécifique de la charge sur la qualité de la fragmentation des roches diminue.

3.4.1 Calcul de l'indice de forabilité : "D_f".

Il est déterminé par la formule suivante :

$$D_f = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression (du calcaire)

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \Rightarrow \sigma_c = f \cdot 100 = 10 \cdot 100 = 1000 \text{Kgf} / \text{cm}^2$$

τ : Résistance au cisaillement

$$\tau = (0,16 \div 0,33)\sigma_c = 0,33 \cdot 1000 = 330 \text{Kgf} / \text{cm}^2$$

γ : La densité du calcaire : $\gamma = 2,65 \text{Kgr} / \text{dm}^3$

Donc :

$$Df = 0,007(1000 + 330) + 0,7.2,65 = 11,18.$$

Après calculer l'indice de forabilité on cherche dans tableau au dessous quelle est le type de forabilité, leur classe et catégorie (tableau de classification de la forabilité des roches selon *V.RJEVESKI*).

Tab 3.7 : classification de la forabilité des roches.

| Types de forabilité | D_f | classes | catégories |
|---------------------------|------------------------------------|----------|---------------------------|
| Forabilité très facile | ≤ 05 | 1 | 1, 2, 3, 4, 5 |
| Forabilité facile | $5,1 \div 10$ | 2 | 6, 7, 8, 9, 10 |
| Forabilité moyenne | $10,1 \div 15,1$ | 3 | 11, 12, 13, 14, 15 |
| Forabilité difficile | $15,1 \div 20$ | 4 | 16, 17, 18, 19, 20 |
| Forabilité très difficile | $20,1 \div 25$ | 5 | 21, 22, 23, 24, 25 |

3.4.2 Calcule de la consommation spécifique étalon : " q_{et} " (tirabilité).

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$q_{et} = 0,02(\sigma_c + \sigma_{tr} + \tau) + 2\gamma(gr/m^3)$$

Où :

σ_c : La résistance à la compression uniaxiale du calcaire

$$\sigma_c = f.100 = 10.100 = 1000Kgf/cm^2$$

σ_{tr} : Résistance à la traction du calcaire

En pratique minière, il existe une relation empirique entre σ_c et σ_{tr}

$$\text{Ainsi : } \sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12)\sigma_c.$$

Dans notre cas on prend $\sigma_{tr} = 0,12\sigma_c$ pour trouver la valeur maximale de la résistance des roches à la traction ; donc $\sigma_{tr} = 0,12\sigma_c = 0,12.1000 = 120Kgf/cm^2$

τ : Résistance au cisaillement du calcaire, $\tau = 330Kgf/cm^2$.

γ : La masse volumique du calcaire, $\gamma = 2,65Kg/dm^3$.

Finalement, $q_{et} = 0,02(1000 + 120 + 330) + 2.2,65 = 34,36gr/m^3$.

Selon le tableau situé au dessous, il s'agit d'un calcaire à tirabilité très difficile avec la classe 4 et la catégorie 16/17.

Tab 3.8 Classification de la tirabilité des roches.

| Types de tirabilité | q_{et} (gr/m ³) | classes | catégori |
|------------------------------------|-------------------------------|----------|------------------------|
| Tirabilité facile | ≤ 10 | 1 | 1, 2, 3, 4, 5 |
| Tirabilité moyenne | 10,1÷20 | 2 | 6, 7, 8, 9, 10 |
| Tirabilité difficile | 20,1÷30 | 3 | 11, 12, 13, 14, |
| Tirabilité très difficile | 30,1÷40 | 4 | 16, 17, 18, 19, |
| Tirabilité exclusivement difficile | 40,1÷50 | 5 | 21, 22, 23, 24, |

3.4.3 Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet " q_p ".

Dans les conditions naturelles, on détermine la consommation spécifique de l'explosif sur la base de la consommation spécifique étalon tout en tenant compte de la nature de l'explosif à utiliser de la fissurité du massif ; du degré de fragmentation rechercher ; de la quantité de la charge, du nombre de surface dégagées ...etc.

La formule empirique qui permet donc de calculer la consommation spécifique de projet est la suivante :

$$q_p = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}; gr/m^3.$$

Où :

q_{et} : La consommation spécifique étalon de l'explosif

$$q_{et} = 34,36 kg/m^3$$

Elle servira de base après avoir exclue l'influence d'autres facteurs sur l'indice de tirabilité et pour les roches à tirabilité très difficile

$$q_{et} = (30,1 \div 40) gr/m^3 \text{ (selon le tableau 3.8).}$$

k_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé est déterminé par la formule suivante ;

$$k_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif étalon, $A_{et} = 360$

A_{ut} : Aptitude de travail de l'explosif utilisé, $A_{ut} = 320$

Donc :

$$k_{ex} = \frac{360}{320} = 1,125.$$

K_f : Coefficient tenant compte l'influence de la fissuration du massif

$$K_f = 1,2 \times lm + 0,2$$

Où :

lm : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

La valeur moyenne entre 02 fissures, est estimée à 2 m.

$$\text{Donc : } K_f = 1,2 \times 2 + 0,2 = 2,6$$

K_d : Coefficient qui tient compte de degré de la fragmentation demandée

$$K_d = 0,5/d_m, \text{ Avec } d_m = 0.175 \sqrt[3]{E^2}$$

E: Capacité du godet de chargeuse utilisé dans la carrière, $E = 8,4 \text{ m}^3$

$$d_m = 0.175 \sqrt[3]{(8,4)^2} = 0,72$$

$$\text{Donc : } K_d = \frac{0,5}{0,72} = 0,69$$

K_c : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge

$K_c = (0,7 \div 0,8)$ Pour les roches à tirabilité très difficile.

Dans notre cas, la tirabilité des roches est très difficile, on prend $K_c = 0,8$

K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{Hgr}}$$

Dans la carrière de calcaire de Chouf- Amar la hauteur du gradin est de l'ordre de 20 m.

$$\text{Donc } K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{20}} = 0,90$$

K_{sd} : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

$K_{sd} = 10$ Pour un surface dégagée

Donc :

$$q_p = 34,36 \times 1,125 \times 0,80 \times 0,69 \times 2,6 \times 0,90 \times 10 = 498,42 \text{ gr} / \text{m}^3 = 0,49 \text{ kg} / \text{m}^3$$

$$q_p = 0,49 \text{ kg} / \text{m}^3$$

Au niveau de la carrière de calcaire de Chouf -Amar la consommation spécifique d'explosif est varié entre $(0,5 \div 0,55) \text{ kg} / \text{m}^3$.

3.5 Calcul des paramètres de forage et de tir proposé

3.5.1 longueur d'excès (sous-forage) "l_s".

$$l_s = (10 \div 15)Dtr, (m)$$

Où :

Dtr :Diamètre du trou est égale 110 mm

Dans notre cas, la tirabilité est très difficile : $q_{ét} = 34,36 \text{ gr/m}^3$

Donc, on prend $l_s = 15Dtr = 15.0,110 = 1,65m$

3.5.2 longueur du trou : "L".

$$L = \frac{Hgr}{\sin \beta} + l_s, (m)$$

Où :

Hgr :Hauteur du gradin, $Hgr = 20 \text{ m}$

β : Angle d'inclinaison du trou, ($^\circ$), $\beta = 72^\circ$

Ainsi, $L = \frac{20}{\sin 72} + 1,65 = 22,67 \text{ m}$

3.5.2.1 caractéristiques techniques d'explosifs utilisés.

dans la carrière de Chouf Amar sont utilisé 2 types d'explosifs :le marmaniteII et N18 ,sont caractéristiques est présenté dans le tableau3.9

Tab 3.9 : Caractéristiques technique 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 :cm3/10g | 320 | 360 |
| Couleur | Gris | Gris |
| Nature | poudre | encartouche |
| Poids Kg | 20 Kg de sac | 1,25Kg |

3.5.3 capacité métrique du trou: "P".

$$P = \frac{\pi Dtr^2}{4} \cdot \Delta_{moy}; (kg / m)$$

Où :

D_{tr} : Diamètre du trou , $D_{tr}=110 \text{ mm } =0,110\text{m}$

Δ_{moy} : Densité moyenne d'explosif utilise, (kg/m^3)

Dans la carrière de Chouf Amar on utilise marmaniteII et N18

avec $\Delta_{N18}=0,95 \text{ t}/\text{m}^3=950\text{kg}/\text{m}^3$ (densité d'explosif :N18)

$\Delta_m=0,98 \text{ t}/\text{m}^3=980 \text{ kg}/\text{m}^3$ (densité d'explosif marmaniteII)

$$\Delta_{moy} = \frac{\Delta_{N18} \cdot 86\% + \Delta_m \cdot 14\%}{100\%} \text{ Kg} / \text{ m}^3$$

$$\Delta_{moy} = \frac{950 \cdot 86\% + 980 \cdot 14\%}{100\%} = 954,20 \text{ Kg} / \text{ m}^3$$

(14% du marmanite II dans le trou)

(86% de N18 dans le trou)

Ainsi, $P = \frac{3,14 \cdot (0,11)^2}{4} \cdot 954,20 = 9,06 \text{ kg} / \text{ m}$

3.5.4 Ligne de résistance des roches au pied du gradin "W".

Pour $\beta < 90^\circ$ on utilise la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \cdot m \cdot q \cdot H_{gr} \cdot L \cdot P} - P}{2 \cdot m \cdot q \cdot H_{gr}}, (m)$$

Où :

P : Capacité métrique du trou, $P=9,06(\text{kg}/\text{m})$.

m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous :

$$m = (0,8 \div 1,2).$$

$$\left\{ \begin{array}{l} m = 0,8 \text{ pour les roches très dures, } (f > 12) \\ m = 1,0 \text{ pour les roches dures, } (6 < f \leq 12) \\ m = 1,2 \text{ pour les roches assez dures, } (f \leq 6) \end{array} \right.$$

Dans notre cas le calcaire est de $f=10$

Donc, on prend $m=1$

q : Consommation spécifique de l'explosif utilisée, $q=0,49 \text{ kg}/\text{m}^3$

H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr}=20(\text{ m})$

L : Longueur du trou, $L=22,67(\text{ m})$.

$$\text{Ainsi, } W = \frac{\sqrt{(9,06)^2 + 4.1.0,49.20.22,67.9,06} - 9,06}{2.1.0,49.20} = 4,13 \text{ m}$$

3.5.4.1 vérification de la sécurité du travail (sur le gradin).

La ligne de résistance des roches au pied du gradin "W" doit être vérifiée par la relation suivante : $W \geq W_s$

$$W_s = H_{gr} (\cotg \alpha - \cotg \beta) + c, \text{ (m).}$$

Où :

α : Angle du talus du gradin, $\alpha = 72^\circ$.

β : Angle d'inclinaison du trou, $\beta = 72^\circ$.

H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 20 \text{ m}$.

c : Distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arête supérieure du gradin, $c = 4 \text{ m}$.

$$\text{Ainsi, } W_s = 20(\cotg 72 - \cotg 72) + 4 = 4 \text{ m}$$

La relation de sécurité de travail est vérifiée car : $4,13 > 4$

3.5.5 Distance entre deux (2) trous "a" .

$$a = m \cdot w, \text{ (m).}$$

où :

m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous, $m = 1$

w : ligne de résistance des roches au pied du gradin, $w = 4,13 \text{ m}$.

Ainsi, $a = 1 \times 4,13 = 4,13 \text{ m}$. (dans la carrière de Chouf Amar : $a = 4 \text{ m}$)

3.5.6 Distance entre deux 2 rangées de trous "b".

- $b = a, \text{(m)}$: pour une maille carrée.
- $b = 0,8a, \text{(m)}$: pour une maille en quinconce.

Dans la carrière de Chouf Amar est utilisé la maille carrée

Donc :

$$b = a = W = 4,13 \text{ m.} \quad (\text{dans la carrière de Chouf Amar } b = 4 \text{ m})$$

3.5.7 quantité d'explosif dans un trous "Q".

On utilise dans ce cas la formule pour n rangée de trous ; $n \geq 2$

$$Q = q \cdot a \cdot b \cdot H_{gr}, \text{ (kg/trou).}$$

Où :

q : Consommation spécifique de l'explosif utilisé, $q = 0,49 \text{ kg/m}^3$

a : Distance entre 2 trous, $a = 4,13 \text{ (m)}$.

b : Distance entre 2 rangée de trous, $b=4,13(m)$.

Hgr : Hauteur du gradin, $Hgr=20m$.

Ainsi, $Q = 0,49.4,13.4,13.20=167,15 (kg/trou)$.

Au niveau de la carrière de Chouf Amar, la structure de la charge explosive est continue.

3.5.8 Longueur de bourrage.

$$L_b = (20 \div 30)D_{tr}$$

$$L_b = 20 \times 0,11 = 2,2 \text{ m}$$

3.5.9 Longueur de la charge explosive " L_{ch} ".

$$L_{ch} = L_{tr} - L_b$$

$$L_{ch} = 22,67 - 2,2 = 20,47 \text{ m}$$

3.5.10 volume du bloc " V_{bl} ".

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{N_{t/s} \cdot N_s}, (m^3)$$

Où :

P_{an} : Production annuelle planifiée par la carrière, $P_{an} = 1446268,65 \text{ m}^3/\text{an}$

$N_{t/s}$: Intervalle entre deux tirs successifs, $N_{t/s} = 1$.

N_s : Nombre de semaines ouvrables par an, $N_s = 49$ semaines.

$$\text{Ainsi : } V_{bl} = \frac{1446268,65}{1.49} = 29515,68 \text{ m}^3$$

3.5.11 surface du bloc " S_{bl} ".

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{Hgr}, (m^2)$$

$$S_{bl} = \frac{29515,68}{20} = 1475,78 (m^2)$$

3.5.12 longueur du bloc " L_{bl} ".

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A}, (m)$$

Où :

A : Largeur d'enlevure, $A = W+(n-1).b$, (m).

Où :

n : Nombre de rangées de trous, $n = 2$ rangée de trous.

b : Distance entre 2 rangées de trous : $b = 4,13 \text{ m}$

Ainsi, $A = 4,13 + (2-1) \cdot 4,13 = 8,26 \text{ m}$

Finalement : $L_{bl} = \frac{1475,78}{8,26} = 178,66 \text{ m}$

3.5.13 volume des roches abattues par trou " V_{tr} ".

$$V_{tr} = a \cdot W \cdot Hgr = 4,13 \cdot 4,13 \cdot 20 = 341,13 \text{ (m}^3\text{/trou)}$$

3.5.14 nombre de trous dans un bloc " N_{tr} ".

$$N_{tr} = \frac{A \cdot L_{bl}}{a \cdot b}, (\text{trous})$$

Où :

L_{bl} : Longueur du bloc, $L_{bl} = 178,66 \text{ m}$.

A : Largeur d'enlèvement, $A = 8,26 \text{ m}$.

$$N_{tr} = \frac{8,26 \cdot 178,66}{4,13 \cdot 4,13} = 86,76 \approx 87 \text{ trous}$$

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivants :

Tab 3.10 : comparaison entre la variante utilisée et la variante proposée.

| Paramètre | Symboles | Valeur utilisée | Valeur Calculé | unité |
|---------------------------------------|----------|-----------------|----------------|-------------------|
| Diamètre du trou | D_{tr} | 110 | 110 | mm |
| Longueur du trou | L_{tr} | 22 | 22,67 | m |
| Longueur du sous forage | L_s | 2 | 1,65 | m |
| Consommation spécifique de l'explosif | q | 0,53 | 0,49 | Kg/m ³ |
| Ligne de résistance au pied du gradin | W | 5 | 4,13 | m |
| Distance entre les rangées | b | 4 | 4,13 | m |
| Distance entre les trous | a | 4 | 4,13 | m |
| Masse de la charge dans un trou | Q_{ch} | 150 | 167,15 | Kg |
| Longueur de bloc à tirer | L_{bl} | 136,79 | 178,66 | m |
| Nombre des trous dans un bloc | n_{tr} | 55 | 87 | - |

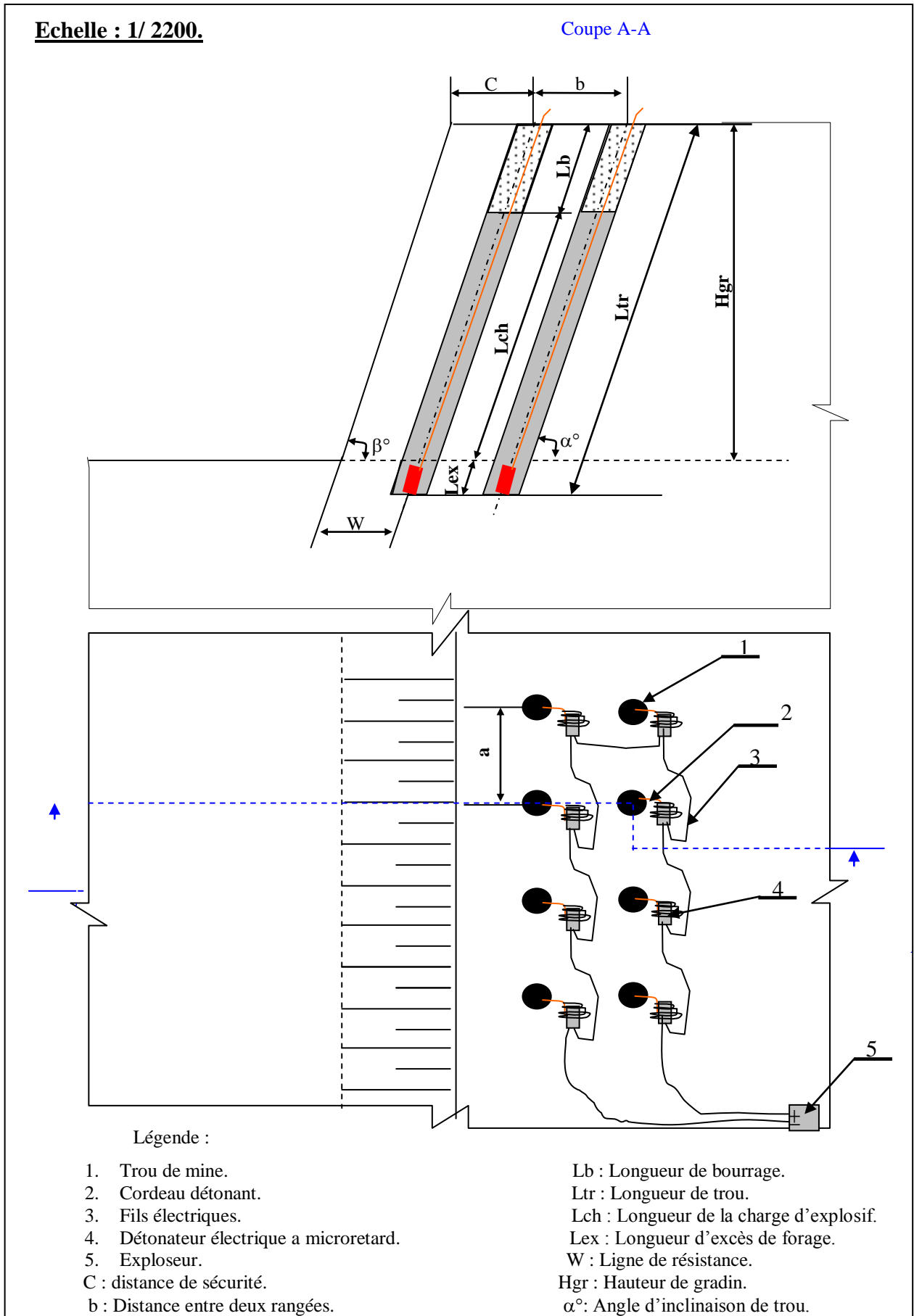


Fig3.7 : Schéma de Plan de tir.

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.

L'une des causes des survenant de hors gabarits dans la carrière de Chouf Amar est due par le fait que le foreur n'est pas guidé lors de la foration, c'est lui-même qui fait l'importation des trous et les positionnent alors les faits doivent être d'autant plus pragmatiques et rigoureux pour aboutir à un résultat satisfaisant.

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.

4. LES NUISANCES DUES AU TIR

4.1 Introduction

Lors d'un tir d'abattage toute l'énergie transmise au massif et qui ne sert pas à abattre ou à fragmenter la roche se retrouve sous forme de nuisances.

Il est important que le concepteur d'un plan de tir s'attache à obtenir le meilleur rendement possible tant sur le plan économique que de la protection de l'environnement.

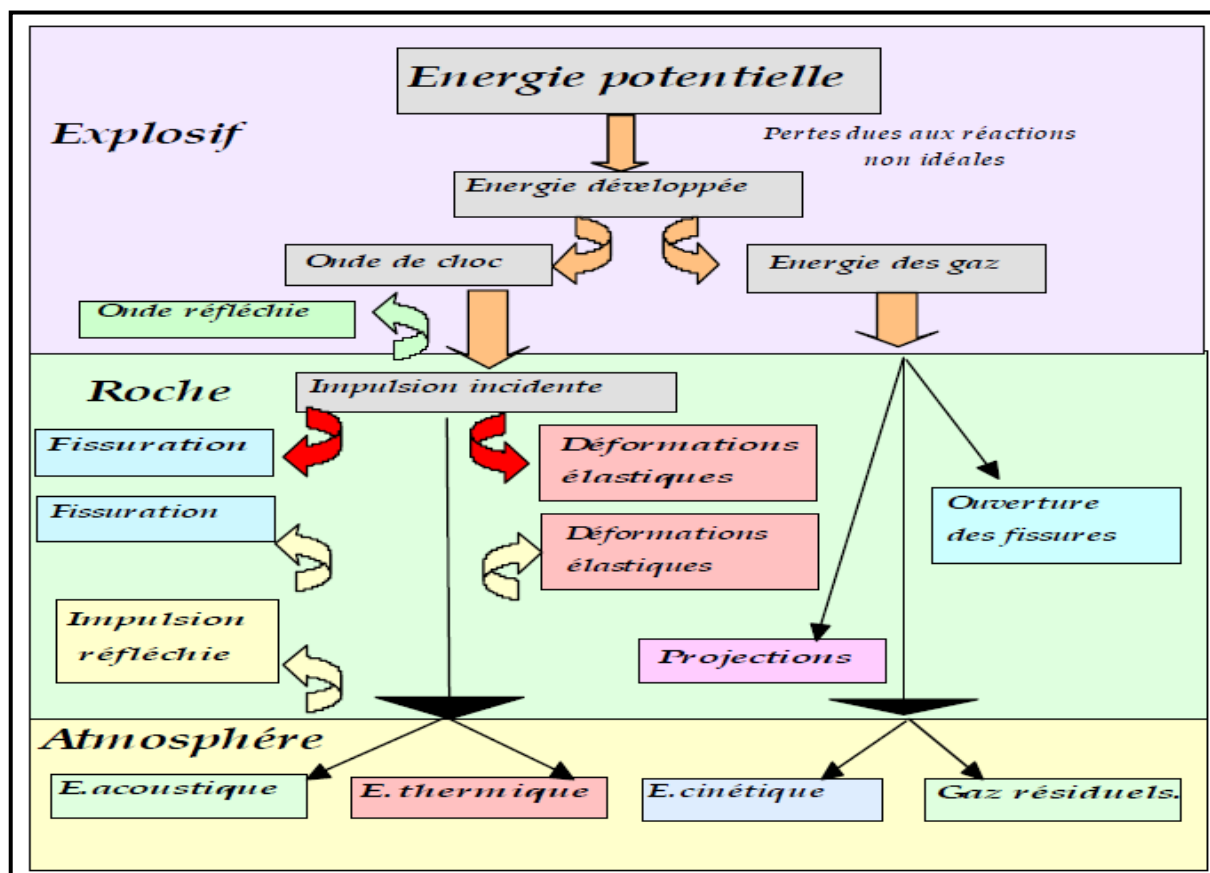


Fig 4.1 organigramme d'énergie potentiel des nuisances de tir

Les principales nuisances liées au tir de mines sont :

- les vibrations, liées à la déformation élastique des matériaux
- les projections,
- le bruit ou énergie acoustique,
- la production de gaz résiduel toxique.

Il ne sera pas traité dans ce chapitre des poussières. La proportion de ces dernières produite par les tirs sont faibles par rapport à celle générées par l'activité générale de l'exploitation notamment le chargement, roulage et le concassage, criblage.

4.2 Les vibrations sismiques

Le contrôle des vibrations émises par les tirs est devenu une préoccupation majeure des exploitants de carrière ou des responsables de chantiers de terrassement à l'explosif.

Elle s'appuie sur l'arrêté du 22 septembre 1994 qui définit :

- la méthodologie,
- les valeurs limitent,
- une loi de pondération en fonction des fréquences.

L'apparition sur le marché d'appareils de mesure de plus en plus performants et faciles d'emploi et la commercialisation récente des détonateurs électroniques permettent d'envisager des méthodes de réduction des vibrations de plus en plus efficaces et sûres.

Ces méthodes nous étudions :

- la méthode de charges unitaires instantanées (MCUI)
- la méthode temporelle
- la méthode des énergies
- la méthode mixte dite « générale ».

Cette dernière qui associe la MCUI et la méthode temporelle semble la mieux adaptée à la réduction du niveau des vibrations des tirs de mines en carrière et TP de surface. AFTES (2001).

4.2.1 Définitions :

La détonation d'une charge d'explosif dans le sol libère une énergie de choc liée à l'énergie cinétique des gaz. Elle crée autour de la cavité d'explosion des contraintes de compression et de traction. La rapidité d'amortissement de cet ébranlement est fonction de la réponse élastique du terrain.

La perturbation ainsi créée est constituée d'une série d'oscillations. Elle présente des fronts d'ondes de nature vibratoire dont les caractéristiques mécaniques sont :

- le déplacement $d = d_0 \sin \Omega t$,
- la vitesse $v = v_0 \cos \Omega t$,
- l'accélération $a = -a_0 \sin \Omega t$,
- la fréquence f ,
- la période T

Avec :

$$\Omega t = 2\pi f \quad ; f = 1 / T \quad ; t = \text{instant } t \text{ en seconde}$$

$$d_0 = \text{le déplacement maximum} \quad v_0 = \text{la vitesse maximum}$$

a_0 = l'accélération maximum

Ces caractéristiques sont étroitement liées

- à la nature du terrain et notamment sa réponse élastique.
- à sa tectonique
- aux spécificités techniques du tir (charge unitaire et séquence de mise à feu)

4.2.2 Analogie

Un bouchon de pêcheur flotte sur une étendu d'eau calme dans laquelle est jeté un bloc.

Le choc crée une perturbation qui induit une onde de masse sphérique.

En surface, le plan d'eau coupe cette onde de choc. Cela se traduit par des cercles concentriques. Ces cercles induisent à leur tour un mouvement vibratoire (petite vague).

Au passage de cette onde, le bouchon va osciller de bas en haut sans déplacement latéral.

Le bouchon se déplace d'une distance d_0 , déplacement maximum.

La vitesse sera maximale lorsque le bouchon franchira à nouveau, en descendant, son niveau d'équilibre sa vitesse sera alors v_0 . Cette vitesse est appelée vitesse de déplacement ou vitesse particulière.

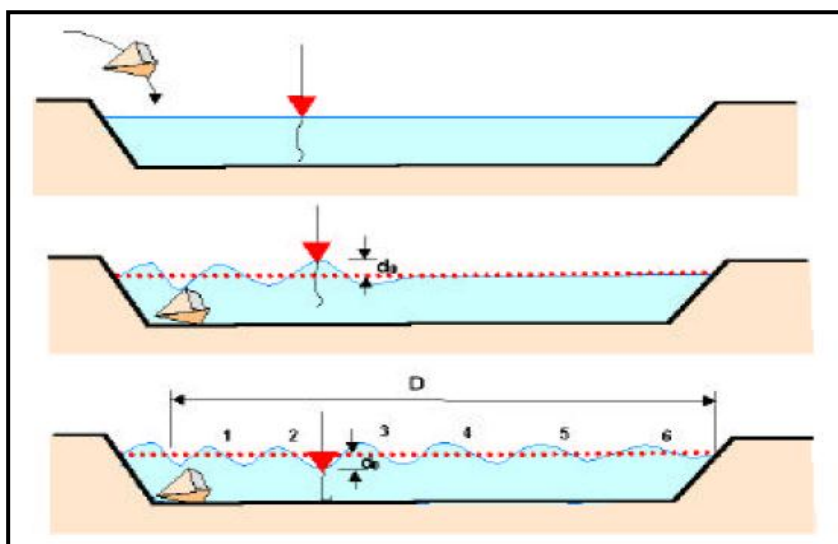


Fig 4.2 onde vibratoire dans l'eau

D'une berge à l'autre de l'étendu d'eau, l'onde vibratoire parcourt la distance D .

Le temps nécessaire au phénomène pour parcourir la distance D est t .

La vitesse de propagation de l'onde vibratoire dans ce milieu est $C = D/t$

Sur la distance D , l'onde a effectué 6 va et vient (oscillation) par rapport à la surface de référence.

La fréquence est le nombre d’oscillation par seconde soit $f = 6 / t$

La période $T = t / 6$

Nota :

Il ne faut pas confondre la vitesse de déplacement v_0 . et la vitesse de propagation C . Pour éviter cette confusion on parlait autrefois de la célérité de l’onde d’où le terme C employée pour la désigner.

L’augmentation ou la diminution de la vitesse du bouchon est sensiblement proportionnelle au poids du bloc. Si pour un bloc de 40 kg on a une vitesse v_0 on aura pour 10 kg une vitesse d’environ $v_0/4$.

Il en est pratiquement de même pour les charges unitaires lors des tirs de mines.

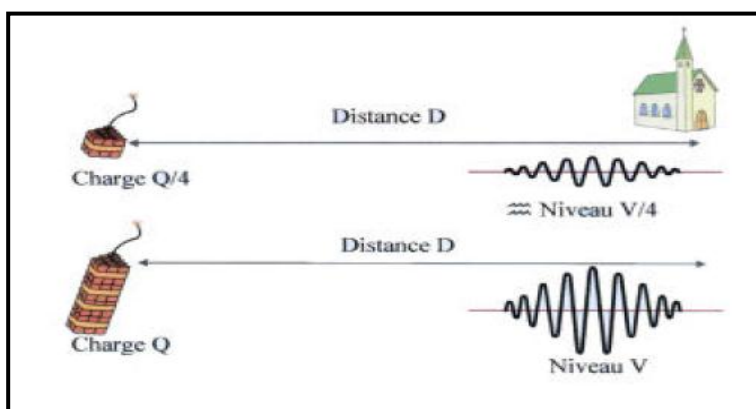


Fig4.3 vibration sismique

4.2.3 Analyse en fréquences

. Elle a pour but de remonter le niveau sismique des fréquences les plus nocives entre 3 et 5 hertz et d’abaisser les moins nocives au-delà de 30 hertz.

Le spectre de fréquences

Une fonction périodique peut s’écrire sous la forme d’une somme d’expressions trigonométriques (sinus et cosinus) avec des coefficients constants. Ces termes sont aussi périodiques et représentent la fréquence avec laquelle ils sont présents dans la fonction périodique originelle. On a alors un spectre de fréquences obtenu avec un traitement mathématique dû à Fourier.

On utilise une routine mathématique dite « transformée de Fourier ».

$$y(t) = \frac{a_0}{2} + \sum_{n=1}^{\infty} a_n \cos n\omega_0 t + b_n \sin n\omega_0 t$$

En réalité, cette fonction peut être simplifiée si on limite le traitement c’est la FFT (Fast Fourier Transformer).

La fonction de pondération appliquer une fonction de pondération il faut décomposer le signal originel en fréquences (spectres), appliquer ensuite un filtrage qui consiste à réduire ou à amplifier certaines harmoniques du spectre et enfin reconstituer le signal corrigé par transformée inverse.

Sur la copie d'écran ci-contre, toutes les fréquences supérieures à 30 Hz ont été abaissées. Le signal d'origine qui était de 7,87 mm/s à 40 Hz. passe à 4,99mm/s après pondération toujours à 40 Hz.

Nota :

Une méthode dite « analogique » consiste à insérer entre le capteur de vibration et l'unité d'enregistrement, un filtre électronique qui effectue la pondération souhaitée. Un filtre analogique est un circuit électronique qui modifie (amplifie ou atténue) le signal électrique en fonction de sa fréquence suivant une loi donnée. Il suffit ensuite de comparer l'amplitude maximale du signal après filtrage à la valeur plafond réglementaire qui est de 10 mm/s.

Cette méthode est simple, en revanche, elle modifie le signal origine. Aucune interprétation ou analyse (spectre, pseudo fréquences etc..) ne peut être effectuée ultérieurement. Just, (1971), Ash, (1973) ; Burkle (1979) ; Winzer, et Al (1979) ; Bouden R (1987).

4.3 Les vibrations acoustiques

Une vibration acoustique est constituée par le mouvement des particules d'un milieu élastique à la suite d'un ébranlement initial. La propagation des vibrations sonores se fait à vitesse variable selon les milieux. Elle est d'autant plus rapide que le milieu présente une bonne cohésion. La vitesse du son dans l'air (célérité) est de 340 à 360 m/s suivant la température et l'hygrométrie. Elle atteint 1420 m/s dans l'eau et 5600 m/s dans l'acier.

4.3.1 Définitions

Il ne faut pas confondre bruit et son.

Le son est une vibration acoustique régulière agréable à l'oreille de l'homme. La musique est constituée de son de hauteur et de timbre différents.

Le bruit est une vibration acoustique erratique, intermittente qui constitue une sensation auditive désagréable ou gênante pour l'homme. On en distingue :

- Les bruits entretenus : concasseur, moteur, ...
- Les bruits impulsionsnels qui sont caractérisés par un pic de pression très bref :

coup de feu, tir de mine, ...

La courbe de mesure de bruit impulsionnel dû à un choc présente une montée rapide en pression et une décroissance ératique.(fig 4.4)

La courbe de mesure bruit impulsionnel dû à une explosion à l'air libre (cordeau détonant), (fig4.5) présente une montée rapide en pression (surpression de crête) et une décroissance régulière. Cette surpression est suivie d'une dépression qui s'égalise dans le temps en deux ou trois oscillations. Ash et Al (1986).

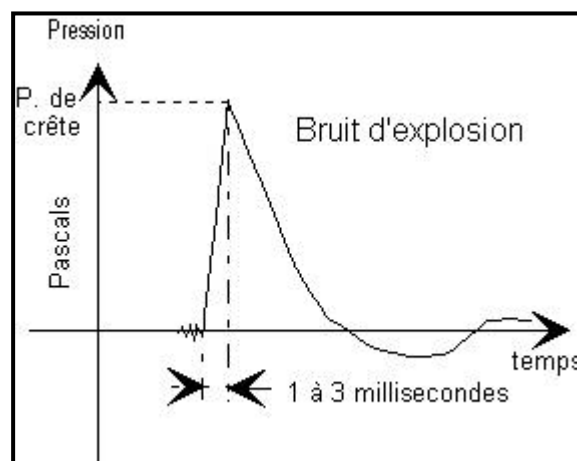
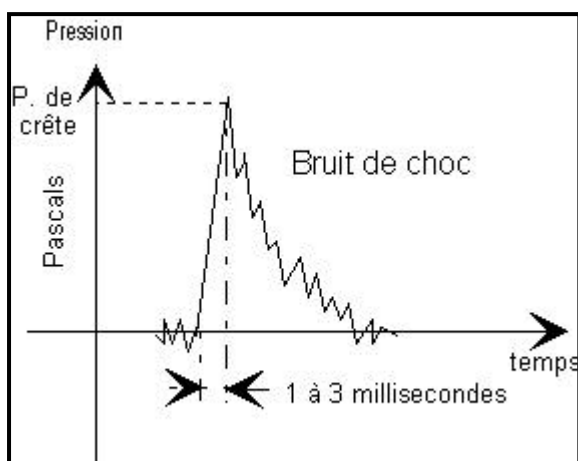


Fig4.4 courbe de mesure de bruit de choc

Fig4.5 courbe de mesure de bruit d'explosion

Dans le cas d'une explosion en milieu confiné :

- Les gaz de tir à haute pression (9000 à 10000 bars) et à vitesse élevée (2000 m/s) vont produire un bruit d'impact en entrant en contact avec la roche (Energie de choc de l'explosif).
- La détente rapide des gaz du milieu confiné vers le milieu extérieur va induire une forte surpression aérienne (bruit d'explosion) en liaison avec l'énergie de gaz de l'explosif.

On remarquera que pour tout explosif utilisé en milieu non confiné, tir en charges appliquées par exemple, la majeure partie de l'énergie potentielle des gaz est transformée en onde de pression aérienne. Ces méthodes et dispositifs sont à proscrire en site sensible.

4.3.2 Mesure des bruits

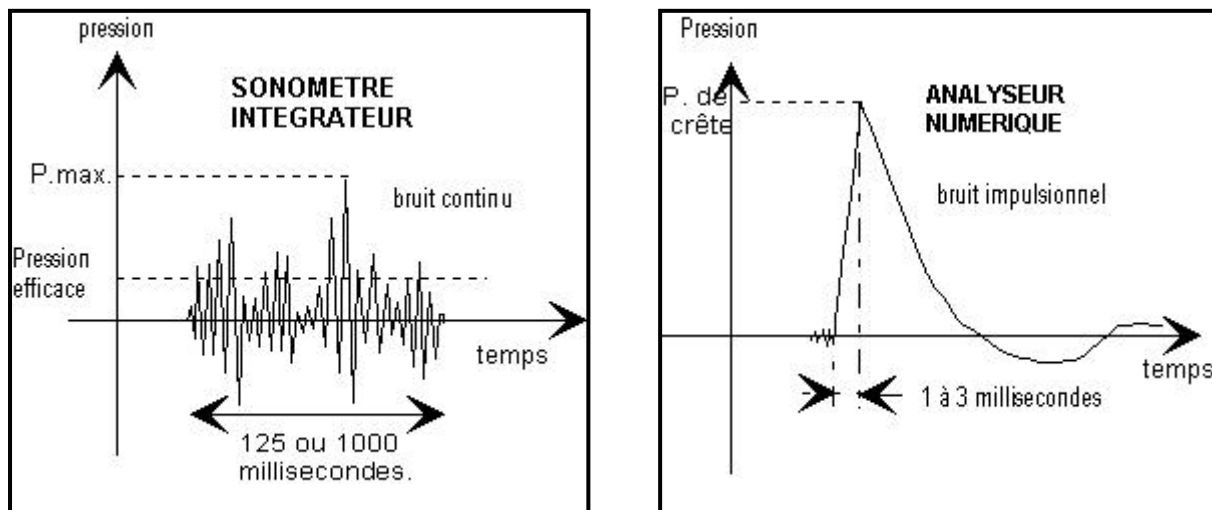


Fig 4.6 mesures des bruits

Un bruit entretenu est mesuré avec un sonomètre intégrateur . La mesure consiste à faire la moyenne quadratique temporelle des pressions acoustiques instantanées mesurées sur un temps normalisé de 125 à 1000 millisecondes.

Un bruit impulsionnel ne peut être mesuré qu'avec un analyseur numérique équipé d'un microphone à forte dynamique. Il permet de mesurer des valeurs de crête importantes sur des temps très court de l'ordre de la milliseconde.

4.3.3 Nuisances physiologiques

Durant un court instant des puissances sonores de 140 à 145 dB sont tolérées car le pic de pression est généralement situé dans une bande inaudible de 1 à 5 Hz. Seul l'effet de la variation brutale de pression est perceptible. Cette onde acoustique en TBF est souvent confondue avec les vibrations transmises par le sol car elle met en mouvement les éléments mobiles de l'habitation fenêtres, portes volets etc... ce qui crée une inquiétude non fondée chez l'habitant.

4.4 Les projections des roches

Les facteurs qui influent sur la projection des roches sont :

- Le positionnement des mines par rapport au front d'abattage
- Les déviations de forages
- Hauteur de bourrage insuffisante
- La séquence de mise à feu

- La structure géologique du massif

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

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

4.4.1 Le positionnement des mines par rapport au front d'abattage

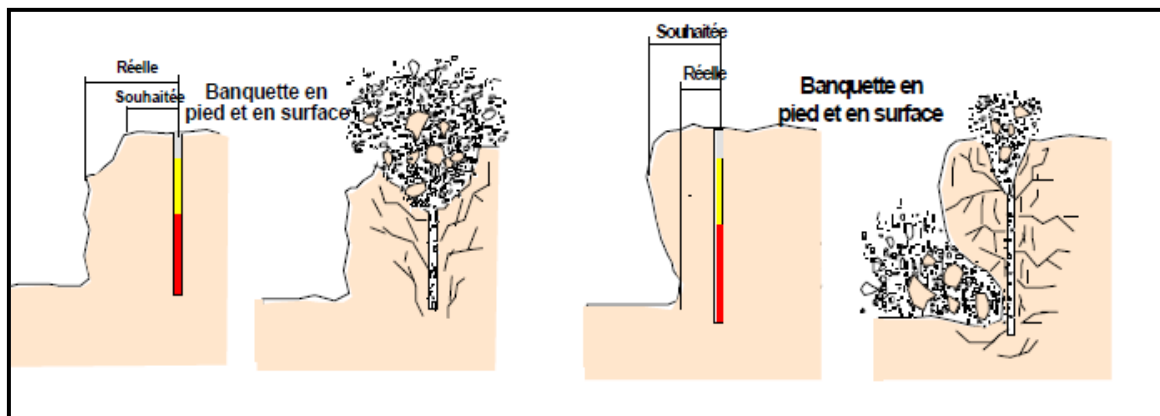


Fig 4.7 Le positionnement des mines par rapport au front d'abattage

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessus il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesurage 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.

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

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. Ash, (1973), Blair, et Al (1996).

4.4.2 Les déviations de forages

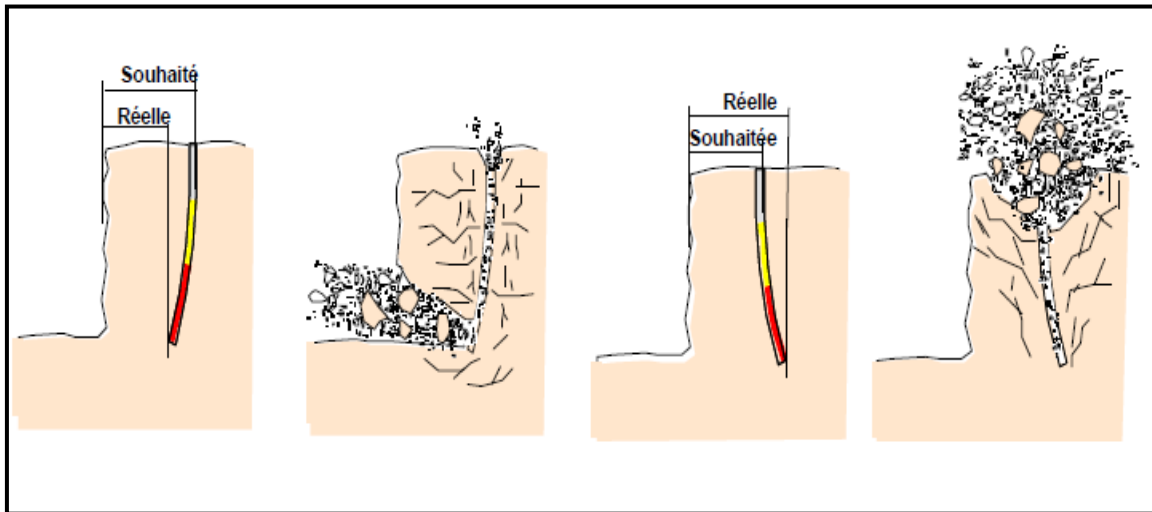


Fig 4.8 Les déviations de forage

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. Thiard et Sifre, (1988).

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.

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

4.4.3 Hauteur de bourrage insuffisante

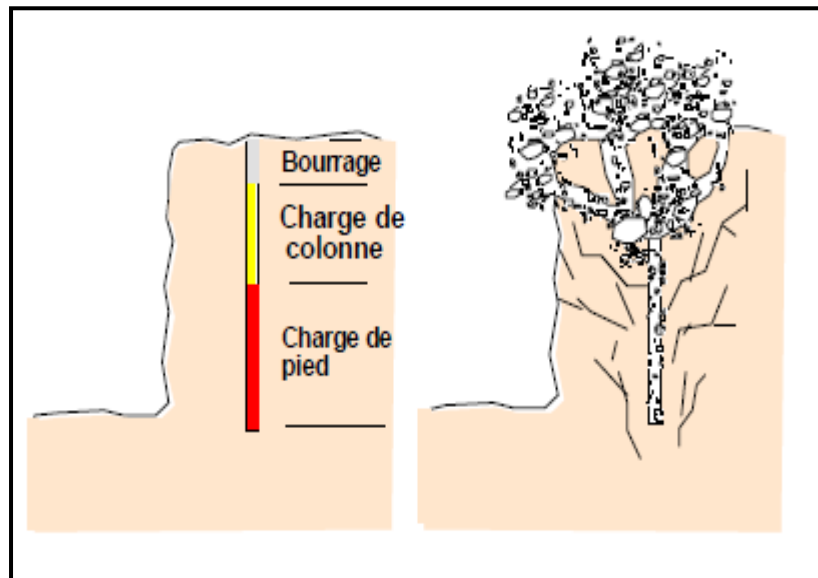


Fig 4.9 hauteur de bourrage insuffisante

La hauteur du bourrage final, espace ne comprenant pas d'explosif entre le sommet de la dernière charge et l'orifice du trou, doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. Cependant cette hauteur ne doit pas être trop importante afin d'éviter la formation de bloc dans la partie supérieure du gradin ou au voisinage de la surface libre en galerie. En carrière la valeur optimale du bourrage final se situe entre 50 et 100% de la banquette d'abattage. Bjarnholt et Al (1983), Konya et Al (1987).

En tir souterrain ou l'écartement entre trou est faible, notamment pour les mines de bouchon le risque de projection s'accompagne d'un risque d'arrachage des charges finales avec expulsion de cartouches dans les déblais.

Nota :

Contrairement à une idée reçue la mise en place d'un bourrage efficace ne compense pas l'insuffisance de hauteur de celui-ci

4.4.4 La séquence de mise à feu

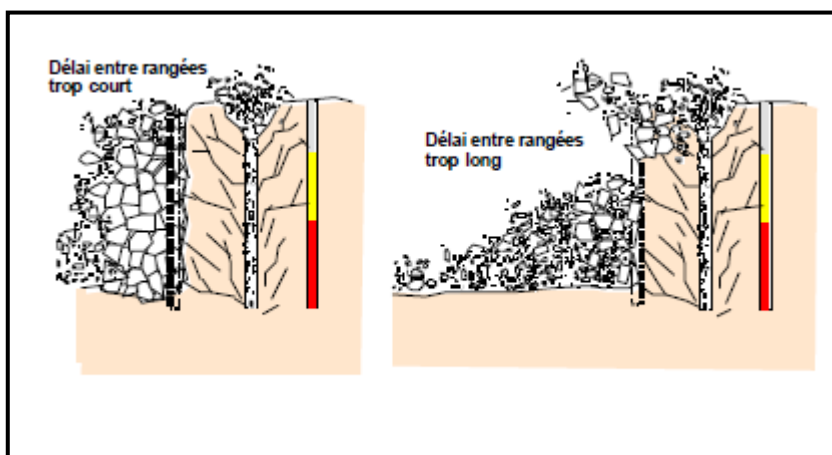


Fig 4 .10 La séquence de mise à feu

En carrière la séquence de mise à feu et notamment l'écart de temps entre rangées est particulièrement important. Choisi trop court la rangée avant n'aura pas dégagé assez d'espace pour que le foisonnement dynamique de la rangée suivante puisse se produire normalement. Calculé trop long les matériaux de la première rangée seront déjà retombés lors du départ de la rangée arrière. Dans les deux cas il y a risque de projections verticales au niveau de la rangée gênée. En galerie un problème analogue existe au niveau du bouchon, il faut que la cavité centrale en cours de création ait eu le temps de se vider dans le temps qui s'écoule entre deux coups consécutifs.

Il est donc très important, dès la conception de la séquence de mise à feu, de respecter les règles dont certaines sont empiriques afin d'éviter de commettre des erreurs grossières.

4.4.5 La structure géologique du massif

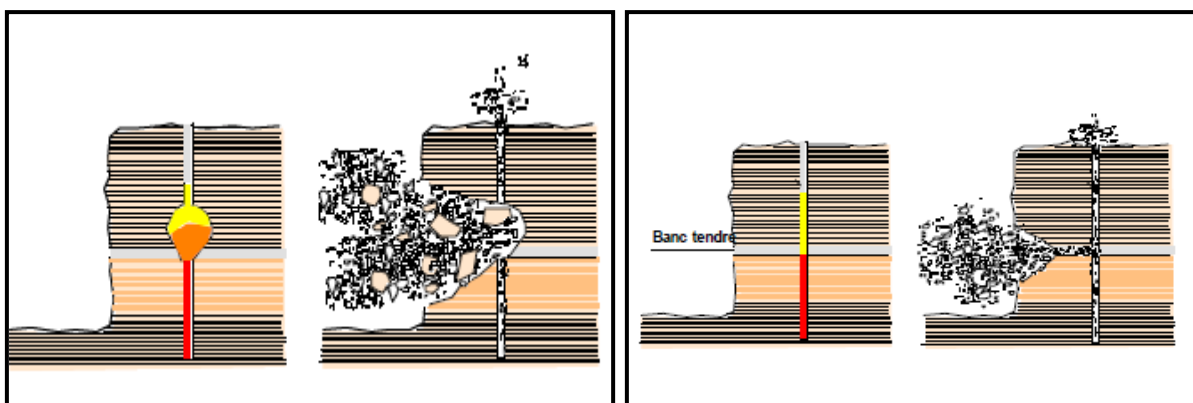


Fig 4.11 La structure géologique du massif

Des fissures ou joints stratigraphiques remplis de matériaux de moindre résistance peuvent créer en un point de l'abattage des zones de faiblesses qui lors du tir provoqueront des projections horizontales importantes.

La présence de cavités non reconnues dans le massif (poches de dissolution, karts, anciens travaux miniers, grosses fissures vides) peuvent au moment du minage provoquer en un point du massif une accumulation d'explosif dangereuse au moment du tir.

Conclusion

Toutes ces anomalies peuvent être la plupart du temps détectées au moment de la foration. Pour cela il est bon d'instituer une fiche de foration signalant les anomalies rencontrées par le foreur. Les analyseurs de paramètres de foration, en particulier l'enregistrement des vitesses instantanées d'avancement, des pressions d'air de soufflage, des variations de vitesses de rotation et de couple permettent d'établir avec une bonne précision la lithographie des terrains traversés. Il reste alors à transmettre ces informations au mineur qui modifiera le plan de tir en conséquence. Dans les cas extrêmes il est parfois prudent d'abandonner le ou les trous si une l'incertitude persiste au sujet de leur qualité, au profit de nouveaux trous qui seront réalisés sous étroite surveillance.

La plupart des incidents de tir qu'ils soient en liaison directe avec le fonctionnement de l'explosif ou de causes annexes tels défaut de foration, profil du front d'abattage, aléas géologiques peuvent être évités. Pour cela on doit apporter une attention particulière aux points suivants :

- la conception du plan de tir et des séquences d'amorçage associées dans le respect des règles de base de calcul,
- l'implantation des forages à partir de profils consciencieusement établis,
- le contrôle des forages avant minage pour adapter le plan de tir en cas de constat de déviations,
- la mise en place de façon soignée des artifices et explosifs,
- la mise en place de procédure de contrôle avant et après tir.

Conclusions générales et recommandations

Après l'étude et l'analyse, nous pouvons le conclure d'une manière générale que les effets arrière influe directement sur le rendement d'abattage des travaux minières tel que les fissures et les vibrations et les projections des roches

La fragmentation des roches est une notion complexe dans le contexte de l'exploitation des carrières.

Elle dépend de plusieurs facteurs tels que :

- Les propriétés mécaniques du massif rocheux ;
- La consommation spécifique de l'explosif ;
- L'inclinaison du sondage ;
- La construction de la charge à l'intérieur du trou ;
- Mode d'initiation des charges.....

Son amélioration constitue le principal défi du mineur face aux roches dures classées selon les différentes échelles de dureté. C'est pourquoi, il est important de bien planifier les équipements d'extraction afin de palier à un objectif satisfaisant. En effet le bon rendement de la fragmentation fructifie les indices des travaux de chargement, de transport. Au niveau des opérations de concassage, pour une fragmentation bien adaptée il n'y aurait aucune sur consommation d'énergie et le traitement du minerai se fera sans beaucoup de dépense de temps et d'énergie. En somme, la qualité de la fragmentation attribue une bonne identité de l'abattage et allège en grande partie les travaux du traitement de minerai. A la carrière de Chouf Amar, si certains abattages témoignent d'une bonne granulométrie, d'autre en font l'objet des fissures et blocs hors gabarits et les effets arrière et ceci remonte soit à une mauvaise foration des trous ou à un mauvais chargement des trous à l'explosif.

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. La technique d'abattage à l'explosif reste une méthode compétitive par rapport aux autres méthodes

CONCLUSIONS GENERALES ET RECOMMANDATIONS

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.

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 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.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIES

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.

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, 1996, pp 17-21.

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.

Cours 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.

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.

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.

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.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

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).

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., « Fragmentation of Rock Through Blasting ». J. Ind. Exp. Soc., (1956), Japan. Inst. Min. Metal annual conf. Adelaide. Part B, 1975 pages 369-386.

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.

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

Rustan P. A.: In: Proc. « Burden, spacing and borehole diameter at rock blasting. Third International Symposium on Rock Fragmentation by blasting ». Brisbane, Australia, 1990, pp303-310.

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

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