

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 **M o u l o u d N E F I S**

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

Option : Exploitation des Ressources Minérales

Modèle d'un plan de tir

Soutenu le 14 Avril 2010

Devant le Jury composé de :

M. BOUNOUALA	Professeur	Université Badji Mokhtar Annaba	Président
K. TALHI	M.C	Université Badji Mokhtar Annaba	Rapporteur
A.IDRES	M.C	Université Badji Mokhtar Annaba	Examineur
M.L.BOUKELLOUL	M.C	Université Badji Mokhtar Annaba	Examineur

Remerciement

Aucun travail ne s'accomplit dans la solitude.

Aussi trouvé-je normal que figurent en début d'un ouvrage, notamment d'un mémoire, des remerciements adressés à ceux qui m'ont aidé, concouru à sa réalisation.

Pour ce mémoire, je voudrais remercier, en premier lieu, le Docteur, Monsieur, Korichi TALHI, qui, pendant ma formation universitaire au sein du Département des Mines de l'Université Badji Mokhtar Annaba, fut le premier à m'enseigner la rigueur du travail intellectuel et l'ABC d'une méthode de recherche. Et qui fut un des rares à le faire à me montrer que l'enseignement supérieur est organisé pour transmettre des connaissances ainsi pour apprendre à apprendre et pour faire de la recherche.

Je voudrais remercier en deuxième lieu les membres de jury, le Professeur Mohamed BONOUALA pour le grand honneur qu'il me fait en présidant le jury de ma soutenance, le Docteur Abdelaziz IDRES et le Docteur Mohamed Laïd BOUKELLOUL pour l'honneur qu'ils m'ont fait d'avoir accepté l'examen de ce travail.

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

Je remercie aussi celles et ceux qui m'ont aidé à rassembler la documentation nécessaire.

Je tiens à remercier très vivement mes collègues de post-graduation 2007, en particulier messieurs Abdeslam CHAÏB, Brahim AYADI et Nabil KOUACHI.

Que soient enfin remerciés tous ceux qui ont contribué de près ou de loin pour la réalisation de ce travail.

Résumé

Le but essentiel de ce travail est de trouver une méthodologie relative à la conception d'un plan de tir permettant la bonne fragmentation des matériaux durs, tels que les roches, sous sollicitations à l'explosif . Une telle méthodologie aidera à l'analyse systématique des paramètres influençant le plan d'un tir et à une meilleure compréhension des mécanismes de fragmentation des roches à l'explosif et, par conséquent, contribueront dans l'optimisation des performances du tir à l'explosif.

Dans cette étude, on donne également l'importance préalablement aux principaux facteurs qui aideront à l'optimalité, puis à la compréhension détaillée du mécanisme de rupture, où l'on considère que le processus de fragmentation est une extension naturelle de celui de la rupture. Afin de décrire ce dernier processus, un modèle de comportement phénoménologique qui a pour but de trouver des méthodes améliorées pour estimer la performance des explosifs adaptés aux matériaux considérés est développé et implémenté dans un code de calcul mathématique et thermodynamique.

Enfin, l'approche complète est alors appliquée, à partir d'essais d'une formulation générale permettant le calcul des paramètres géométriques de la maille, et de prédire la distribution des fragments.

Mots clés: Modèle, Tir, Paramètres, Processus, Fragmentation, Fissuration, Onde de Déformation, Roche, Explosif.

ملخص

تهدف هاته الرسالة إلى إستخلاص منهجية من شأنها المساعدة على تصميم مخطط للتفجير يسمح بالتكسير الحسن للمواد الصلبة كالصخور، و هذا من خلال تأثير بالمتفجرات. منهجية تساعد على التحليل المنهجي المنظم والمذسق للعوامل المؤثرة على مخطط التفجير والوصول إلى فهم أفضل لآليات تكسير الصخور بالمتفجرات، و بنتيجة، تساعد على تحسين نوعية التفجير و نتائج السبـق المرجـوة.

في إطار هذه الدراسة، نولي أهمية بالغة أولا إلى تحليل العوامل الرئيسية المؤثرة على نتائج التفجير و المؤدية إلى المثالية، بعدها نشرع في الفهم المفصل لآلية التحطيم، إذ نعتبر أن العملية هي امتداد طبيعي لآلية التحطيم. لوصف هذه الأخيرة قمنا بتطوير و تنفيذ نموذج رياضي تيرموديناميكي في نفس الوقت، لسلوك الظواهرية، بهدف إيجاد طرائق محسنة لتقدير نتائج السبق للمتفجرات الموافقة للمواد المراد تفجيرها.

وأخيرا، تطبيق ما سبق من خلال صياغة شاملة تسمح بتنبؤ توزيع الشظايا و حساب الأبعاد الهندسية للشبكة.

كلمات المفتاح: نموذج، تفجير، أبعاد، آلية، تكسير، تشقق، موجة تشوه، صخرة، متفجر.

Abstract

The aim of this study is to find a methodology for the conception of a blasting plan permitting the good fragmentation of hard materials, such as rocks, under solicitations to the explosive. Such a methodology will help towards the systematic analysis of the parameters influencing the blasting plan and to a better understanding of the mechanisms of rock breakage by explosive and, therefore, will contribute to the optimization of the performances blasting by explosive.

In the present work, we give the importance previously to the main factors which will help to the optimality, then one proceeds to the understanding retained of the breakage mechanism, where we consider that the process of fragmentation is an natural extension of the one of the breakage. In order to describe this last process, a phenomenological behavior model has for aim to find methods improved to estimate the performance of the explosives adapted to the considered materials is developed and implemented in a mathematical and thermodynamic calculation code.

Finally, the complete approach is applied then, from tests of a general formulation permitting to predict the distribution of the fragments, and the calculation of the geometric parameters of the stitch.

Key-Words: *Model, Blasting, Parameters, Process, Fragmentation, Cracking, Wave of Strain, Rock, Explosive.*

Sommaire

Introduction	1
Chapitre I	2
Paramètres d'un plan de tir	2
I.1 Introduction.....	2
I.2 Paramètres incontrôlables (invariables).....	2
I.2.1 Comportement de la roche (Résistances et propriétés).....	2
I.2.1.1 Module de Young	2
I.2.1.2 Coefficient de Poisson.....	3
I.2.1.3 Coefficient de poussée.....	4
I.2.1.4 Coefficient de foisonnement dynamique.....	4
I.2.1.5 Compression triaxiale.....	5
I.2.1.5.1 Construction de la courbe intrinsèque.....	6
I.2.1.5.2 Cas particuliers.....	7
I.2.1.5.2.1 Cas particulier n° 1.....	7
I.2.1.5.2.2 Cas particulier n° 2.....	8
I.2.1.5.2.3 Cas intermédiaire.....	8
I.2.2 Discontinuités structurales.....	8
I.2.3 Conditions climatiques.....	9
I.2.3.1 La Foration.....	9
I.2.3.2 Le choix de l'explosif.....	9
I.2.3.3 Le processus d'abattage.....	10
I.2.3.3.1 Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux.....	10
I.2.3.3.2 Rôle de l'eau comme agent de bourrage.....	10
I.2.3.3.3 Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission des vibrations.....	10
I.2.3.3.4 Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux.....	10
I.3 Paramètres contrôlables (Variables).....	10
I.3.1 Paramètre Explosif (type d'explosif).....	10
I.3.1.1 Déflagration et détonation.....	11
I.3.1.1.1 La déflagration.....	11
I.3.1.1.2 La détonation.....	11
I.3.1.1.3 Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine).....	12
I.3.1.1.3.1 Conservation de la masse.....	13
I.3.1.1.3.2 Conservation de l'énergie.....	13
I.3.1.1.3.3 Conservation de la quantité de mouvement.....	13
I.3.1.1.4 Stabilité des réactions de décomposition chimique.....	14
I.3.1.1.5 Diamètre critique de détonation.....	15
I.3.1.1.6 Cas particulier des émulsions – Désensibilisation.....	16
I.3.1.1.7 Mesure de la vitesse de détonation in situ.....	16
I.3.1.2 Les caractéristiques de performance.....	17
I.3.1.2.1 Energie et puissance.....	17
I.3.1.2.1.1 Méthodes de mesure.....	17
I.3.1.2.1.1.1 Le Coefficient d'Utilisation Pratique (CUP)...	17
I.3.1.2.1.1.2 Le Travail au Mortier Balistique (TMB).....	17
I.3.1.2.1.1.3 La mesure d'énergie en piscine.....	18
I.3.1.2.1.1.4 L'énergie déterminée par thermodynamique...	19

I.3.1.2.2	Densité.....	19
I.3.1.2.3	Vitesse de détonation.....	19
I.3.1.2.3.1	Méthode de mesure.....	19
I.3.1.2.3.2	Observation.....	19
I.3.1.2.4	Volume de gaz de réaction.....	20
I.3.1.2.4.1	Méthode de mesure.....	20
I.3.1.2.4.2	Observations.....	20
I.3.2	Paramètres liés aux trous.....	20
I.3.2.1	Qualité de la foration.....	20
I.3.2.1.1	Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	20
I.3.2.1.2	Les déviations de forages.....	21
I.3.2.2	Le diamètre du trou.....	22
I.3.2.3	L'inclinaison du trou.....	23
I.3.2.4	L'excès de forage (sous forage).....	24
I.3.2.5	Longueur du trou.....	24
I.3.3	Paramètres liés au Bourrage.....	24
I.3.3.1	Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous.....	24
I.3.3.2	Qualité du matériau de bourrage.....	24
I.3.4	Paramètres liés au plan.....	24
I.3.4.1	Banquette.....	24
I.3.4.2	L'espacement.....	24
I.3.4.3	Rapport de maille.....	25
I.3.4.4	Présence des faces libres.....	25
I.3.4.5	Type d'amorçage et séquence d'initiation.....	25
I.4	Conclusion.....	26
Chapitre II		28
Processus de fragmentation		28
II.1	Introduction.....	28
II.1.1	Décomposition de la substance explosive, champ de pression.....	28
II.1.2	Champ de contrainte, ondes de contraintes.....	28
II.1.3	Rupture ou endommagement.....	28
II.1.4	Détente des gaz et fragments de roche.....	29
II.1.5	Mise en mouvement des fragments.....	29
II.2	Effet de choc et effet de gaz.....	29
II.2.1	Phases de la détonation.....	29
II.2.1.1	Phase 1: temps $t_0 + \epsilon$	29
II.2.1.2	Phase 2: temps $t_0 + 0,7$ ms.....	29
II.2.1.3	Phase 3: temps $t_0 + 1,3$ ms.....	30
II.2.1.4	Phase 4: temps $t_0 > 15$ ms.....	30
II.2.2	Analyse de l'effet de choc.....	31
II.2.2.1	Expérience de la barre de Hino.....	31
II.2.2.1.1	Analyse du résultat.....	31
II.2.3	Analyse de l'effet de gaz.....	32
II.2.3.1	Transformation d'une pression statique en effet de traction sur la paroi...	32
II.2.3.2	Effet de GRIFFITH (propagation des fissures).....	33
II.3	Modélisation (optimisation et simulation).....	34
II.3.1	Le principe du modèle DNA Blast.....	34
II.3.2	Mécanismes élémentaires (gènes).....	34
II.3.3	Modélisation des gènes et des gènes "inverses".....	35

II.3.4 Mise en relation des gènes entre eux (interactions multiples).....	35
II.3.5 Résolution du problème directe (simulation).....	35
II.3.6 Résolution du problème inverse (optimisation).....	35
II.3.7 Les gènes retenus.....	36
II.4 Conclusion.....	37
Chapitre III	38
Modèle de fissuration et de déformation des roches à l'explosif	38
III.1 Introduction.....	38
III.2 Description.....	38
III.3 Vision.....	40
III.4 Propriétés d'explosif.....	41
III.4.1 Pression.....	41
III.4.2 Exposant adiabatique.....	41
III.5 Propriétés des roches.....	41
III.5.1 Propriétés élastiques des roches.....	42
III.6 Relation déformation – distance.....	42
III.6.1 Equation exponentielle.....	43
III.6.2 Equation de la loi de puissance.....	43
III.7 Influence de la longueur de charge.....	43
III.8 Couplage.....	43
III.9 Effet de l'onde de déformation.....	44
III.10 Formation de cratère.....	45
III.11 Enlevure (masse à abattre).....	47
III.12 Effet de la pression de gaz.....	48
III.13 Banquette et espacement.....	49
III.14 Application pratique (déplacement et déformation).....	50
III.14.1 Représentation graphique (déplacement et déformation).....	51
III.14.2 Interprétation de résultats.....	52
III.15 Conclusion.....	52
Chapitre IV	53
Application pratique d'un plan de tir empirique	53
IV.1 Introduction.....	53
IV.2 Etapes du calcul.....	53
IV.3 Réalisation et analyse des résultats.....	53
IV.4 Calcul du plan de tir en exploitation à ciel ouvert.....	53
IV.4.1 La géométrie de la charge.....	54
IV.4.1.1 Cas particuliers.....	55
IV.4.2 Les formules de calcul (Langefors).....	55
IV.4.2.1 Le coefficient d'énergie.....	55
IV.4.2.2 La charge linéaire	56
IV.4.2.2.1 Coefficient de tassement à appliquer.....	56
IV.4.2.3 Le coefficient d'inclinaison.....	56
IV.4.2.4 La résistance au tirage.....	57
IV.4.2.4.1 L'état de fracturation.....	57
IV.4.2.4.2 L'indice de continuité.....	57
IV.4.2.5 Le rapport de maille.....	58
IV.4.2.6 Constant de Langefors.....	58
IV.4.2.7 Corrections.....	58

IV.4.3 Calcul des charges.....	59
IV.4.3.1 Charge de pied.....	59
IV.4.3.1.1 Charge de cisaillement.....	59
IV.4.3.1.2 Charge de poussée.....	59
IV.4.3.2 Charge de colonne.....	59
IV.4.3.2.1 Cas n° 1: explosif en vrac.....	60
IV.4.3.2.2 Cas n° 2: explosif encartouché.....	60
IV.4.4 Applications pratiques (cas du gisement aurifère d'Amesmesssa, Tamanrasset)...	61
IV.4.4.1 Situation Géographique.....	61
IV.4.4.2 Caractéristiques géologiques de la région du gisement aurifère.....	62
IV.4.4.2.1 Géologie régionale.....	62
IV.4.4.2.2 Géologie du gisement d'Amesmesssa.....	62
IV.4.4.2.2.1 Les Secteurs aurifères.....	62
IV.4.4.2.2.2 Morphologie et Minéralogie des Corps.....	63
IV.4.4.3 Condition hydrogéologiques du gisement d'Amesmesssa.....	65
IV.4.4.4 Conditions minières et géotechniques.....	65
IV.4.4.5 Calcul de paramètres de tir à l'explosif.....	66
IV.4.4.5.1 Données.....	66
IV.4.4.5.2 Calcul de L_f	66
IV.4.4.5.3 Calcul de $S \times L_f$	66
IV.4.4.5.4 Calcul de C_{in}	66
IV.4.4.5.5 Calcul de R_T	66
IV.4.4.5.6 Calcul de B_{th}	66
IV.4.4.5.7 Calcul de la banquette à porter sur le terrain.....	67
IV.4.4.5.8 Calcul des charges de pied.....	67
IV.4.4.5.9 Calcul des charges de colonne.....	67
IV.4.4.5.10 Interprétation.....	68
IV.5 Conclusion.....	68
Conclusion générale et recommandations.....	70
Références.....	72
Annexe.....	75

Liste des figures

N° de figure	Titre	Page
Chapitre I		
I.1	Courbe contrainte-déformation	3
I.2	Caractérisation des roches selon le module de Young	3
I.3	Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson	3
I.4	Essai de la contrainte de poussée	4
I.5	Contrainte-écrasement	4
I.6	Pression-temps de détonation	4
I.7	Disposition des contraintes pour un élément in situ de roche	5
I.8	Essai de compression triaxiale	6
I.9	Courbe intrinsèque	6
I.10	Courbe intrinsèque d'une roche cohérente	7
I.11	Courbe intrinsèque d'une roche pulvérulente	8
I.12	Courbe intrinsèque d'une roche courante	8
I.13	Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fracture et la résistance de cisaillement développée par «Ashby»	9
I.14	Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent	12
I.15	Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine)	12
I.16	Conditions idéales de la détonation	13
I.17	Régimes des explosifs	15
I.18	Diamètre critique de détonation	15
I.19	Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place	16
I.20	Exemple de mesure et analyse de certains paramètres	17
I.21	Mesure d'énergie en piscine	18
I.22	Graphique de pression en fonction du temps	18
I.23	Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive	19
I.24	Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	21
I.25	Déviations dues aux discontinuités	21
I.26	Différence entre maille théorique et maille réelle	21
I.27	Conséquences de déviation des forages	22
I.28	Choix du diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin	23
I.29	Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	23
I.30	Sens d'initiation d'une charge explosive	26
Chapitre II		
II.1	Création d'une onde de choc sur l'interface explosif gaz - roche	29
II.2	Propagation de l'onde de choc et formation de fissures radiales	30
II.3	Réflexion d'onde de choc et leur effet	30
II.4	Propulsion des matériaux	30
II.5	Expérience de la barre de Hino	31
II.6	Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif	31
II.7	Diagramme de Hino	32
II.8	Propagation de la pression statique sur la paroi du trou	33
II.9	Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation	33
II.10	Exemple du gène Balistique	35

II.11	Assemblage type de Gènes – Hélice ADN	35
II.12	Schéma d'interaction des gènes du modèle DNA Blast	36
Chapitre III		
III.1	Phénomènes développées	38
III.2	Formation et développement des fissures	40
III.3	Effet de couplage	44
III.4	Mécanisme de fissuration radiale	45
III.5	Disposition de fissuration à travers une charge	46
III.6	Effet de la puissance d'explosif sur la maille et la fragmentation	47
III.7	Déplacement en fonction de pression	51
III.8	Déformation en fonction de pression	51
Chapitre IV		
IV.1	Paramètres géométriques de préparation d'un tir	53
IV.2	Charge de pied pour un trou vertical	54
IV.3	Charges de pied pour un trou incliné	54
IV.4	Charge de colonne	54
IV.5	Situation géographique du gisement aurifère d'Amesmessa	61
IV.6	Carte géologique de la région d'Amesmessa	64
IV.7	Histogramme comparatif de principaux paramètres calculés	68

Liste des tableaux

N° de tableau	Titre	page
Chapitre I		
III.1	Vitesse longitudinale du son et vitesse d'onde de cisaillement	42
III.2	Coefficient de Poisson en fonction de densité	42
III.3	Données d'exemple d'expérimentation de couplage	44
III.4	Rapports optimaux (charge-cratère)	45
III.5	Données de calcul (déplacement déformation)	50
III.6	Résultats de calcul (déplacement déformation)	50
Chapitre II		
IV.1	Caractérisation du massif selon le degré de fracturation	57
IV.2	Caractérisation du massif selon l'indice de continuité	57
IV.3	Erreur suivant le mode d'implantation de forage	58
IV.4	Erreur suivant le positionnement de la machine de forage	58
IV.5	Erreur suivant le mode de réglage de l'inclinaison	59
IV.6	Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif	60
IV.7	Comparaison entre paramètres de tir calculés et ceux selon l'entreprise	67

Liste des symboles

Symbole	Désignation	Unité
A	Energie de déformation	Cals/g
\hat{a}	Vitesse de propagation du son dans les gaz	m/s
B	Epaisseur de la banquette à abattre	m
B_c	Valeur corrigée de la banquette à abattre	m
B_f	Longueur de bourrage	m
B_{th}	Valeur théorique de la banquette à abattre	m
b	rayon de trou foré	m
b_c	Rayon de la charge cylindrique d'explosif réellement utilisée	m
b_s	Rayon de sphère d'explosif de même poids et densité que la charge cylindrique réellement utilisée	m
C	Résistance à la cohésion	MPa
C_0	vitesse du son dans la roche (vitesse de propagation de l'onde de pression dans le massif)	m/s
C_p	Capacité calorifique à pression constante	Cal/mol.k
C_v	Capacité calorifique à volume constant	Cal/mol.k
C_{in}	Coefficient d'inclinaison du trou	/
D	Vitesse de détonation d'explosif	m/s
D_e	Diamètre de la charge explosive	m
D_f	Degré de fracturation du massif rocheux	/
D_t	Diamètre du trou	m
d_{ch}	Densité de chargement d'explosif dans le trou	kg/m ³
E	Module de Young	MPa
E_t	Espacement entre trous	m
E_0	Energie interne de l'explosif par unité de masse dans les conditions initiales.	MJ/kg
\hat{E}	Energie interne des produits de détonation.	MJ/kg
g	Accélération de la pesanteur	m/s ²
h	Profondeur (hauteur de gradin)	m
I_c	Indice de continuité du massif rocheux	/
K	Coefficient de poussée	/
K'	Intercepte déformation	/
K_t	Coefficient de tassement d'explosif	/
K_{fd}	Coefficient de foisonnement dynamique	/
K_{re}	Coefficient de remplissage d'explosif	/
K_{dv}	Module de déformation volumique	/
L	Distance parcourue par l'onde de choc dans le massif au même instant (t)	m
L_0	longueur de la fissure engendrée par l'onde de traction à l'instant (t)	m
L_f	Charge linéaire d'explosif	kg/m
L_{ch}	Longueur de la charge d'explosif	m
$L_{colonne}$	Longueur de la charge d'explosif dans la colonne	m
L_{pied}	Longueur de la charge d'explosif dans le pied	m
n	Nombre de fissures	fissure
P	Pression des gaz	MPa
P_0	Pression des gaz d'explosif à l'état initial	MPa

\hat{P}	Pression des gaz d'explosif à l'état final	MPa
P_i	Contrainte induite	MPa
P_x	Pression des gaz d'explosif à une distance (x)	MPa
Q	Quantité de chaleur dégagée par la détonation d'explosif	Cal/gr
Q_p	Contrainte de poussée	MPa
Q_r	Quantité de chaleur dégagée par la détonation de l'explosif de référence	Cal/gr
$Q_{charge\ pied}$	Charge de pied	kg
$Q_{cisaillement}$	Charge de cisaillement	kg
$Q_{poussée}$	Charge de poussée	kg
$Q_{colonne}$	Charge de colonne	kg
R	Constant des gaz parfaits	J/k.mol
R_c	Valeur de rupture à la compression	MPa
R_t	Résistance à la traction	MPa
R_T	Résistance au tirage	/
r	Distance à partir d'un trou foré	m
r_e	Rayon de la cartouche d'explosif	m
S	Coefficient d'énergie	/
s	Surface	m ²
T	Température	Kelvin
T_t	Valeur de la résistance à la traction triaxiale isotrope	MPa
t	Temps de détonation	ms
\hat{U}	Vitesse de déplacement des gaz	m/s
V	Volume spécifique des gaz	L/kg
V_c	Vitesse des ondes de compression dans la roche	m/s
V_i	Volume initial de l'échantillon	m ³
V_l	Vitesse sismique dans la roche homogène mesurée en laboratoire	m/s
V_r	Volume spécifique des gaz de l'explosif de référence	L/kg
V_s	Vitesse sismique mesurée sur le terrain	m/s
V_x	Volume des gaz à une distance (x)	L/kg
V_{ci}	Vitesse d'onde de cisaillement	m/s
V_{S0}	Volume spécifique original des gaz dans le trou	L/kg
V_0	Vitesse de propagation mécanique d'une fissure	m/s
V_t	Volume initial du trou foré	m ³
V_e	L'équilibre de volume du trou foré	/
ΔV_t	L'augmentation de volume du trou foré	m ³
δV	Variation de volume en fonction de la contrainte	m ³
x	Déplacement	m
σ	Contrainte	MPa
ν	Coefficient de Poisson	/
τ	Contrainte tangentielle	MPa
φ	Angle de frottement interne de la roche	Degré
i	Angle de rugosité des surfaces de ruptures	Degré
γ	L'exposant adiabatique	/
Φ	Coefficient d'absorption de déformation	/
ε	Déformation	m/m
ε_l	Déformation longitudinale	/
ε_t	Déformation transversale	/

ε_T	Déformation au rupture par traction de la roche	/
δl	Erreurs	m
ρ	Densité d'explosif	kg/m ³
ρ_r	Densité de la roche	kg/m ³
$\rho_{cartouche}$	Densité de la cartouche d'explosif	kg/cart
$\delta \varnothing$	Variation de diamètre en fonction de la contrainte	m
\varnothing_0	Diamètre initial de l'échantillon	m
$\delta \lambda$	Variation de longueur en fonction de la contrainte	m
λ_0	Longueur initiale de l'échantillon	m
$\frac{(x)}{(r)}$	Déformation tangentielle	m/m
$\frac{(dx)}{(dr)}$	Déformation radiale	m/m

Introduction générale

La rupture séquentielle mène à la fragmentation. Un des aspects les plus importants de la fragmentation à l'explosif est qu'un corps de matériau dur, à la fin du processus de la rupture, est divisé en de nombreux morceaux. Dans des conditions de chargement quasi-statique, un corps est souvent cassé seulement en quelques morceaux. Sous des vitesses de chargement très élevées où de fortes contraintes atteintes dans un temps très court, le même corps se casse par fragmentation en de nombreux morceaux. 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 étudié principalement avec l'utilisation de méthodes basées sur une variété d'hypothèses non contrôlables et parfois mutuellement contradictoires.

Avec le développement des ordinateurs à grande vitesse, des efforts considérables ont été orientés pour des modèles continus, Gardy et keep [26] et Preece et al [30], discontinus, Potyondy et Cundall [27] et Donzé et al [31] et continu-discontinus, Munjiza et al [28] afin de décrire la fracturation et la fragmentation. D'autres chercheurs ont préféré appliquer une approche micro-statique, Curran et al [29] au problème de la fracturation et de la fragmentation à l'explosif des solides. De nos jours et à la connaissance de l'auteur, l'approche la plus appropriée n'a pas été identifiée. Actuellement, il y a une variété de modèles numériques traitant la rupture et la fragmentation mais qui sont loin d'aboutir à une prévision fiable et précise de la distribution granulométrique et ce à partir de la connaissance de la géométrie, des propriétés mécaniques et physiques (dynamique et statiques), des conditions initiales et des conditions aux limites.

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-discontinus, 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.

Le détail de ce mémoire est organisé de la façon suivante. La question spéciale à étudier dans le premier chapitre est orientée vers l'influence du plan de tir par quelques facteurs et d'en tirer des conclusions, recommandations et des techniques, permettent l'amélioration de la qualité désirée d'un tir, tout en se basant sur l'analyse des théories et des recherches entreprises par certains chercheurs. Le chapitre II traite une formulation générale du processus de fragmentation à l'explosif et illustre les avantages qui peuvent être bénéficiés de la modélisation. En chapitre III, un modèle de fissuration et de déformation est présenté, des questions au sujet de l'influence de quelques propriétés d'explosif et des roches sur la rupture à l'explosif sont explorées. Enfin l'application pratique d'un plan de tir empirique le plus idoine aux chapitres précédents est présentée en chapitre IV. Dans ce chapitre nous procédons au traitement d'un cas pratique et nous discutons les avantages de ce modèle.

Chapitre I

Paramètres d'un plan de tir

I.1 Introduction

L'abattage des roches représente le premier maillon des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction.

Les travaux de tir sont largement utilisés dans les exploitations à ciel ouvert des roches dures. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide des explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet.

La qualité de l'abattage des roches prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Cependant l'obtention de cette dernière dépend de plusieurs paramètres variables et invariables représentant le souci des ingénieurs et spécialistes.

Nous allons essayer dans ce premier chapitre d'étudier et analyser les principaux paramètres permettant par conséquent l'élaboration d'un performant plan de tir.

I.2 Paramètres invariables

I.2.1 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:

- **pression statique** : poussée des terrains,
- **pression dynamique** : action des explosifs (objet de notre travail).

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 [61].

I.2.1.1 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 .

$$E = \sigma / \varepsilon l \quad (\text{I.1})$$

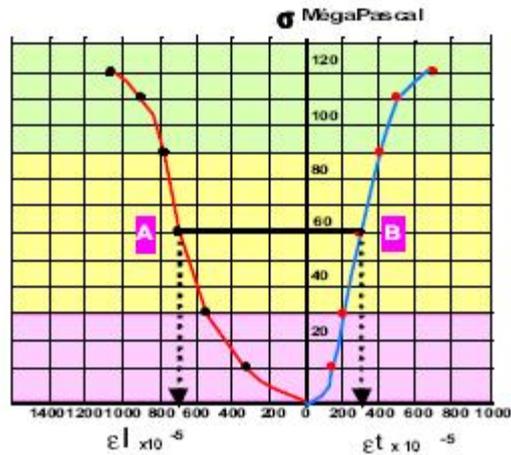


Fig I.1: Courbe contrainte-déformation

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) [20].

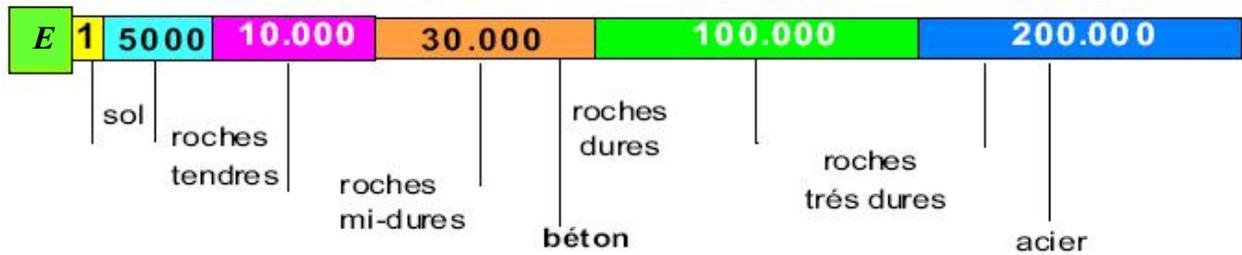


Fig I.2: Caractérisation des roches selon le module de Young

I.2.1.2 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.

$$\nu = \frac{\frac{\delta\phi}{\phi_0}}{\frac{\delta\lambda}{\lambda_0}} = \frac{\epsilon_t}{\epsilon_l} \quad (I.2)$$

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) [20].

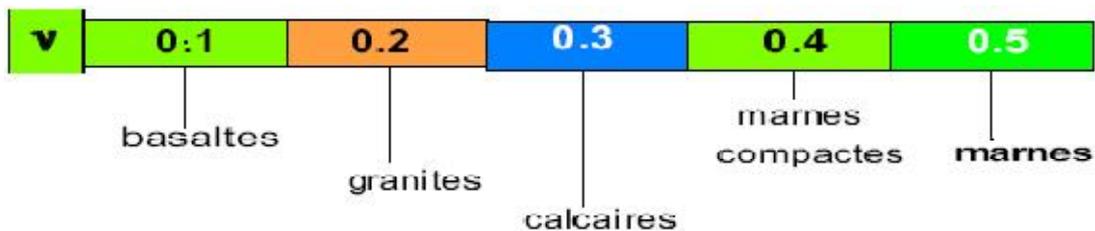


Fig I.3: Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson

I.2.1.3 Coefficient de poussée (K)

Soit un échantillon de roche A soumis à une contrainte de poussée Q_p , on cherche à évaluer la valeur de la contrainte P_i induite. On recherche la relation qui existe entre les deux contraintes telles que:

$$P_i = K \cdot Q_p \quad (I.3)$$

Contrainte de poussée

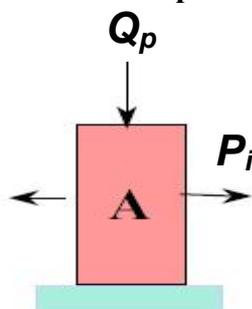


Fig I.4: Essai de la contrainte de poussée

$$K = \frac{\nu}{1-\nu} \quad (I.4)$$

Si le coefficient K est proche de 1, la roche sera très « poussante », elle sera facile à « tirer ». A l'inverse si on a un coefficient proche de 0,1 on a des roches très solides, difficiles à « tirer ».

I.2.1.4 Coefficient de foisonnement dynamique (K_{fd})

$$K_{fd} = \frac{\delta V}{V_i} = \varepsilon l - 2\varepsilon t \quad (I.5)$$

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 [20].

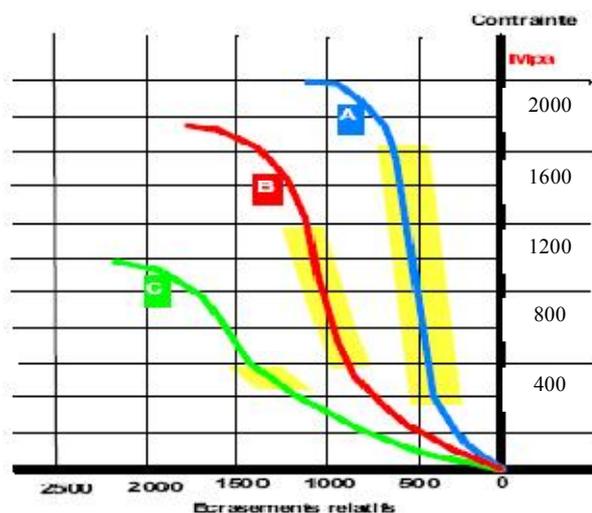


Fig I.5: Contrainte-écrasement

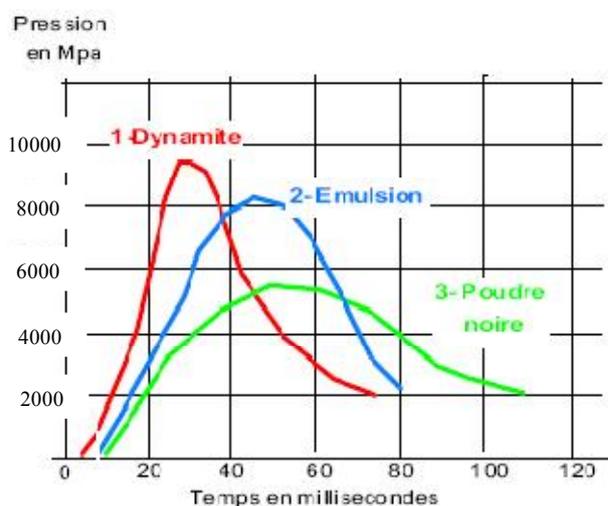


Fig I.6: Pression-temps de détonation

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.

1.2.1.5 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 :

$$\sigma = \rho_r \times g \times h \tag{I.6}$$

ρ_r : densité de la roche.

g : accélération de la pesanteur.

h : profondeur.

Dans le schéma ci-contre, 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.

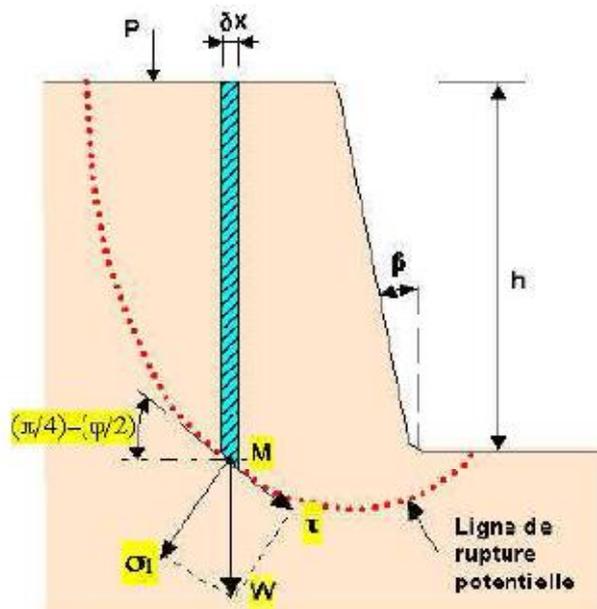
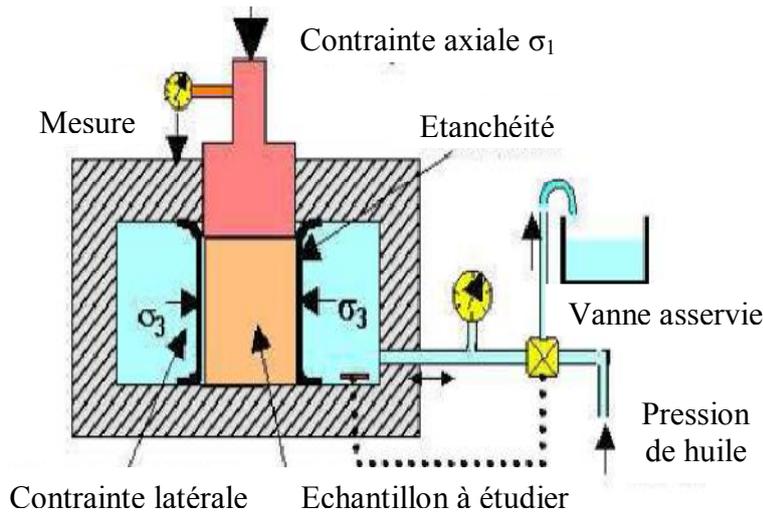


Fig I.7: Disposition des contraintes pour un élément in situ de roche

On utilise pour cela l'appareil schématisé ci-dessous



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) .

Fig I.8: Essai de compression triaxiale

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) .

I.2.1.5.1 Construction de la courbe intrinsèque

- On porte sur l'axe des (x) les couples de valeur (σ_0) et (R_C) .
- A chaque couple de valeurs correspond un cercle. Le 1^{er} cercle passant par 0 et une valeur correspond à une compression simple $(\sigma_0 = 0)$.
- Les cercles suivants définissent le comportement de la roche pour des valeurs croissantes de la contrainte latérale. On constate que la tangente commune aux différents cercles est proche d'une droite. Cette courbe dite « courbe intrinsèque » définit deux zones : au-dessus il y a rupture (roche instable), en dessous, la roche est stable.

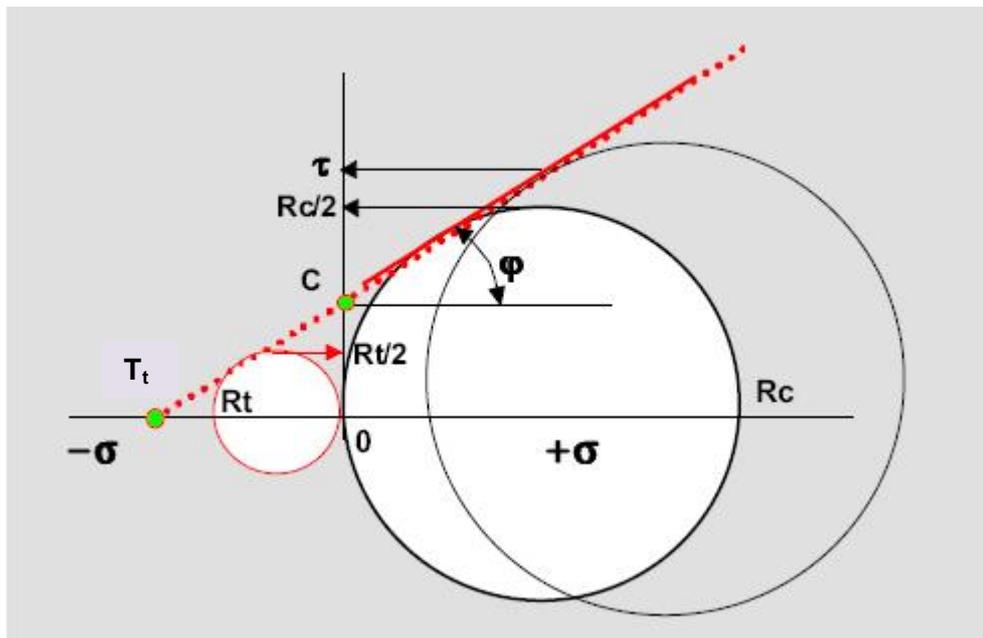


Fig I.9: Courbe intrinsèque

L'angle de cisaillement (φ) est défini par l'angle entre la courbe intrinsèque et l'horizontale. Cette valeur correspond à l'angle de rupture de la roche.

- **La résistance à la cohésion (C)**

Correspond à l'intersection entre la courbe intrinsèque et l'axe des ordonnées. On peut lire directement sa valeur en MPa sur l'axe des (y).

- **La valeur de rupture (R_C)**

Est lue sur l'axe des ordonnées. C'est la projection horizontale du point le plus haut du cercle sur l'axe des (y), qui donne la valeur de $R_C/2$.

- **La contrainte tangentielle (τ)**

Elle est lue sur l'axe des ordonnées. C'est la projection horizontale du point de contact entre le cercle et la courbe intrinsèque sur l'axe des (y). Elle sert à déterminer le profil de rupture d'un gradin pour une contrainte tangentielle donnée.

- **La résistance à la traction (R_t)**

On prolonge la courbe intrinsèque graphiquement ou par calcul sur l'axe des abscisses négatives. On trace un cercle passant par 0 et tangent à cette courbe. La projection du point le plus haut du cercle sur l'axe des ordonnées donne la valeur de $R_t/2$. Cette valeur correspond à une contrainte de compression négative, donc une contrainte de traction.

- **Traction triaxiale isotrope (T_t)**

En ce point la roche se désagrège, toutes les contraintes sont de traction et de valeur identique suivant les trois axes. Cet effet est comparable à celui de la détonation d'un explosif placé au centre de l'échantillon.

I.2.1.5.2 Cas particuliers

I.2.1.5.2.1 Cas particulier n° 1

L'angle de cisaillement (φ) est égal à 0.

La courbe intrinsèque est pratiquement horizontale. La cohésion présente une certaine valeur. Les cercles successifs ont sensiblement le même diamètre.

La résistance à la compression demeure constante quelle que soit la valeur de (σ_1).

La roche est purement cohérente.

La roche A est plus cohérente que la roche B

L'argile correspond à cette définition, elle présente une certaine cohésion mais elle ne présente aucune résistance au cisaillement. Un poids s'enfonce indéfiniment dans la masse.

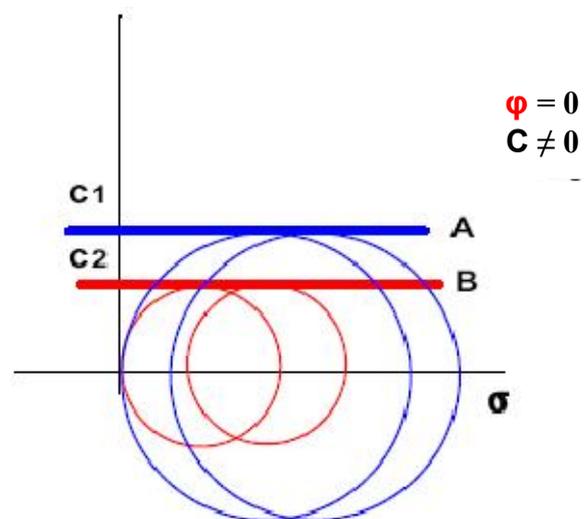


Fig I.10: Courbe intrinsèque d'une roche cohérente

Ce type de roche nécessite un explosif très lent, de préférence déflagrant pour éviter le pochage.

I.2.1.5.2.2 Cas particulier n° 2

L'angle de cisailement est voisin de 45° .

La courbe intrinsèque est très inclinée.

La cohésion est proche de 0.

Le diamètre des cercles successifs et la résistance à la compression augmentent rapidement.

La roche est pulvérulente. La portance de la roche A croît plus vite que celle de la roche B.

Le sable correspond à cette définition. Il s'écoule facilement mais acquiert une certaine portance dès qu'on lui applique une contrainte. On peut marcher facilement sur le sable autant s'enfoncer profondément.

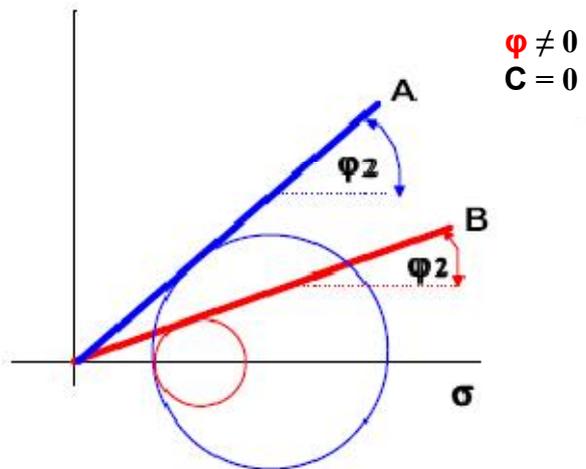


Fig I.11: Courbe intrinsèque d'une roche pulvérulente

Ce type de roche ne nécessite pas d'explosifs, le ripage suffit [20].

I.2.1.5.2.3 Cas intermédiaire

Roches courantes, elles présentent une certaine cohésion et la résistance à la compression varie en fonction de l'inclinaison de la courbe (cercles de plus en plus grands).

Ce type de roche nécessite l'emploi des explosifs détonants classiques.

La roche A est plus solide que la roche B.

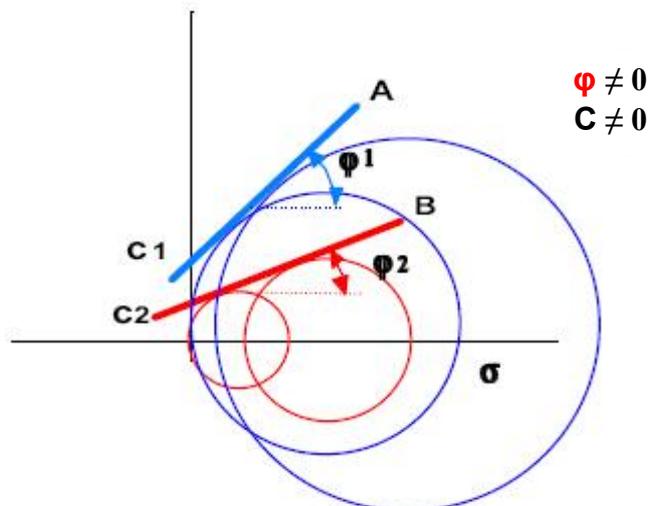


Fig I.12: Courbe intrinsèque d'une roche courante

I.2.2 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 [24]. 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 [24].

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.

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.

$$q_{\text{exp}} = \frac{1,4 \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{fracture / mètre}}} \quad (I.7)$$

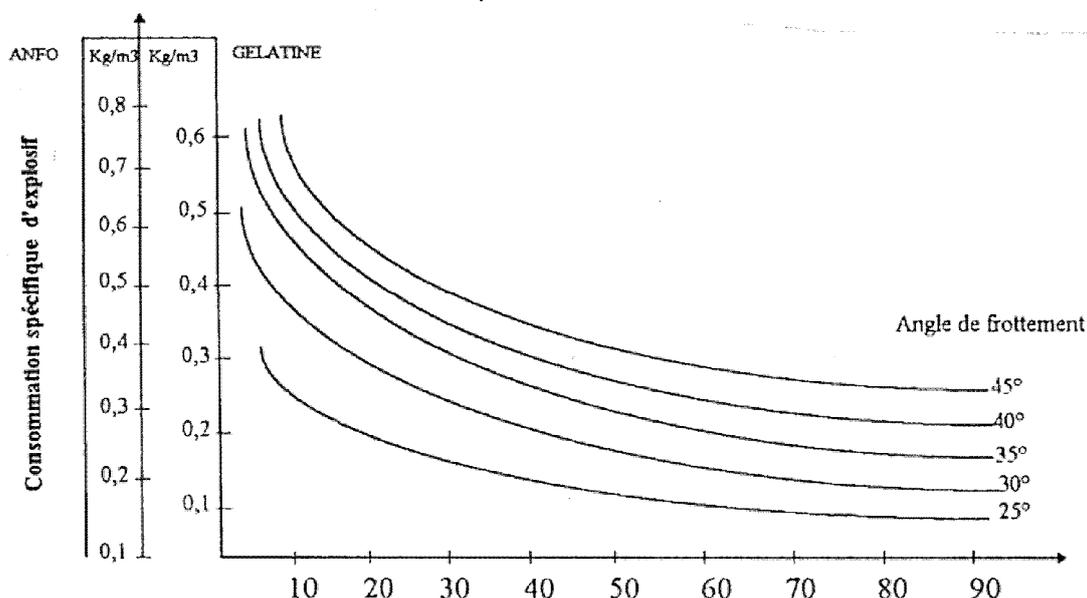


Fig I.13: Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par «Ashby»

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.

I.2.3 Conditions climatiques (Eau quelque fois contrôlable)

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle influe généralement sur trois paramètres à savoir :

I.2.3.1 La Foration

L'eau a tendance à réduire la résistance de la matrice rocheuse et par conséquent à faciliter la pénétration de l'outil de foration. Cependant, la vitesse instantanée de la foration est augmentée. Par contre, la diminution de la résistance de la paroi du trou peut favoriser des éboulements localisés d'où des risques de coincement de l'outil de foration.

I.2.3.2 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.

I.2.3.3 Le processus d'abattage

Le rôle exacte 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:

I.2.3.3.1 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.

I.2.3.3.2 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.

I.2.3.3.3 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 vibration. 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.

I.2.3.3.4 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.

I.3 Paramètres contrôlables (Variables)

I.3.1 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.

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

$[(d_{ch} \times D) / (\rho_r \times V_c)]$, est compris entre (0,4 et 0,7) se rapproche de l'unité.

Où:

D : La vitesse de détonation de l'explosif.

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

$$d_{ch} = \rho \times (D_e/D_t)^2 \times K_t \quad (I.8)$$

ρ : la masse volumique d'explosif.

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

D_e : diamètre de la charge explosive.

D_t : diamètre du trou.

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

ρ_r : densité de la roche.

V_c : vitesse des ondes de compression dans la roche.

Les produits $(d_{ch} \cdot D)$ et $(\rho_r \cdot V_c)$ sont appelés impédances mécaniques de l'explosif et du rocher.

La relation du rapport des impédances mécaniques montre que plus la roche est dure et dense, plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité.

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

Par ailleurs les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent aussi sur le choix de l'explosif caractérisé principalement par:

I.3.1.1 Déflagration et détonation

I.3.1.1.1 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.

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

I.3.1.1.2 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" [20].

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.

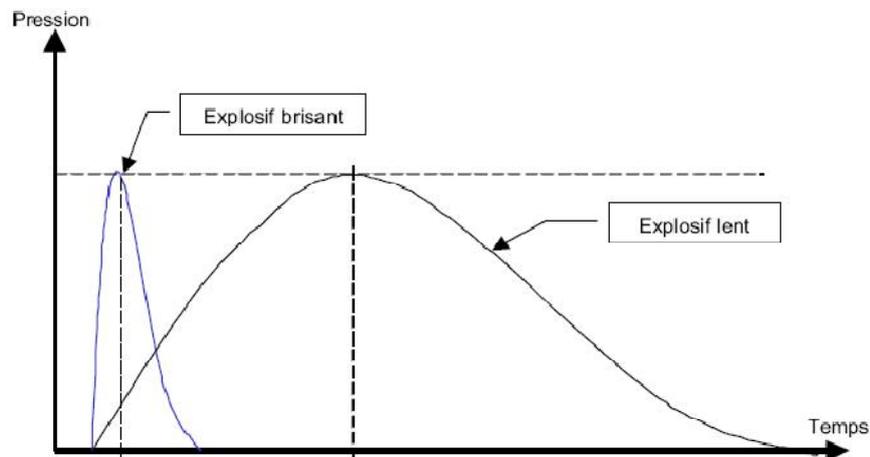


Fig I.14: Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent

I.3.1.1.3 Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine)

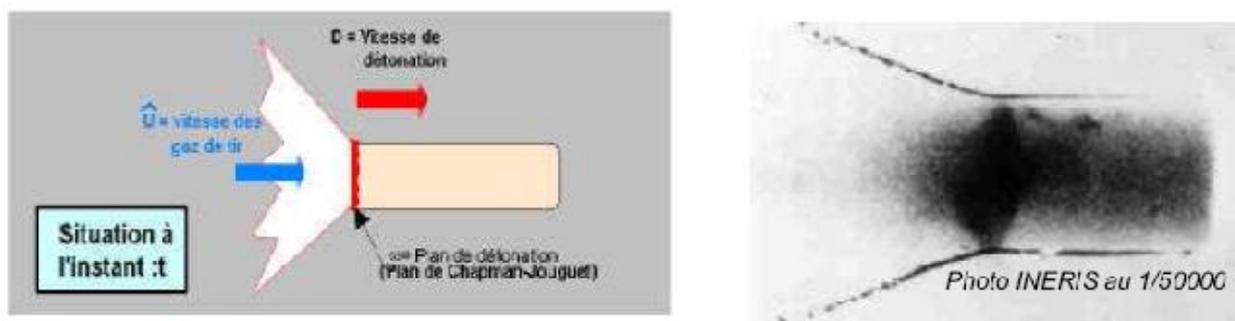


Fig I.15: Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine)

En expérimentation à l'air libre, à un instant (t), on distingue lors d'une détonation (Fig I.16):

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

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.

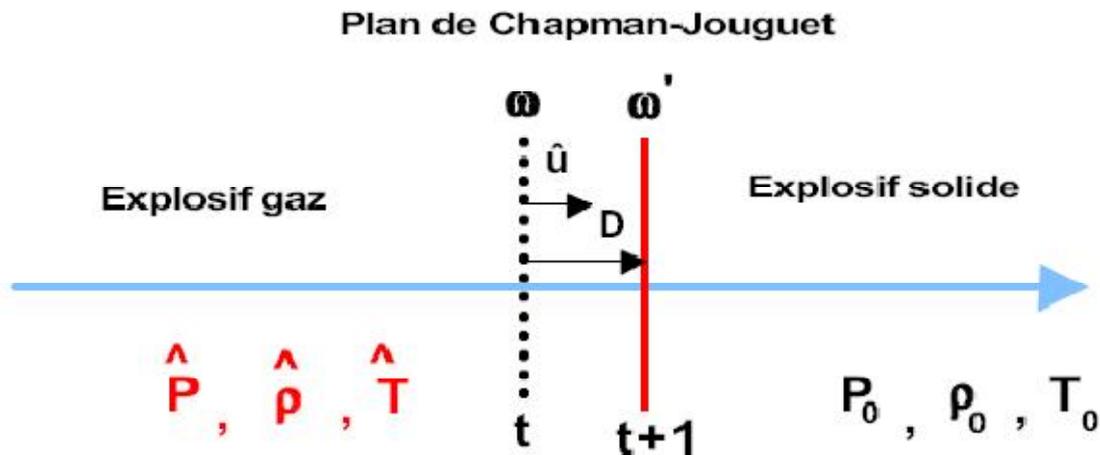


Fig I.16: Conditions idéales de la détonation

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 [20]:

I.3.1.1.3.1 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.

I.3.1.1.3.2 Conservation de l'énergie

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

I.3.1.1.3.3 Conservation de la quantité de mouvement

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

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

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

La masse d'explosif que traverse l'onde de choc par unité de temps (t) et par unité de surface d'onde (s) est : $D \times s \times t \times \rho_0$

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

La masse correspondante des produits de détonation est: $(D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho}$

D'où la relation:

$$D \times s \times t \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho} \quad (\text{I.9})$$

Soit:

$$D \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \quad (\text{I.10})$$

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

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

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

$$\rho_0 \times D \times (\hat{E} - E_0) + \rho_0 \times D \times \hat{U}^2 / 2 = \hat{P} - \hat{U} \quad (\text{I.11})$$

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

Le travail nécessaire à la mise en mouvement du plan correspond à la masse d'explosif traversé par l'onde de choc multiplié par la vitesse de propagation du plan de Chapman Jouguet soit :

$$D \times \rho_0 \times D = P_0 \quad (\text{I.12})$$

Les forces de pression engendrées par les gaz sont égales à la masse de ces derniers multipliée par leur vitesse soit :

$$(D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \times (D - \hat{U}) = \hat{P} \quad (\text{I.13})$$

D'où la relation :

$$(D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \times (D - \hat{U}) - D \times \rho_0 \times D = \hat{P} - P_0 \quad (\text{I.14})$$

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

$$D - \hat{U} = \hat{a} \quad (\text{I.15})$$

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

NB

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

I.3.1.1.4 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.

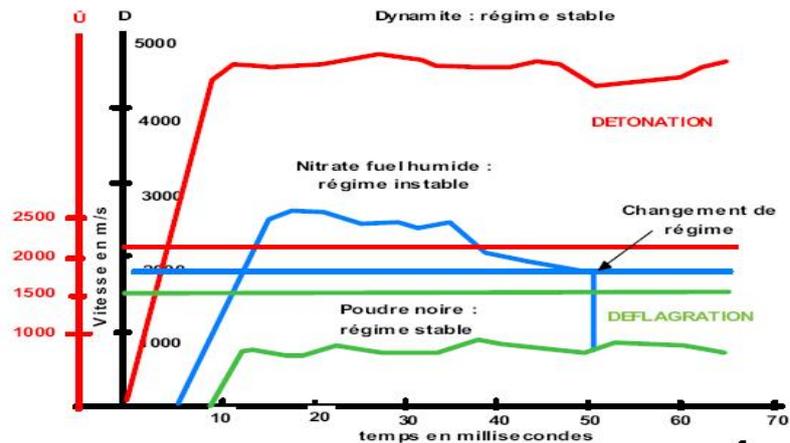


Fig I.17: Régimes des explosifs

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 [20].

I.3.1.1.5 Diamètre critique de détonation

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

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

On passe alors d'un régime détonant à un régime déflagrant. Si la vitesse continue à diminuer, on obtient un arrêt total de la réaction chimique [20].

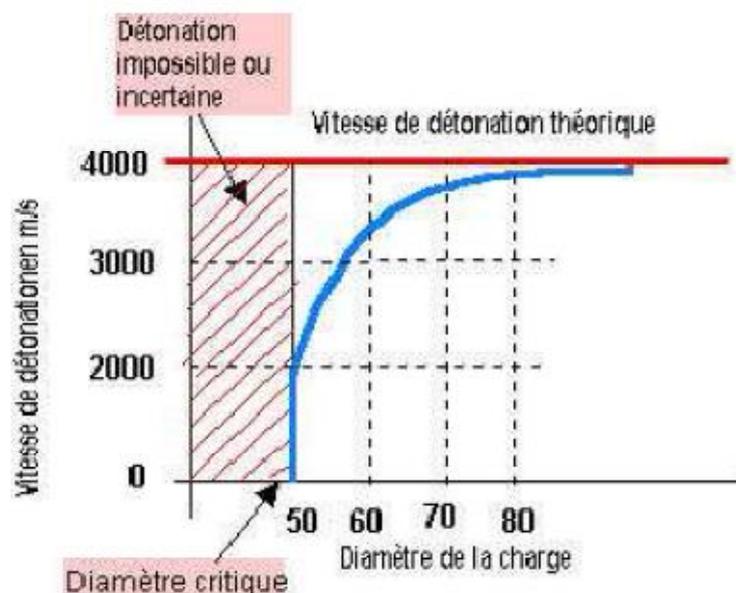


Fig I.18: Diamètre critique de détonation

I.3.1.1.6 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 micro bulle 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.

I.3.1.1.7 Mesure de la vitesse de détonation in situ

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

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

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

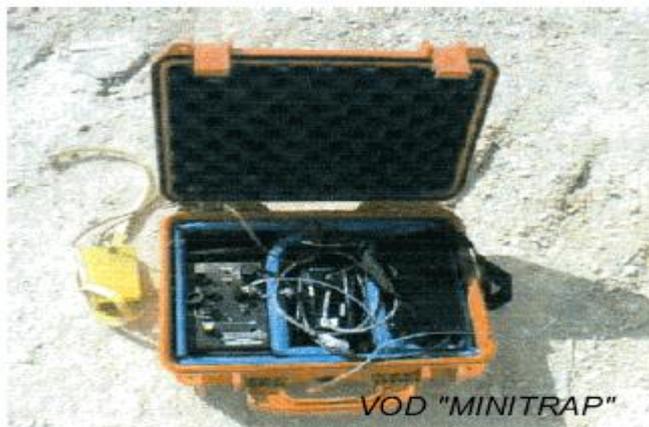


Fig I.19: Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place

On peut ainsi analyser :

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

La courbe figurée à gauche (figure ci-dessous) illustre le type de résultat brut obtenu après mesure.

Un traitement informatique est ensuite nécessaire pour interpréter les résultats (courbe de droite).

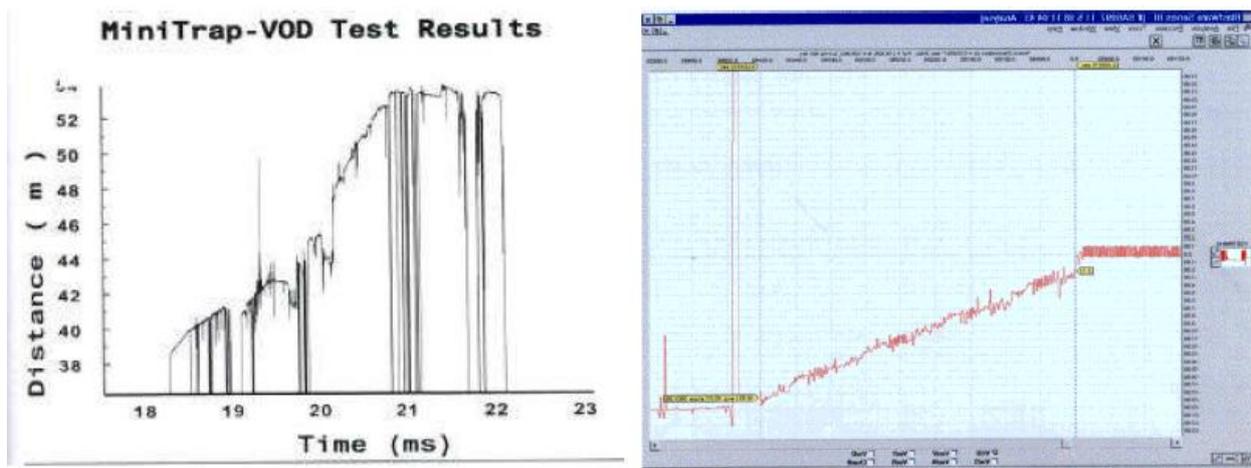


Fig I.20: Exemple de mesure et analyse de certains paramètres

La précision d'amorçage est particulièrement importante dans la recherche de la diminution des effets sismiques liés aux tirs de mines. Les mesures effectuées par Exploitech² mettent en évidence des variations importantes : par exemple 17,5 ms. pour des détonateurs courts retard de 25 ms. Si on a réalisé le calcul à partir des règles du tir séquentiel et de la valeur nominale du détonateur, les risques de chevauchement total ou partiel sont particulièrement importants. L'imprécision des détonateurs pyrotechniques explique les variations importantes constatées lors de la mesure de la vitesse particulière de tirs parfaitement identiques. Cet argument majeur justifie à lui seul l'utilisation de détonateurs électroniques pour résoudre les cas difficiles [20].

I.3.1.2 Les caractéristiques de performance

I.3.1.2.1 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.

I.3.1.2.1.1 Méthodes de mesure

I.3.1.2.1.1.1 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.

I.3.1.2.1.1.2 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.

I.3.1.2.1.3 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. Le bassin doit être suffisamment grand pour éviter les réflexions des ondes de choc. Au moment de la mise à feu, l'explosif libère dans l'eau une onde de choc qui se traduit à l'enregistrement par un pic de pression, c'est l'énergie de choc. Après détonation complète de la charge, les gaz de détonation forment une bulle dont la pression interne est supérieure à la pression hydrostatique. Le diamètre de cette bulle croît donc rapidement. Au fur et à mesure de l'augmentation du diamètre de la bulle, la pression interne diminue jusqu'à atteindre la pression hydrostatique. A ce stade, la bulle se met à osciller et émet dans l'eau, à intervalle régulier, des ondes de pression de faible amplitude. La durée de ce phénomène d'oscillation est caractéristique de l'énergie de gaz.

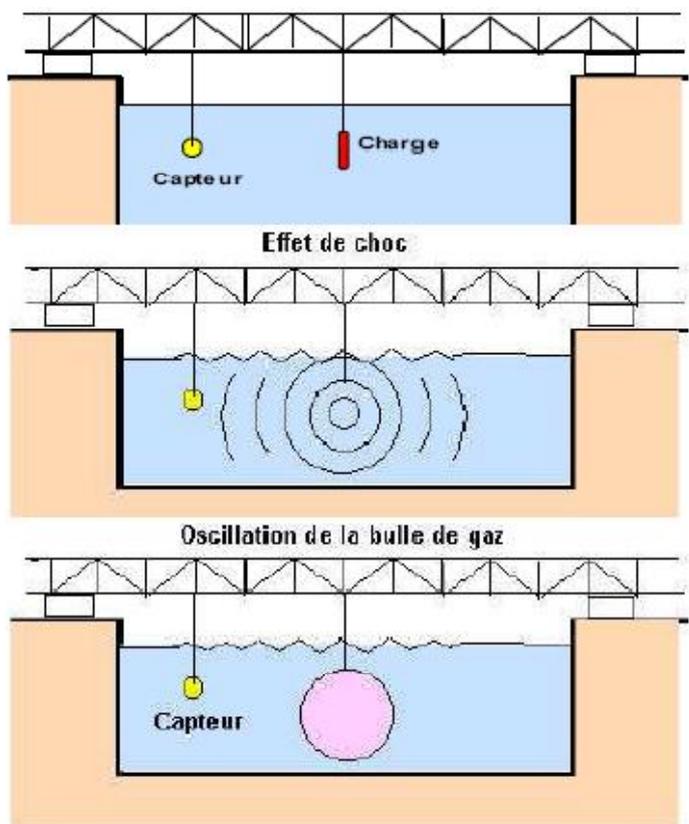


Fig I.21: Mesure d'énergie en piscine

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

La mesure en bassin met en jeu des quantités d'explosifs de plusieurs kilos en diamètres identiques à ceux vendus dans le commerce. On utilise les amorçages standards, détonateurs, cordaux. On peut simuler le confinement avec des tubes en acier ou plastique selon que l'on souhaite simuler une roche très résistante ou peu résistante.

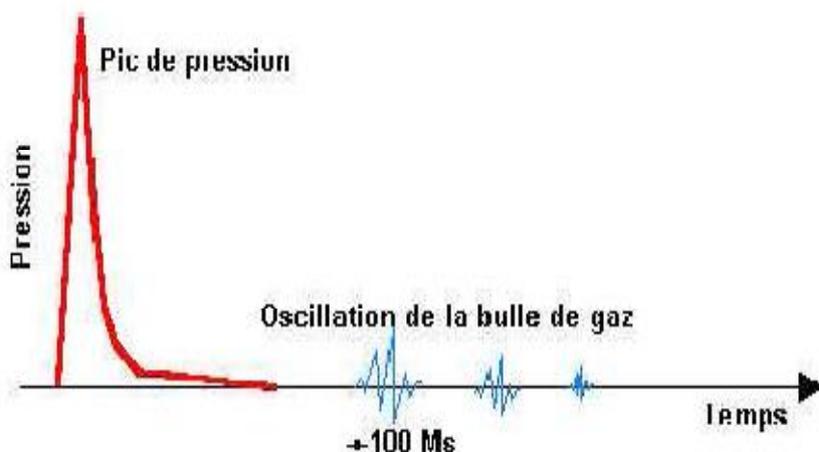


Fig I.22: Graphique de pression en fonction du temps

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.

I.3.1.2.1.4 L'énergie déterminée par calcul thermodynamique

$$S = \left(\frac{5}{6} \times \frac{Q}{Q_r} \right) + \left(\frac{5}{6} \times \frac{V}{V_r} \right) \quad (I.16)$$

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

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

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

Q : quantité de chaleur dégagée par la détonation ;

V : volume de gaz ;

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

Ce coefficient S est utilisé dans de nombreuses formules de calcul de tir, en particulier dans les formules de Langefors [21].

I.3.1.2.2 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.

I.3.1.2.3 Vitesse de détonation

I.3.1.2.3.1 Méthode de mesure

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

I.3.1.2.3.2 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,
- 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,

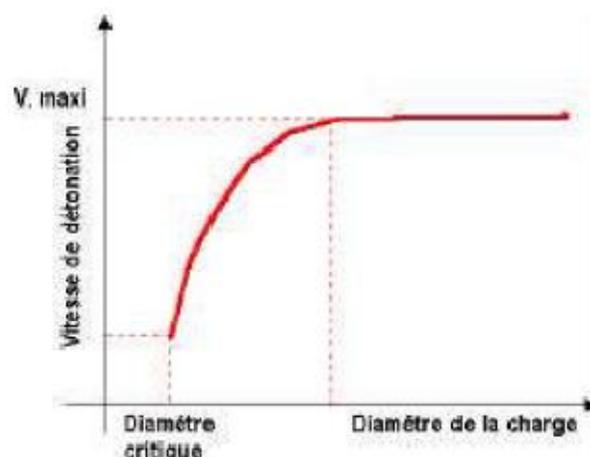


Fig I.23: Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive

- 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.

I.3.1.2.4 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.

I.3.1.2.4.1 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

I.3.1.2.4.2 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.

I.3.2 Paramètres liés aux trous

I.3.2.1 Qualité de la foration

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanéité des forages.

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

Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus 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 œuvre:

I.3.2.1.1 Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

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

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

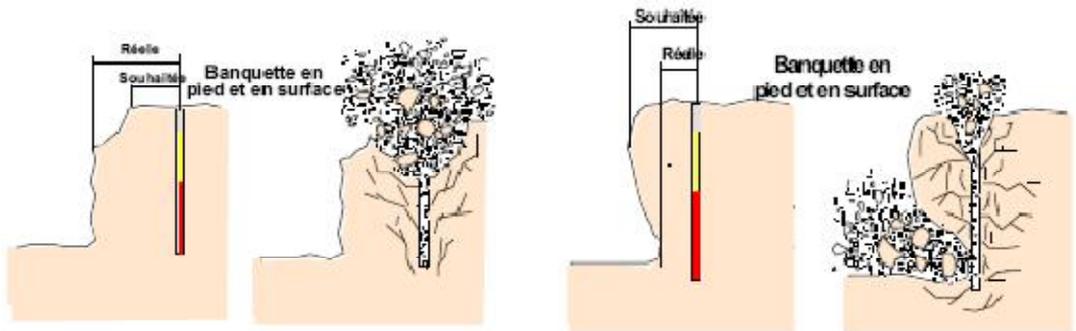


Fig I.24: Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage

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

I.3.2.1.2 Les déviations de forages

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

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

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

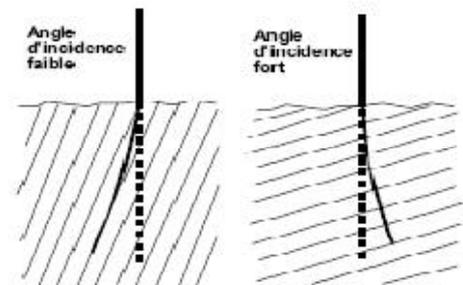


Fig I.25: Déviation due aux discontinuités

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 (Fig I.26).

Si la déviation a lieu dans un plan parallèle au front de taille on peut avoir un rapprochement dangereux de deux charges de pied avec des risques de projection importants (Fig I.26).

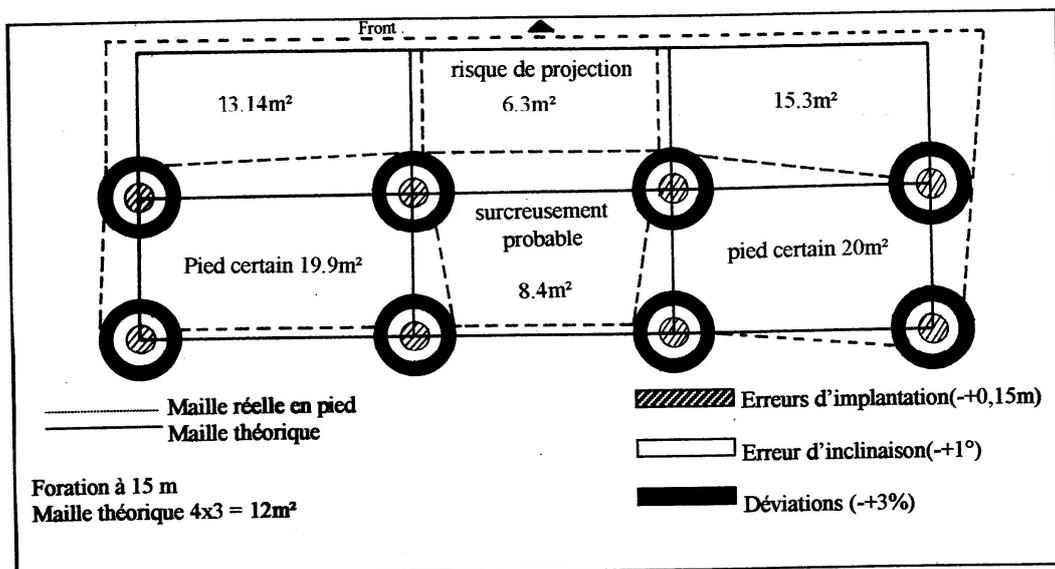


Fig I.26: Différence entre maille théorique et maille réelle

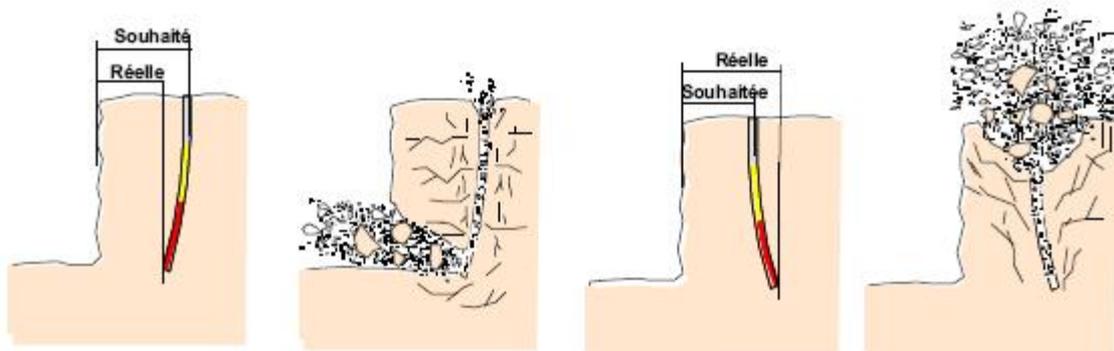


Fig I.27: Conséquences de déviation des forages

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

I.3.2.2 Le diamètre du trou

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue.

Baron L, Dimidiuk T et Juanov V argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion.

De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

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

Le choix du diamètre du trou dépend aussi des certaines données à savoir :

- L'environnement: le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.
- La hauteur du front à abattre: l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre.

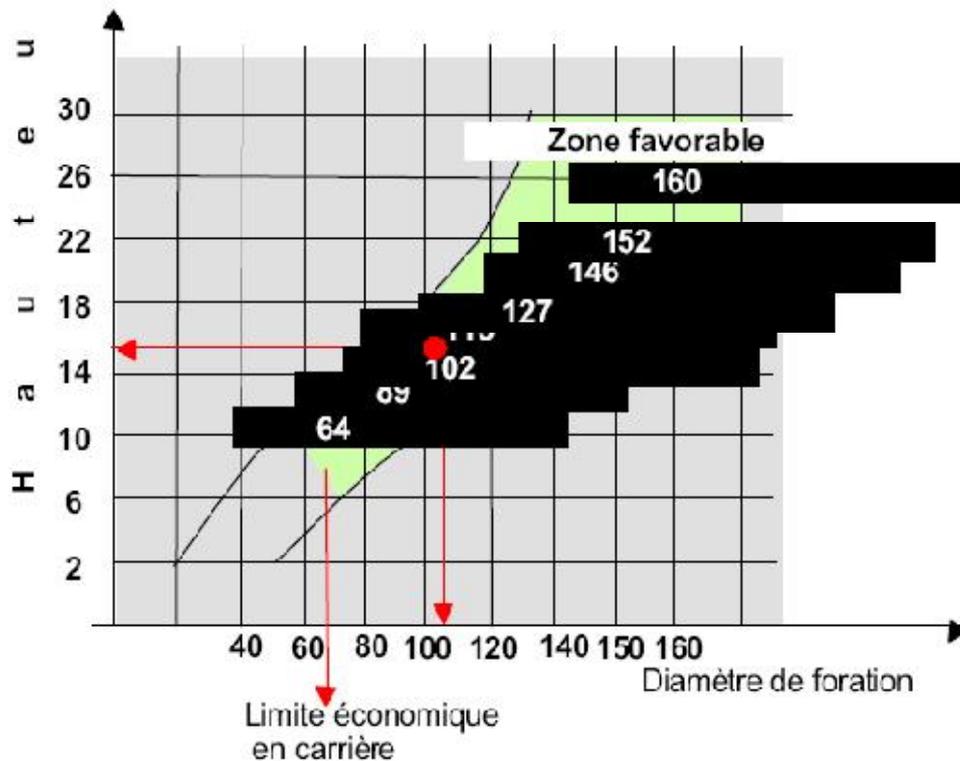


Fig 1.28: Choix de diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin

I.3.2.3 L'inclinaison du trou

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

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

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

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

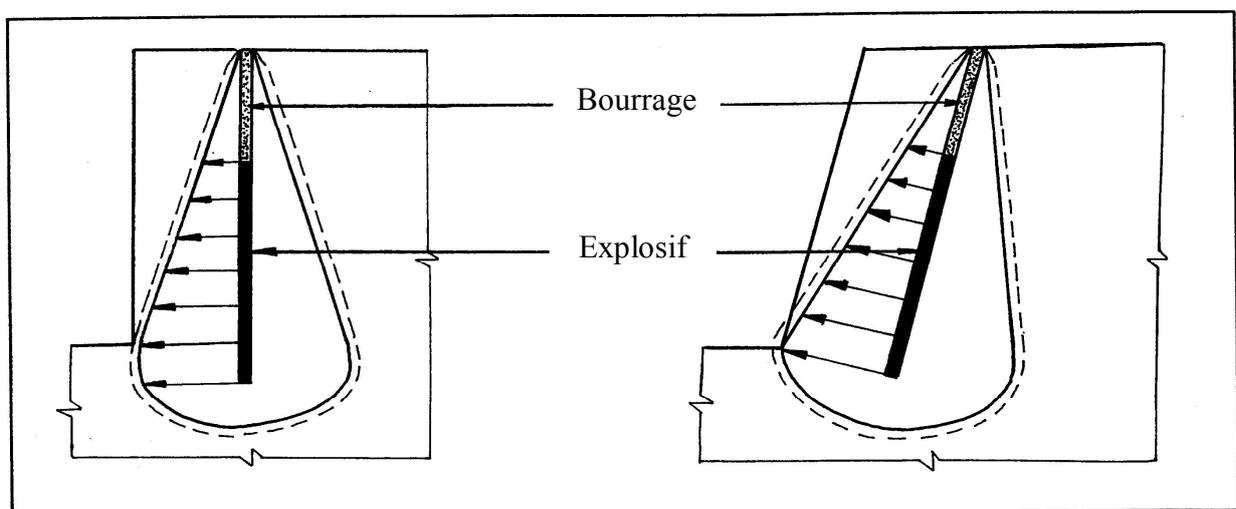


Fig I.29: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison

I.3.2.4 L'excès de forage (sous forage)

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

La longueur de sur-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes.

I.3.2.5 Longueur du trou

Il est dépende essentiellement: de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès.

Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs.

I.3.3 Paramètres liés au Bourrage

I.3.3.1 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. En général, il dépend de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à (0,5 de la banquette) dans les courts trous.

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

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

I.3.3.2 Qualité du matériau de bourrage

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

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

I.3.4 Paramètres liés au plan

I.3.4.1 Banquette

Cette dernière représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée de trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée.

Les facteurs affectant le choix de la banquette sont:

Le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

I.3.4.2 L'espacement

On entend par Espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

I.3.4.3 Rapport de maille

Le rapport de maille est égal à la valeur de l'espacement sur celle de la banquette.

- Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre (1,1 et 1,5).
- Pour un bon profil du front, ou par commodité, il est souvent voisin de (1).
- La production d'enrochement, recommande de le réduire à une valeur inférieure à 1.

I.3.4.4 Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le cas de l'interface (roche-air), la réflexion est presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage.

Hino [02] et Duvall et Atchison [38] ont même proposé que ce mécanisme soit le facteur principal de la fragmentation de la roche.

I.3.4.5 Type d'amorçage et séquence d'initiation

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, échauffement, inflammation, compression, ondes de choc, etc.

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.

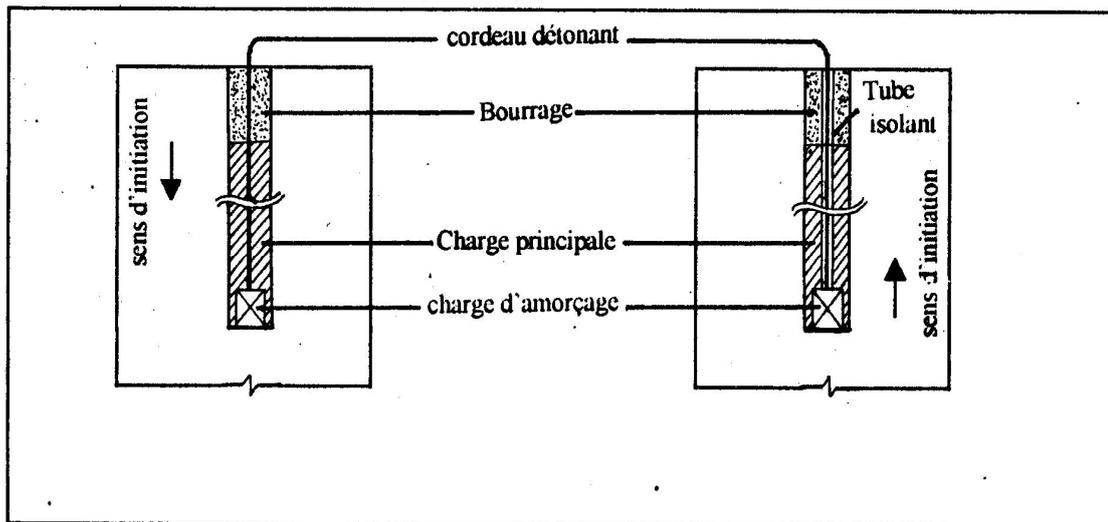


Fig I.30: Sens d'initiation d'une charge explosive

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.

I.4 Conclusion

L'analyse des paramètres influençant le plan d'un tir nous a permis de conclure que les essais mécaniques de compression simple ou triaxiale permettant d'établir des modules ou des coefficients, ainsi des différentes résistances qui caractérisent le comportement de la roche sous des contraintes d'explosif sont indispensables. 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. Quant à la résistance à la compression, elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation.

La chaîne technologique d'un plan de tir et leur efficacité sont plus affectées par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres, et les conditions climatiques que par les propriétés de l'explosif.

Au propos des paramètres contrôlables, le choix de type d'explosif dépend de la nature du massif et les objectifs de fragmentation et de foisonnement. Le trou doit être caractérisé par un diamètre choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage, une longueur qui prédétermine la distribution de la charge et par conséquent la distribution de l'énergie dans le volume à abattre, aussi une inclinaison qui améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir, ainsi l'excès de forage qui sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin. La hauteur de bourrage et sa qualité sont responsables de l'utilisation de l'énergie

d'explosif. La largeur de la banquette et l'espacement sont affectées principalement par les paramètres liés au trou, la hauteur du gradin, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue. La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrières et les vibrations qui résultent du tir.

Par ailleurs toutes les 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 incertitude persiste au sujet de leur qualité, au profit de nouveaux trous qui seront réalisés sous étroite surveillance.

Chapitre II

Processus de fragmentation

II.1 Introduction

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.

II.1.1 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.

II.1.2 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.

II.1.3 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, Thierry [54].

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).

II.1.4 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 micros fissures et ouvrent définitivement les fissures et séparent ainsi la matrice rocheuse en de multiples fragments.

II.1.5 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 acquiert 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.

II.2 Effet de choc et effet de gaz

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.

II.2.1 Phases de la détonation

II.2.1.1 Phase 1: temps $t_0 + \varepsilon$

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.

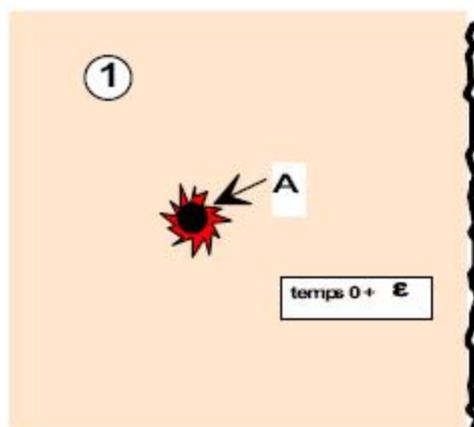


Fig II.1: Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche)

II.2.1.2 Phase 2: temps $t_0 + 0,7 \text{ ms}$

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) (Fig II.2) qui ne dépassent pas la limite (C) (Fig II.2).

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.

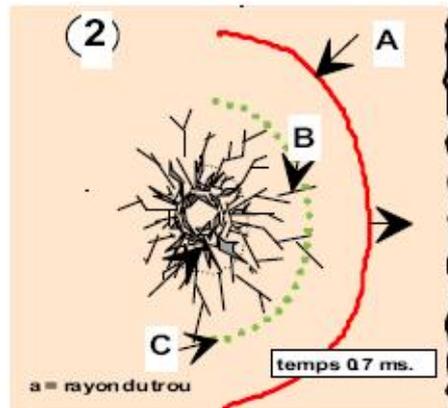


Fig II.2: Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales

II.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 ($Rt = Rc/20$), l'onde réfléchie dépasse largement Rt , 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.

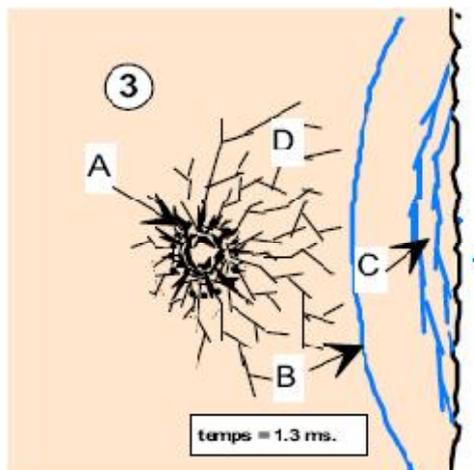


Fig II.3: Réflexion d'onde de choc et leur effet

II.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.

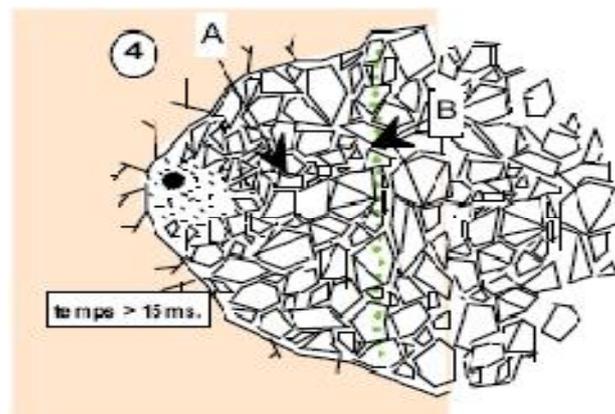


Fig II.4: Propulsion des matériaux

II.2.2 Analyse de l'effet de choc

II.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.

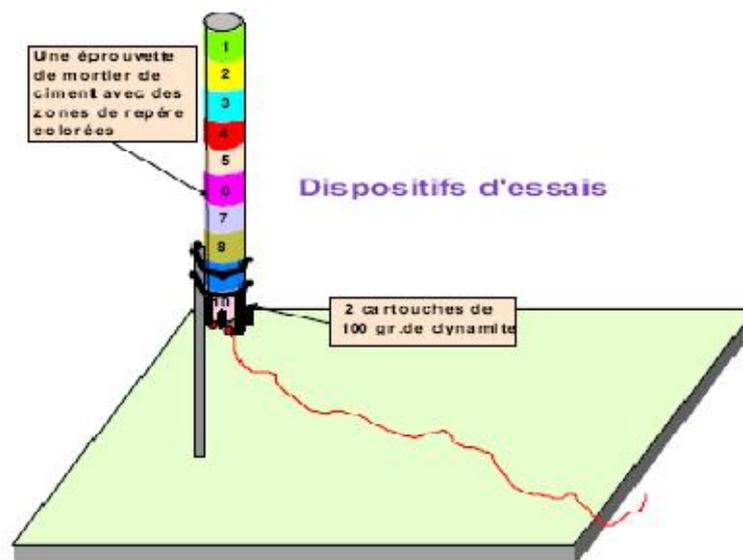


Fig II.5: Expérience de la barre de Hino

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 l'explosif [02] et [20].

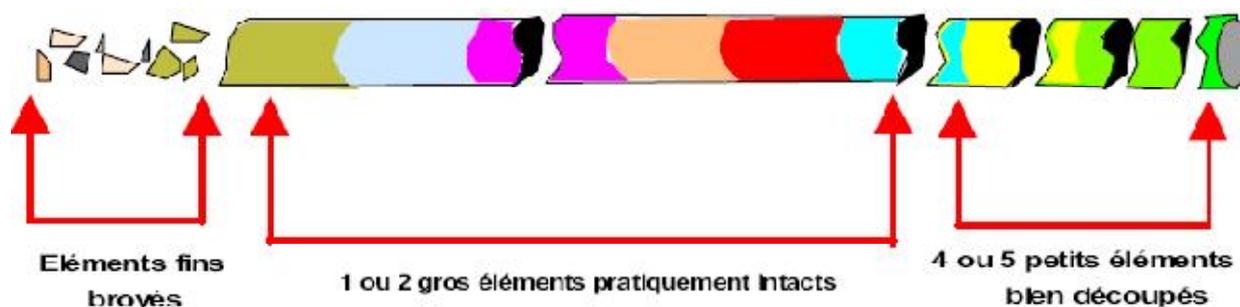


Fig II.6: Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif

II.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

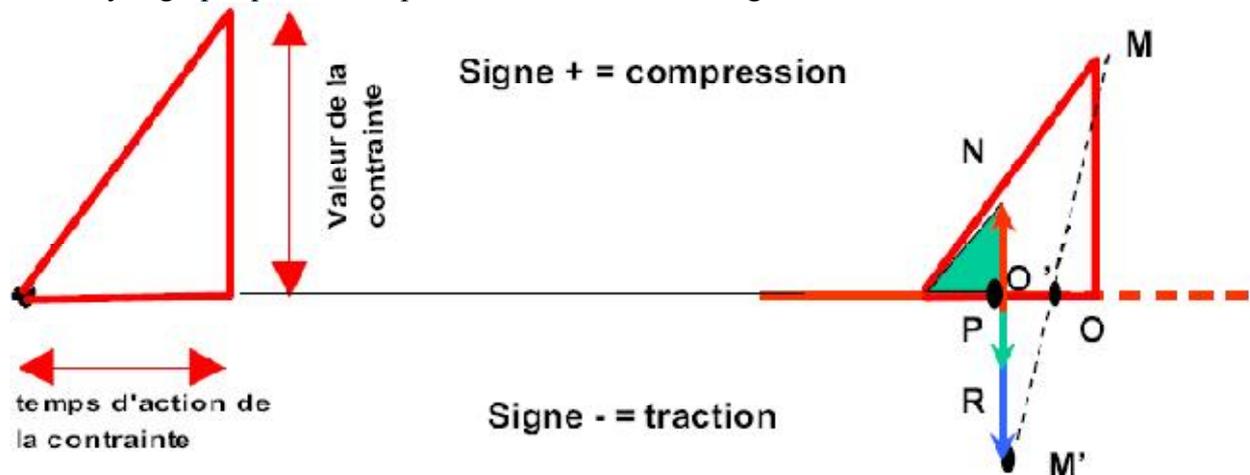


Fig II.7: Diagramme de Hino

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 cotés 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.

Si l'on reporte le vecteur N sur le vecteur P, on obtient le vecteur R (résultante) qui est également une traction. Si $R > Rt$ il y a rupture par traction au point O'. Cette nouvelle extrémité sert alors de référence à un nouveau triangle (couleur bleue) (Fig II.6). Le phénomène se répète ensuite jusqu'à ce que le vecteur N soit nul. C'est ce qui explique la formation successive de plusieurs ruptures [02] et [20].

II.2.3 Analyse de l'effet de gaz

II.2.3.1 Transformation d'une pression statique en effet de traction sur la paroi

Dans une cavité en forme de cylindre (fig II.8), 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.

Ces contraintes étant de sens opposé, une traction est exercée aux points x et y. Ce phénomène est identique quel que soit la position de l'axe (x y).

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".

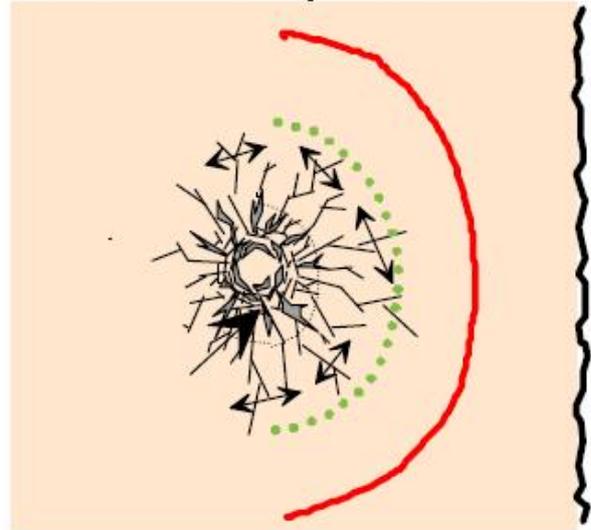
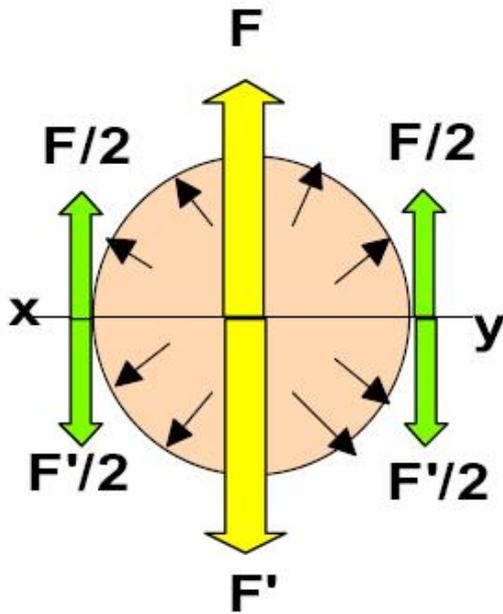


Fig II.8: Propagation de la pression statique sur la paroi du trou

II.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.

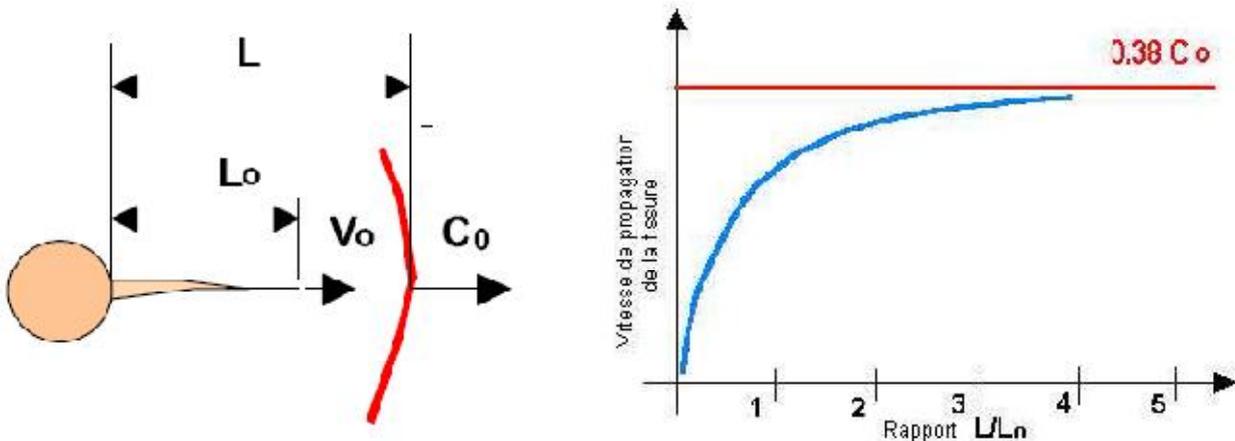


Fig II.9: Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation

II.3 Modélisation (optimisation et simulation)

Dans la pratique, l'optimisation classique se faisait de la façon suivante: Un premier tir était réalisé sur la base d'un plan de tir « moyen » calculé par la méthode pondérale, souvent à maille carrée, l'essentiel étant qu'il ne mène pas à un échec pur et simple de l'abattage.

En fonction des résultats obtenus, on modifiait le plan de tir en approches successives jusqu'à se rapprocher de l'optimum.

Comme dans tout processus d'optimisation d'un phénomène complexe, il importait de ne modifier qu'un seul paramètre à la fois.

Cette démarche pouvait durer très longtemps.

En fait elle n'est jamais tout à fait terminée, et les mineurs et les exploitants sont souvent très réticents lorsqu'il s'agit de modifier des plans de tir qui fonctionnent, même lors de l'introduction de nouvelles techniques.

A l'inverse la simulation est la prévision des effets d'un tir de mine à partir des paramètres de réalisation de ce tir.

Donc, la modélisation est d'écrire le phénomène sous forme d'un modèle mathématique qui lit les données et les résultats entre eux.

Depuis quelques années, on trouve sur le marché des logiciels d'optimisation et de simulation de plan de tir qui fonctionnent avec plus ou moins de bonheur selon leur structure (systèmes experts ou simples calculateurs...), selon les données sur lesquelles ils s'appuient (de toute façons empiriques). Ils peuvent être extrêmement précieux si l'on doit souvent mettre en œuvre des plans de tir très différents sur des sites très différents.

Citant comme exemple le modèle DNA Blast élaboré par le chercheur Thierry BERNARD (France)

II.3.1 Le principe du modèle DNA Blast

Le modèle DNA Blast est calqué sur le principe de l'ADN d'un organisme vivant. L'ADN est une combinaison unique de gènes d'un organisme (chaque gène décrivant une fonctionnalité élémentaire de l'organisme) qui caractérise précisément cet organisme.

Le principe a été appliqué aux tirs de mines, considérant que chaque tir de mine est un « être » unique dont les effets sont produits par les effets élémentaires combinés d'un assemblage particulier de gènes, Thierry [54].

II.3.2 Mécanismes élémentaires (gènes)

L'ensemble du mécanisme décrit ci-dessus peut être décomposé en différents modules élémentaires interagissant entre eux. Un module décrit une action spécifique basée sur un principe physique. Il comporte des éléments d'entrée et de sortie, Thierry [54].

En exemple, le module balistique permet d'illustrer le principe :

- Il décrit la trajectoire d'un fragment
- Principe physique : principe fondamental de la dynamique appliqué à un fragment de roche
- Élément d'entrée : champ de pression s'appliquant sur les faces du fragment de roche
- Élément de sortie : trajectoire du fragment de roche
- Un tel module est appelé : gène.



Fig II.10: Exemple du gène Balistique

II.3.3 Modélisation des gènes et des gènes “inverses”

Chaque gène fait l’objet d’un modèle mathématique qui lit les données de sorties aux données d’entrée. Le gène inverse est un modèle qui lit les données d’entrée aux données de sortie. Cette fonction n’existe pas bien sur dans la nature et est un pur artifice mathématique [54].

II.3.4 Mise en relation des gènes entre eux (interactions multiples)

Chaque gène code une action particulière du mécanisme de fragmentation. Certains gènes possèdent plusieurs entrées pour une seule sortie. D’autre part l’action de chaque gène n’est pas indépendante des actions des autres gènes mais y est liée par le paramètre temps. En effet chaque action possède sa propre cinétique. On se retrouve donc avec un réseau de gènes reliés entre eux par des liens croisés construisant un réseau de type « neuronal » indexé par le temps. (Voir gènes retenus plus loin) [54].



Fig II.11: Assemblage type de Gènes – Hélice ADN

II.3.5 Résolution du problème directe (simulation)

La résolution du problème directe permet de simuler les effets d’explosions de charges explosives dans la matière (modélisation de l’effet d’un gène à partir de ces éléments d’entrée et ceci pour tous les gènes simultanément en tenant compte de leurs interactions). Parmi ces effets on retiendra principalement la fragmentation des roches (distribution granulométrique), la trajectoire des fragments de roches (forme du tas ou projections), les vibrations générées dans l’environnement des charges, l’endommagement du massif resté en place.

II.3.6 Résolution du problème inverse (optimisation)

La résolution du problème inverse permet de déterminer les paramètres d’emploi de charges explosives qui conduiront aux effets désirés (modélisation de l’effet inverse d’un gène à partir de ces éléments de sortie et ceci pour tous les gènes simultanément en tenant compte de leurs interactions). Parmi ces effets on retiendra principalement la fragmentation des roches (distribution granulométrique), la trajectoire des fragments de roches (forme du tas ou projections), les vibrations générées dans l’environnement des charges, l’endommagement du massif resté en place.

II.3.7 Les gènes retenus

Au stade actuel du développement, une vingtaine de gènes ont été retenus pour assurer la modélisation cohérente du mécanisme de fragmentation. Le schéma ci-dessous montre l'interaction entre les différents gènes.

La liste de gauche représente les paramètres d'entrée du modèle. Les gènes de sortie décrivent les cinq principaux effets d'un tir d'une mine : Fragmentation, Forme du tas, vibrations, projections et endommagement du massif, Thierry [54].

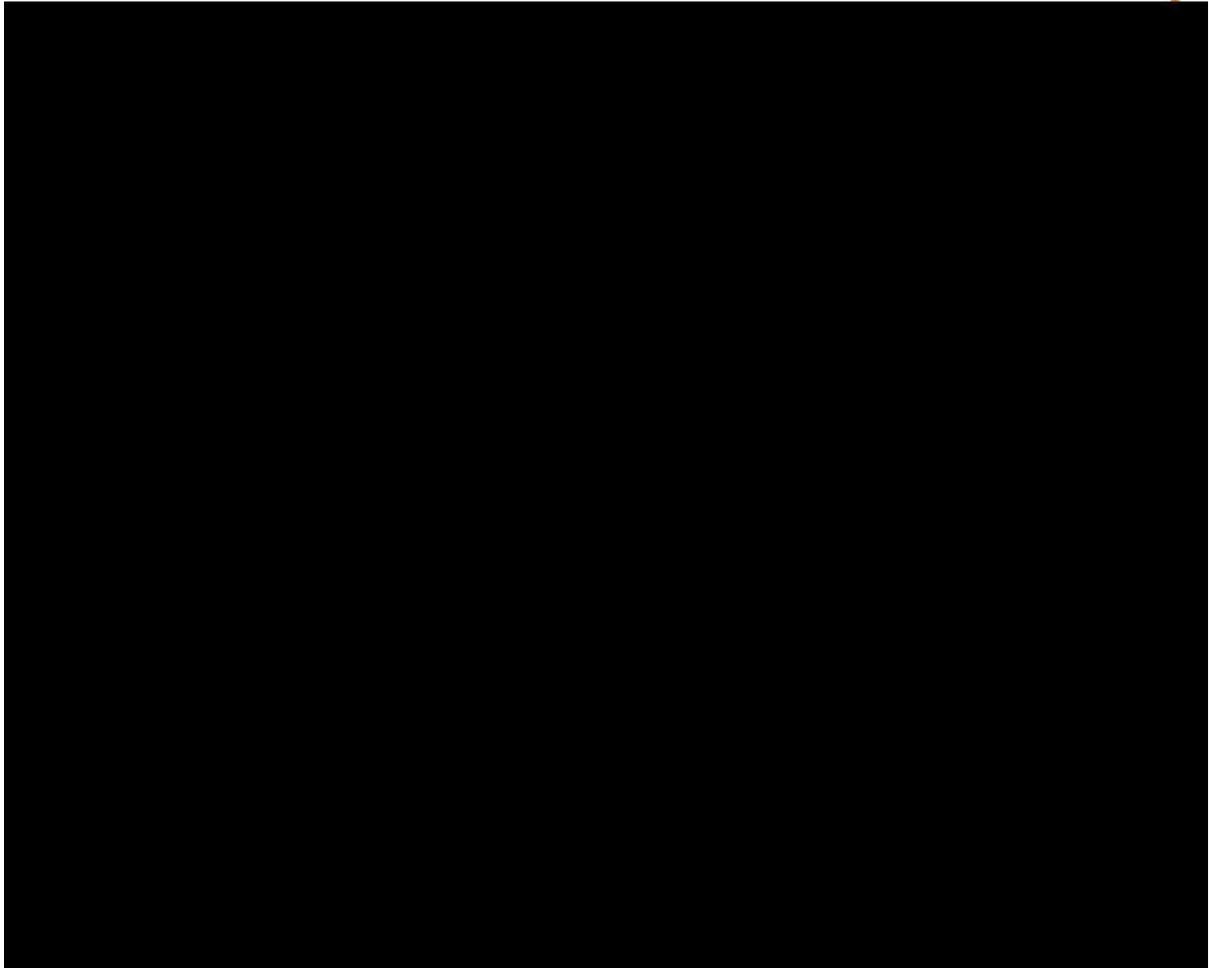


Fig II.12: Schéma d'interaction des gènes du modèle DNA Blast

NB: La liste des gènes modélisés est portée en annexe

II.4 Conclusion

L'étude du processus de fragmentation permettra la bonne compréhension des phénomènes qui peuvent surgir lors de tir, notamment l'effet de choc et l'effet de gaz, représentant l'essence de rupture, et par conséquent la mise en place des conditions favorables à la naissance convenable de ces deux éléments.

L'effet de choc est proportionnel à l'importance de la discontinuité de pression, il dépend:

- De la qualité mécanique de la roche et en particulier ce qu'on peut appeler son aptitude à la fracturation. Certaines roches comme le granite, bien que sont dures, sont assez facilement fracturables; d'autres au contraire (minerais siliceux, marne) sont tendres, mais tenaces, c'est alors une erreur d'utiliser un explosif brisant pour les abattre. Cet explosif y dépense son énergie à créer de gros fourneaux, mais le rendement globale est faible;
- Du couplage de l'explosif. En effet, les gaz, et notamment l'air, par leur grande compressibilité, amortissent la pointe de pression de l'onde de choc.

L'effet de gaz est proportionnel à l'importance du volume de gaz dégagé par unité de volume d'explosif. En fait pour être complet, il faudrait ajouter aux actions des gaz dans le trou, les effets de déchirure, qui sont liés à la pression des gaz agissant sur les surfaces qui limitent les fissures engendrées par les ondes de choc.

Le modèle DNA Blast est un exemple de ce qui peut être accompli avec une bonne connaissance de la modélisation et la conception du plan de tir, il consiste à modéliser le processus d'un tir à l'explosif. En décomposant le mécanisme global de fracturation des roches en un ensemble de mécanismes élémentaires, appelés gènes. Chaque gène, s'appuyant sur des principes physiques est modélisé et validé par rapport à des mesures de terrain ou de laboratoires.

De plus, il est possible de rendre réversible un gène et de calculer ses paramètres d'entrée en fonction du résultat. Cette faculté, qui n'est possible que grâce aux mathématiques, ouvre la voie de l'optimisation d'un tir en fonction de l'expression des objectifs à atteindre.

Grâce à la modélisation on peut bénéficier beaucoup d'avantages, comme par exemple la détermination du temps d'initiation des charges explosives qui permet de contribuer à l'atteinte d'objectifs exprimés et cela de manière très conviviale pour l'utilisateur.

Chapitre III

Modèle de fissuration et de déformation des roches à l'explosif

Préambule

Un modèle de fissuration et de déformation des roches à l'explosif est proposé en utilisant les propriétés calculées d'explosif et les propriétés élastiques mesurées des roches. Cela est montré pour être capable de prédire dans l'exactitude expérimentale la déformation, l'énergie de déformation, le déplacement, l'effet de couplage (explosif - roche) dans une charge géométrique d'un plan pratique et le rôle de la pression des gaz pour la fragmentation de roche et dégagement de la banquette. Un mécanisme par le quel l'onde de déformation compressive radiale pouvant causer des fissures est montrée et discutée pour donner une description adéquate de fragmentation. La dimension maximale des fragments et quelques facteurs influençant la masse à abattre sont alors comparés avec des résultats expérimentaux.

III.1 Introduction

Il y eu beaucoup des recherches au propos de tir à l'explosif, mais peu de ces dernières ont été réellement appliqué en pratique. La sélection de la banquette optimale reset le problème pour les expériences ou l'application des formules empiriques. Les essais de fragmentation et les théories proposées par certains chercheurs en particulier celles de Livingston [01] n'ont pas été généralement appliquées, comme il y a doute si les résultats des expériences avec des explosifs sphériques peuvent être appliqués pour des longues charges explosives cylindriques typiquement pour la production des explosions. Beaucoup des études sur l'onde de déformation produite par la détonation d'explosif dans la roche ont été faites, mais restent des théories, particulièrement celle de Hino [02], n'a pas été appliquée pour le tir car il n'a pas été montré satisfaisant que l'onde de déformation est importante pour la rupture de la roche. La situation a été compliquée par l'étude de la propagation de fissures confirmant qualitativement la théorie d'expansion des gaz.

Le travail décrit ici a pour but de trouver des méthodes améliorées pour estimer la performance des explosifs pour l'abattage des roches.

III.2 Description

Le trou foré est considéré comme cylindre a épais parois ou sphère de roche remplie par les gaz de détonation produits. Après la détonation de l'explosif aucun gaz supplémentaire n'est évolué. Les parois de trou foré sont accélérées par la pression des gaz. Le résulte expansion provoque l'abaissement de pression des gaz jusqu'à que cette dernière sera égale aux contraintes sur les parois où l'accélération stoppe. Par conséquent on a besoin de connaître l'équation de l'état de détonation produise les gaz pour calculer l'abaissement de la pression avec l'augmentation de volume.

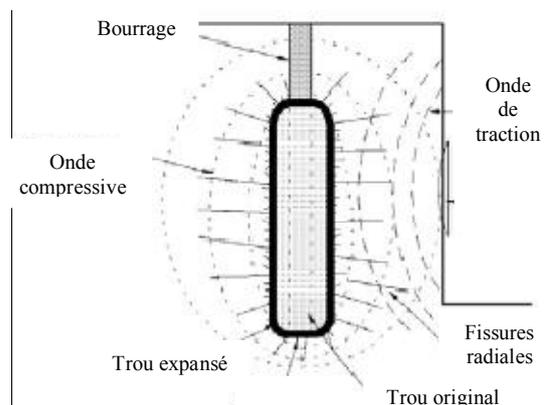


Fig III.1: Phénomènes développées dans un trou tiré

Favreau [03] a résolu ce problème pour des géométries cylindriques et sphériques supposant que nous pouvons utiliser l'équation adiabatique:

$$P.V^\gamma = C^{te} \quad (\text{III.1})$$

Avec:

P : La pression.

V : Le volume spécifique des gaz.

γ : L'exposant adiabatique.

C^{te} : Constant.

La déformation tangentielle $\frac{(x)}{(r)}$ et celle radiale $\frac{(dx)}{(dr)}$ en une distance (r) à partir d'un trou foré de rayon (b) dans une roche de densité (ρ_r), coefficient de Poisson (ν) et une vitesse d'onde longitudinale (C_0) sont pour:

- **Géométrie cylindrique:**

$$\frac{x}{r} = \frac{-(dx)}{(dr)} = \frac{(1-\nu) \times P \times b^2}{[(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 2(1-\nu) \times \gamma \times P] \times r^2} \quad (\text{III.2.a})$$

- **Géométrie sphérique:**

$$2 \frac{x}{r} = \frac{-(dx)}{(dr)} = \frac{2(1-\nu) \times P \times b^3}{[2(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 3(1-\nu) \times \gamma \times P] \times r^3} \quad (\text{III.2.b})$$

Ces équations donnent l'équilibre des valeurs après que les parois des cavités sont cessées pour être accélérées par la détonation d'explosif.

Le déplacement (x) des parois de cavité est obtenue en mettant ($r = b$) ce qui donne pour:

- **Géométrie cylindrique:**

$$x = \frac{(1-\nu) \times b \times P}{[(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 2(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (\text{III.3.a})$$

- **Géométrie sphérique:**

$$x = \frac{(1-\nu) \times b \times P}{[2(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 3(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (\text{III.3.b})$$

Puisque le déplacement des parois de cavité est petit, l'augmentation du volume ΔV_t peut s'écrire comme suit pour:

- **Géométrie cylindrique:**

$$\Delta V_t = 2\pi \cdot b \cdot L_{ch} \cdot x \quad (\text{III.4.a}_1)$$

Avec:

$$V_t = \pi \cdot b^2 \cdot L_{ch} \quad (\text{III.4.a}_2)$$

- **Géométrie sphérique:**

$$\Delta V_t = 4\pi \cdot b^2 \cdot x \quad (\text{III.4.b}_1)$$

Avec:

$$V_t = \frac{4}{3} \pi \cdot b^3 \quad (\text{III.4.b}_2)$$

Eliminant (x) des équations (4.a) et (4.b) on obtient pour:

- **Géométrie cylindrique:**

$$\frac{\Delta V_t}{V_t} = \frac{2(1-\nu) \times P}{[(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 2(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (\text{III.5.a})$$

- **Géométrie sphérique:**

$$\frac{\Delta V_t}{V_t} = \frac{3(1-\nu) \times P}{[2(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 3(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (\text{III.5.b})$$

La déformation radiale et celle tangentielle ainsi l'expansion du trou foré peuvent être calculées maintenant. L'énergie de déformation incitée dans la roche par l'explosif est déterminée par leur assimilation à la diminution de l'énergie disponible des gaz produits par la détonation. Pour l'équation de l'état adopté:

$$A = \int_{V_t}^{V_e} P.dV = \frac{P_0.V_t}{\gamma - 1} - \frac{\hat{P}.V_e}{\gamma - 1} \quad (\text{III.6})$$

Où:

$$V_e = \left(1 - \frac{\Delta V_t}{V_t}\right) \quad (\text{III.7})$$

V_e : est l'équilibre de volume du trou foré.

V_t : est le volume initial du trou foré.

III.3 Vision

L'image imaginée par ce travail est comme suit:

La détonation d'explosif génère une onde de choc dans la roche qui devient rapidement une onde de déformation compressive radiale. Cette dernière se propage dans la roche générant une série des fissures radiales dans toutes les directions. Cette onde de choc est faible après réflexion sur une surface libre de la masse à abattre et aucun mouvement de la roche n'est produit. Il est aussi assez faible qu'il n'y a pas probablement de mouvement en formation de cratère, mais la forme de cratère semble d'être dépendante de la vitesse longitudinale du son et celle de propagation des fissures dans la roche.

Cependant le bourrage commence à faire réduire la pression dans le trou foré. Cette réduction dans la pression permet à la roche de se délater donc une expansion des fissures dans les quelles les gaz parcourent à la vitesse locale du son. Ce qui provoque une seconde compression de la roche ouvrant rapidement les fissures. Puisque la pression élevée des gaz avance, la roche soumise au cisaillement qui provoque fissuration aux angles droits des fissures initiales. Ce processus continue jusqu'à les gaz peuvent se libérer directement dans l'atmosphère soit à travers les faces libres ou à travers le trou après l'éjection du bourrage.

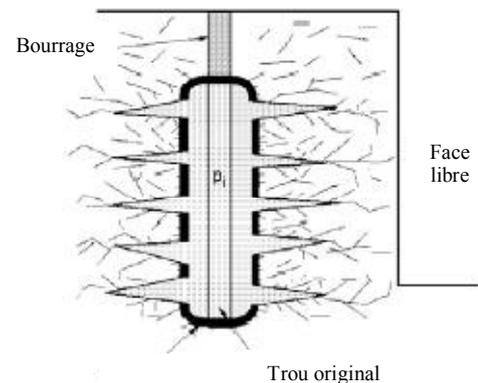


Fig III.2: Formation et développement des fissures

La raison pour la quelle on a adopté ce mécanisme de tir à l'explosif réside dans l'influence de l'explosif et les propriétés des roches et la comparaison avec d'autres plans empiriques.

III.4 Propriétés d'explosif

Pour résoudre les équations (2) à (5) nous devons connaître la pression et l'exposant adiabatique.

III.4.1 Pression

Un explosif peut se caractériser par deux pressions:

- **Pression de détonation:** C'est la pression dynamique associée avec l'onde de détonation.
- **Pression d'explosion:** C'est la pression développée lorsque l'explosif réagit pour donner les produits de détonation à son volume original.

Sadwin et al [04] ont montré que les pressions générées dans l'eau par une charge cylindrique, lorsque l'onde de détonation se propage normalement aux axes est plus élevée à partir de l'extrémité de la charge que dans la latérale de cette dernière.

La pression latérale est environ la moitié de la pression finale et peut être identifiée avec la pression d'explosion.

III.4.2 Exposant adiabatique (γ)

Favreau [03] assume que (γ) est le rapport entre les chaleurs spécifiques.

Deal [05] a définie

$$\gamma = \left(\frac{\partial \ln P}{\partial \ln V} \right)_s \quad (\text{III.8})$$

Et a montré que (γ) est une équation d'état produise l'expansion des produits de la détonation à partir de l'état de détonation (200 Kbars) jusqu'aux pressions de moins de (1Kbar).

Cette définition de (γ) réduite à $\frac{C_p}{C_v} = \gamma$ pour un gaz parfait.

$$\gamma = \left(\frac{\partial \ln P}{\partial \ln V} \right)_s = \frac{V}{P} \left(\frac{\partial P}{\partial V} \right)_s \quad (\text{III.9})$$

Cependant:

$$\frac{C_p}{C_v} \left(\frac{\partial P}{\partial V} \right)_T = \left(\frac{\partial P}{\partial V} \right)_s \quad (\text{III.10})$$

Donc:

$$\gamma = \frac{C_p}{C_v} \left(\frac{\partial \ln P}{\partial \ln V} \right)_T \quad (\text{III.11})$$

Pour un gaz idéal: $\frac{P.V}{R.T} = 1$ et $\left(\frac{\partial \ln P}{\partial \ln V} \right)_T = 1$

Donc:

$$\gamma = \frac{C_p}{C_v} \quad (\text{III.12})$$

III.5 Propriétés des roches

Dès équations (2) à (5), il est assumé que la roche est élastique. Il a été montré par Mcqueen et al [06] et Wackerle [07] que des substances fragiles restent élastiques jusqu'aux pressions de 40 à 80 Kbar, Ahrens et Gregson [08] ont montré qu'une onde précurseur élastique se propage dans la roche avant l'onde de choc. Il apparaît improbable que la roche lors de tir vas subir

une déformation plastique à l'exception dans la proximité du trou foré. Mcqueen et al [06] affirment que le coefficient de poisson reste constant jusqu'à pression de 100 Kbar.

III.5.1 Propriétés élastiques des roches

On a besoin de connaître la vitesse longitudinale du son et le coefficient de Poisson de la roche.

La vitesse longitudinale du son (C_0) et celle d'onde de cisaillement (V_{ci}) peuvent être déterminées en place à l'aide des méthodes sismiques comme il a été démontré par Nicholls [09]. Birch [10] montre qu'il y a une bonne corrélation entre la vitesse longitudinale des roches ignées et la densité lorsque la vitesse longitudinale est déterminée au dessous d'une pression plus élevée pour considérer la roche comme non poreuse (4 Kbar). Cette corrélation est retenue pour les roches avec des poids atomiques moyens similaires. Les poids atomiques moyens des roches ignées sont de l'ordre de 20 à 21.

Clark [11] a donné les statistiques ci-après de la vitesse longitudinale et celle de cisaillement pour des roches dans la pression atmosphérique:

Tableau III.1: Vitesse longitudinale du son et vitesse d'onde de cisaillement

Vitesse (km/s)	Standard déviation (km/s)	Corrélation
$C_0 = (3,45 \text{ à } 3,92)\rho_r$	0,57	0,85
$V_{ci} = (1,90 \text{ à } 2,01)\rho_r$	0,38	0,83

Pour des densités allant du 2,5 à 3,5 g/ml, le coefficient de Poisson a été déterminé par la relation:

$$2\nu = \frac{\left(\frac{C_0}{V_{ci}}\right)^2 - 2}{\left(\frac{C_0}{V_{ci}}\right)^2 - 1} \quad (\text{III.13})$$

Ainsi les résultats de ce coefficient sont les suivants:

Tableau III.2: Coefficient de Poisson en fonction de densité

Densité (g/ml)	Coefficient de Poisson
2,5	0,245
3,0	0,253
3,5	0,260

Le module de déformation volumique peut être déterminé par la relation suivante:

$$K_{dv} = \frac{(C_0)^2 \times \rho_r \times (1 + \nu)}{3(1 - \nu)} \quad (\text{III.14})$$

III.6 Relation déformation–distance

On a ignoré la forme de l'onde de déformation et assumé que la roche est élastique. Comme résultat, on ne peut pas calculer l'atténuation et la dispersion de l'onde de déformation. Des mesures expérimentales doivent être extrapolées aux parois de trou foré pour nous permettre de comparer les déformations mesurées expérimentalement et celles calculées aux parois. Deux relations ont été proposées pour corrélérer les résultats expérimentaux sont:

III.6.1 Equation exponentielle

$$\varepsilon \frac{r}{b} = K' \times e^{-\phi \frac{r}{b}} \quad (\text{III.15})$$

Où:

(K') est l'intercepte déformation, (ϕ) est le coefficient d'absorption de déformation et (ε) est la déformation au distance (r) à partir du trou foré.

III.6.2 Equation de la loi de puissance

$$\varepsilon = K' \left(\frac{r}{b} \right)^\phi \quad (\text{III.16})$$

Ces deux équations de corrélation semblent qui sont acceptables pour l'explication des résultats expérimentaux.

Prenant le cas de première équation, la déformation radiale à la distance (r) à partir d'une charge sphérique de rayon (b) a été montrée [12] qu'elle est proportionnelle au ($1/r$). Le degré d'atténuation est proportionnel à la distance traversée (r).

Pour la deuxième équation, le degré d'atténuation est proportionnel au $(b/r)^{\phi-1}$.

Où:

(ϕ) varié de (1,4 à 2.5).

III.7 Influence de la longueur de charge

Les essais expérimentaux ont montré dans exactitude que l'influence des charges cylindriques est comme suit:

- Lorsque $\frac{L_{ch}}{r} < 8$, la charge influe comme sphère équivalente.
- Lorsque $32 > \frac{L_{ch}}{r} > 15$, la charge influe comme cylindre, mais donne $\frac{1/3 \cdot (L_{ch})}{(32 \cdot r)}$ de déformation calculée.
- Lorsque $\frac{L_{ch}}{r} > 32$, les expériences n'ont pas montré aucune suggestion que la déformation de pic expérimentée doit être importante que celle calculée. Dans un plan de tir normal, la banquette est de (40 à 80 le rayon de la charge) et le sous forage est 1/3 de la banquette qui correspond à (13 à 26 le rayon de la charge). La déformation de pic expérimentée par n'importe quel point sur la surface libre doit être celle générée par une part de la charge de longueur (32 le rayon de la charge). Pour garantir que le fond est déformé à une ampleur similaire, le sous forage doit être au moins (16 le rayon de la charge), ce qu'est en accord avec la pratique.

III.8 Couplage

La pression de l'explosion est supposée d'être la pression donnée par l'explosif à la densité qu'il aurait s'il avait complètement rempli le trou foré.

Pour les expériences réalisées par certains chercheurs [13] dans des granites avec un explosif ayant les propriétés suivantes:

Tableau III.3: Données d'exemple d'expérimentation de couplage

Diamètre du trou (in)	Diamètre de charge (in)	Densité effective (g/ml)	γ	Pression (Kbar)	Intercepte déformation (in/in)
3	3	1,41	2,079	66,08	0,0631
3	1,5	0,353	1,347	5,32	0,0074
4	2,5	0,551	1,450	10,77	0,0145

NB: 1 in = 2,54 cm ou 25,4 mm.

L'effet de couplage est résumé par la figure suivante:

Avec:

1: La déformation calculée pour une charge de (3,5 in) dans un trou de (3,5 in) de longueur.

■ Points expérimentaux.

2: La déformation calculée pour une charge de (1,5 in) dans un trou de (1,9 in) de longueur.

x Points expérimentaux.

3: La déformation calculée pour une charge de (2,5 in) dans un trou de (4 in) de longueur.

● Points expérimentaux.

4: La déformation calculée pour une charge de (1,5 in) dans un trou de (3 in) de longueur.

+ Points expérimentaux.

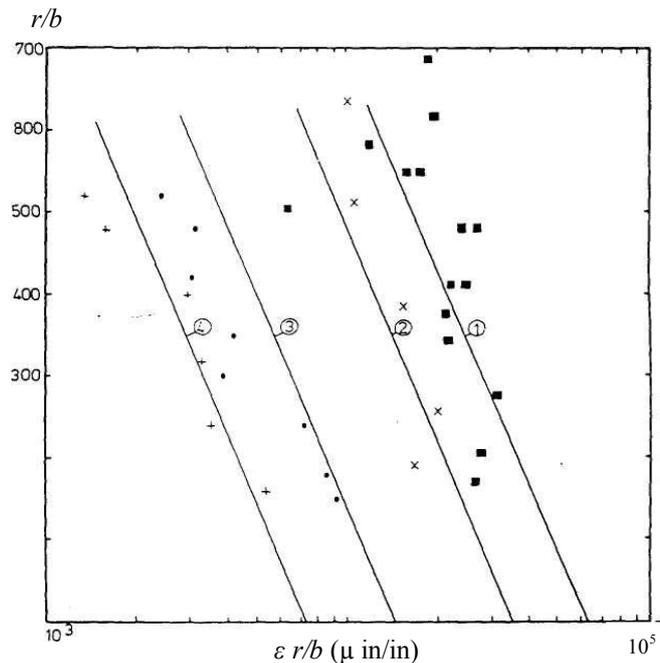


Fig III.3: Effet de couplage

La figure ci-dessus montre les résultats expérimentaux et ceux calculés des déformations, la corrélation est bonne tenant compte des erreurs de mesure.

Il y a une petite variation de la vitesse de détonation lorsque ce type d'explosif est tiré dans des différents diamètres, mais la corrélation obtenue montre que la déformation est indépendante de la vitesse de détonation et dépend premièrement en pression d'explosion.

III.9 Effet de l'onde de déformation

Dans le travail expérimental, décrit au dessus, la mesure des déformations a été basée sur la supposition que la roche est fracturée par les ondes réfléchies. L'onde de déformation compressive radiale devient une onde de traction par réflexion dans une surface libre. Puisque la roche a une résistance à la traction très faible que celle à la compression, l'onde de traction réfléchiée peut subir la roche à se fissurer en produisant des blocs. La fréquence et le nombre de ces blocs dépendent en magnitude d'impulsion de la déformation. Noren [14] a découvert qu'il n'y a pas d'évidence de réflexion des faisceaux d'ondes dans les tirs ordinaires.

Aucun mouvement de la roche ne pourrait être détecté pendant le plein temps où l'impulsion de la déformation est sue pour agir. Il a été montré que des fissures se produisent autour du

trou foré [15]. Si les ondes réfléchies étaient le mécanisme, il devrait y avoir peu ou pas de fissuration derrière le trou foré.

Il a été mis en évidence que les contraintes exercées autour du trou foré sont responsables de fissurer la roche à partir de ces points. Ce ci a été montré qu'il sera conséquent avec la génération des séries de fissures radiales par la méthode suggérée par Rinehart [16].

Considérons un secteur de roche comme dans la figure ci-contre, la roche dans la surface ABCD est compressée par l'onde de déformation compressive radiale et doit occuper la surface ABC'D'. Puisque C'D' est longue que CD, la roche est soumise en traction et si cette dernière est supérieure à la déformation au rupture par traction, la roche doit se fissurer donc génération des fissures radiales.

Selon Rinehart [17] la rupture au déformation par traction dynamique est de l'ordre de 8 fois la rupture au déformation par traction statique. L'effet des dimensions des spécimens sur cette importante grandeur de déformation est inconnu.

Le déplacement de la roche dans une distance (r) à partir du trou foré de rayon (b) est ($b.\varepsilon$).

Où:

(ε) est la déformation dans une distance (r) à partir du trou foré.

Le rayon (r) devient ($r + b.\varepsilon$) et la circonférence du cercle est allongée par ($2\pi.b.\varepsilon$). Si la déformation au rupture par traction de la roche est (ε_T), le nombre de fissures (n) qui doivent juste s'étendre à la circonférence du cercle de rayon (r) est:

$$n = \frac{2\pi.b.\varepsilon}{\varepsilon_T} \quad (\text{III.17})$$

Ce ci vas générer des fissures autour du trou foré comme il a été montré par certains chercheurs [15].

III.10 Formation de cratère

Les profils des cratères optimaux sont tous similaires et sa similitude est résumée comme suit:

Tableau III.4: Rapports optimaux (charge–cratère)

Explosif	Roche	Charge optimale/rayon de cratère optimale	Référence
C4 50/50	Granite	0,432	[18]
Pentolite	Granite	0,333	[19]
SG45	Granite	0,300	[19]
Anfo	Granite	0,571	[19]
Detonator	Ciment	0,430	[20]
PETN	Marbre	0,375	[21]
PETN	Ciment	0,481	[22]

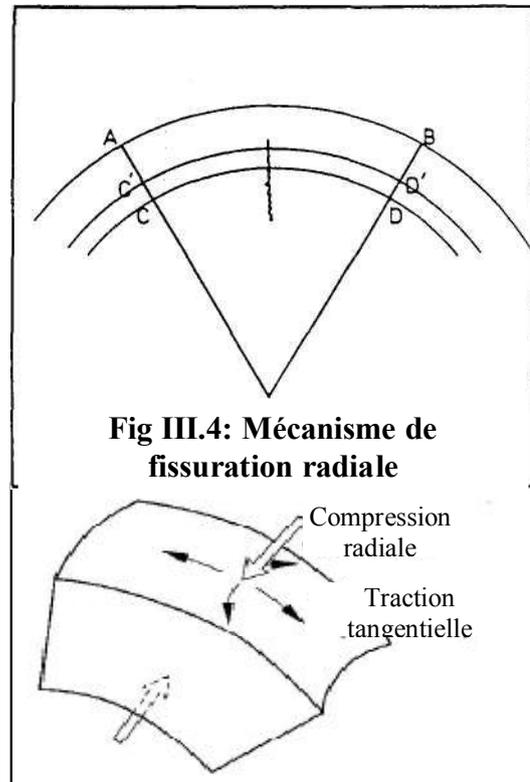


Fig III.4: Mécanisme de fissuration radiale

D'après D'Andrea et al [18], les résultats des ratios basés sur le rayon du trou sont les suivants:

- (profondeur de la charge optimale/rayon du trou) = 19.
- (profondeur de la charge critique/rayon du trou) = 28.

Pour l'expérience faite par D'Andrea et al, la relation (déformation – distance) est la suivante:

$$\varepsilon \frac{r}{b_s} = 0,1455.e^{-0,005 \frac{r}{b_s}} \quad (\text{III.18})$$

Le rapport (longueur/rayon) de la charge expérimentale est de 4, donc la charge peut être assumée de réagir comme sphère.

Les résultats basés sur le rayon de la charge sphérique sont les suivants:

- (profondeur de la charge optimale/rayon de charge sphérique) = 13.
- (profondeur de la charge critique/rayon de charge sphérique) = 19.

Les expériences montrent que plusieurs fissures se prolongent à la banquette optimale. Certaines de ces fissures notamment celles ont des forts angles avec la verticale sont les plus denses. Les profils de toutes les cratères s'étalent sur des angles entre 120° et 144°.

Field et Ladergaard-Pedersen [22] indiquent que malgré l'onde de déformation compressive radiale est réfléchiée comme une onde de traction faible, elle est capable d'influencer ces fissures qui sont tangentiellles au front de l'onde de traction.

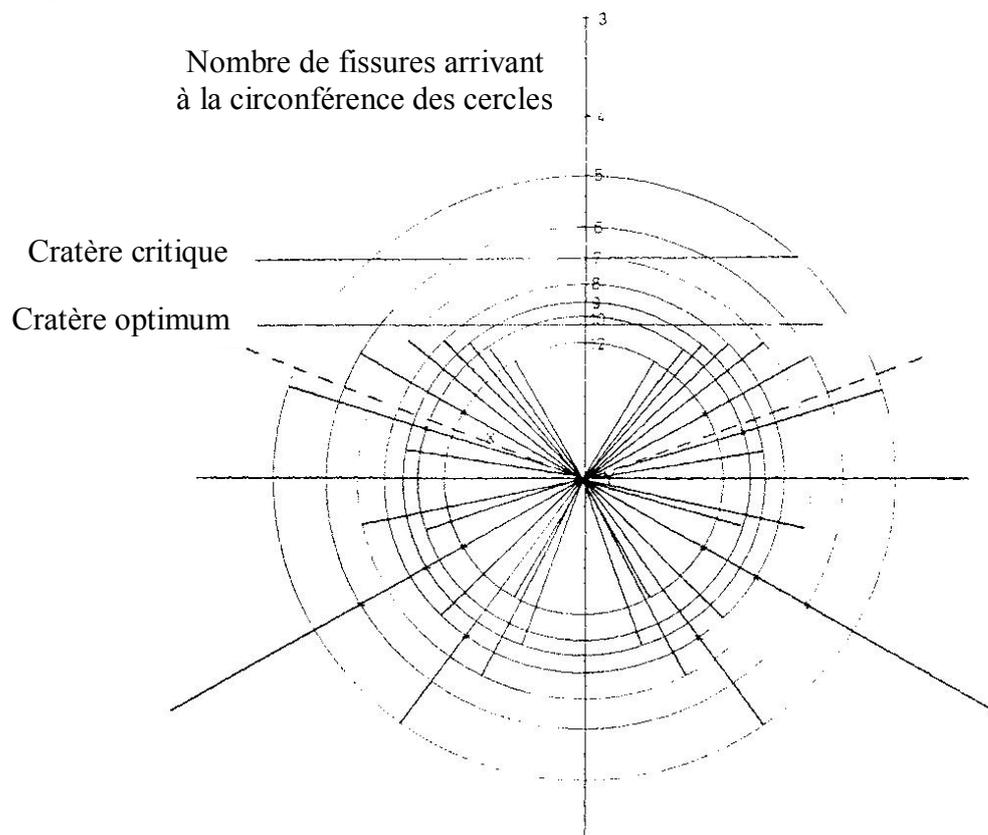


Fig III.5: Disposition de fissuration à travers une charge

En plus des fragments générés par ce mécanisme, une fragmentation supplémentaire mise en place par la pression élevée des gaz circulant à travers les fissures, compressant la roche et provoquant à la suite cette dernière fragmentation.

Au moment où la banquette est augmentée, l'onde de déformation compressive radiale et l'onde de traction réfléchiée deviennent plus atténuées et l'aptitude de l'onde de déformation réfléchiée d'ouvrir rapidement les fissures baisse, donc le nombre des fissures qui sont suffisamment ouvertes pour laisser circuler les gaz aussi rapidement déclinent. En conséquence, dans les petites banquettes, les gaz peuvent circuler à travers les fissures donnant des meilleurs fragments. Mais lors de l'augmentation de la banquette, la grandeur de la roche d'être compressée augmente où il y a naissance des gros blocs difficiles d'être poussés par la pression des gaz et aussi une diminution de volume de cratère, par conséquent la fragmentation devient rapidement grossière comme il a été montré expérimentalement.

La dimension maximale des fragments est de $(1/7)$ la circonférence du cercle qui a pour rayon la distance à partir du trou foré jusqu'au milieu entre deux trous adjacents et le milieu entre la surface libre et le trou considéré.

III.11 Enlevure (masse à abattre)

Tenant compte de rayon du trou foré, la banquette est de l'ordre de $1/3$ à $1/2$ de la valeur considérée d'habitude raisonnable de l'enlevure. Il est à signaler que la distribution des fissures est raisonnablement uniforme au tour du trou foré suggérant que dans l'enlevure, la roche est fracturée par le trou antérieur environ la moitié de la banquette, le reste de la banquette doit être fracturée par le trou suivant.

La vision la plus importante nécessaire est:

- Au moins deux rangées doivent être tirées pour évaluer un nouvel explosif de s'assurer que ce dernier a la chance de fracturer aussi. Idéalement la première rangée doit être tirée dans la banquette existante, et la seconde doit être utilisée pour l'autre.
- Maximum d'énergie des explosifs puissants est utilisé mettant les petits morceaux en plus petites dimensions. Comme la banquette et l'espacement sont ouvertes, mais la taille maximale de fragmentation reste constante, le nombre de fissures atteignent la circonférence de cercle passant par le milieu de la banquette doit augmenter. Implique que les matériaux voisins du trou foré sont plus fracturés. D'habitude on ne peut pas augmenter la taille maximale de fragmentation care les moyens du chargement exigent un certain degré de fragmentation de la roche. Ce ci met en place une sévère limitation de la grandeur d'augmentation de la banquette et l'espacement.
- Tenant compte du trou foré, l'utilisation de grand forage peut conduire aux résultats indésirables, care la taille de fragmentation maximale est fonction du rayon du trou foré. Le choix adéquat du forage peut donner des économies notables des certaines opérations.
- Les explosifs légers, particulièrement l'anfomil, sont très sensible aux irrégularités du forage par rapport aux autres explosifs denses et puissants. La figure ci-contre montre l'influence de la puissance des explosifs sur la taille de fragmentation et la maille.

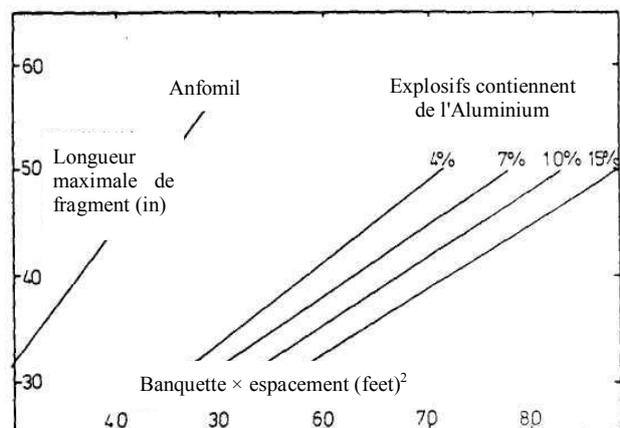


Fig III.6: Effet de la puissance d'explosif sur la maille et la fragmentation

III.12 Effet de la pression de gaz

Les gaz produits des explosifs circulent à travers les fissures à la vitesse du son et compressant la roche entre fissures. Lorsque les gaz pénètrent à une distance (x) dans les fissures à partir du trou foré de rayon (b), le volume de roche par unité de longueur du trou sous compression est:

$$\pi .b^2 \left[\left(\frac{x+b}{b} \right)^2 - 1 \right] \quad (\text{III.19})$$

Si la roche est complètement compressée autour du trou. Au moment que les fissures ne peuvent pas être très larges, il semble de ne être pas une évidence visuelle de fissuration extensive dans la roche derrière le trou.

La diminution de volume de la roche est:

$$\frac{P}{K_{dv}} \pi .b^2 \left[\left(\frac{x+b}{b} \right)^2 - 1 \right] \quad (\text{III.20})$$

Où:

K_{dv} : est le module de déformation volumique.

P : est la pression des gaz.

Le volume des gaz à une distance (x) est:

$$V_x = \pi .b^2 \left\{ 1 + \frac{P}{K_{dv}} \left[\left(\frac{x+b}{b} \right)^2 - 1 \right] \right\} \quad (\text{III.21})$$

Et

$$\frac{V_x}{V_t} = 1 + \frac{P}{K_{dv}} \left[\left(\frac{x+b}{b} \right)^2 - 1 \right] \quad (\text{III.22})$$

$$P_x = \frac{P_0}{\left(\frac{V_x}{V_t} \right)^\gamma} \quad (\text{III.23})$$

Où:

$$V_t = \pi .b^2 \quad (\text{III.24})$$

P_0 : la pression d'explosion.

V_t : Volume initial du trou foré.

Si V_{S0} est le volume spécifique original des gaz dans le trou, le volume spécifique V_x lorsque les gaz pénètrent à une distance (x) à travers la roche est:

$$V_x = \left\{ 1 + \frac{P}{K_{dv}} \left[\left(\frac{x+b}{b} \right)^2 - 1 \right] \right\} \times V_{S0} \quad (\text{III.25})$$

La vitesse locale du son est:

$$C_0 = (\gamma \times P_x \times V_x)^{1/2} \quad (\text{III.26})$$

Les calculs ont montré que les gaz s'étendent sur la surface libre en (7 à 7,5 fois) le temps de l'onde de déformation. Ce ci est en accord avec les expériences faites par Noren [14].

Si les gaz compressent seulement la roche entre la colonne du trou foré et la surface libre, ces derniers traversent une distance de ($\sqrt{2} \times \text{banquette}$). Ces résultats ont été confirmés par Persson et al [23]. Il est difficile de voir comment les gaz peuvent pénétrer dans les fissures entre le trou sans agir évidemment sur la roche (il n'y a pas de signe visuel de fissuration intense qui doit être exigé à partir d'un tel mécanisme). L'onde de déformation de traction doit en quelque sorte non seulement provoquer des fissures tangentielles au trou mais a tendance de compresser les fissures normales à ce dernier. Ce ci doit fermer les fissures perpendiculaires à la surface libre qui sont les plus courtes fissures ayant des angles de 45°. Ainsi le chemin le plus facile pour que les gaz s'échappent à la surface libre doit être à l'issue de ces dernières.

Tous ces mécanismes de fissuration discutés sont loin de produire des fissures verticales. Pour les longues charges verticales initiées à partir d'une de ses extrémités, le front de l'onde de déformation doit être conique et doit avoir une composante verticale et une autre horizontale. Celle verticale doit déformer la roche donnant des fissures horizontales.

Les calculs montrent que les gaz produits des explosifs après circulation à travers les fissures avoir assez de pression pour compresser la roche suffisamment et d'élargir les fissures à un volume de (30 fois) le volume original d'explosif. Le mouvement de bourrage qui est d'habitude environ de (1/3) le volume d'explosif, a un peu effet lorsque le tir dégage le bourrage empêchant les gaz de se libérer à l'atmosphère avant que s'échappent à travers les surfaces libres.

III.13 Banquette et espacement

Les trous sont normalement tirés en rangées et souvent en rangées multiples. L'examen des résultats obtenus par certains chercheurs montre que la fissuration est raisonnablement uniforme à 1/3 de la banquette (fig III.5).

Avec une maille carrée, beaucoup de banquettes doivent être projetées en avance sans que le gaz d'explosif ne être capable de se pénétrer dans aucune fissure créée par l'onde de déformation. Seulement après un mouvement considérable mis en place, la roche compressée dans cette place doit être prête de se dilater, donc ouvrant les fissures et permettant aux gaz à une pression considérablement inférieure de circuler à travers les fissures pour compléter la fragmentation. Réduisant la banquette et augmentant l'espacement comme recommandé par Langefros doit réduire la taille des morceaux et augmenter le degré de fragmentation.

Le maximum au quel l'espacement peut être ouvert est la distance qui doit juste permettre à une fissure de se développer entre deux trous adjacents. La banquette doit être suffisante pour permettre aux gaz de circuler dans cette fissure avant de se libérer à travers la face libre. Avec une maille carrée, la banquette et l'espacement les deux ont une valeur de (40 le rayon du trou) qui doivent donner la même consommation d'explosif sont bas mais ne sont pas déraisonnables. Ce ci est en accord avec l'expérience de Ash et al [24].

L'utilisation de retardateurs comme il a été discuté par Matthews [25] donne en réalité des mailles très similaires aux petites banquettes et larges espacements.

III.14 Application pratique (déplacement et déformation)

Prenant le cas d'une roche de granite ayant pour densité 2628 kg/m^3 , coefficient de Poisson de 0,25 et vitesse d'onde longitudinale de 6540 m/s.

Ainsi les caractéristiques des explosifs à expérimenter sont les suivantes:

Tableau III.5: Données de calcul (déplacement et déformation)

Explosif	Densité (Kg/m ³)	b _c (m)	b _s (m)	Rapport (L _{ch} /b _c)	(γ)	Pression (MPa)
AH1	1160	0,0389	0,0908	16,97	2,110	5874
ALO	811	0,0515	0,1047	11,20	1,792	2930
NO	1280	0,0389	0,0878	15,36	1,941	8664
NOAN	1290	0,0389	0,0887	15,80	1,949	6138
LOX	1026	0,0389	0,0909	17,03	1,745	5093
SGEL	1181	0,0389	0,0903	16,67	1,941	3190
ANFO	914	0,0381	0,0983	22,88	1,665	2317

On doit maintenant à l'aide des équations (III.3 et III.2) calculer le déplacement et la déformation dans les parois du trou foré pour les deux cas géométriques, et à la suite de comparer ces résultats par rapport aux autres obtenus expérimentalement par certains chercheurs dans des conditions similaires, dont le but de voir:

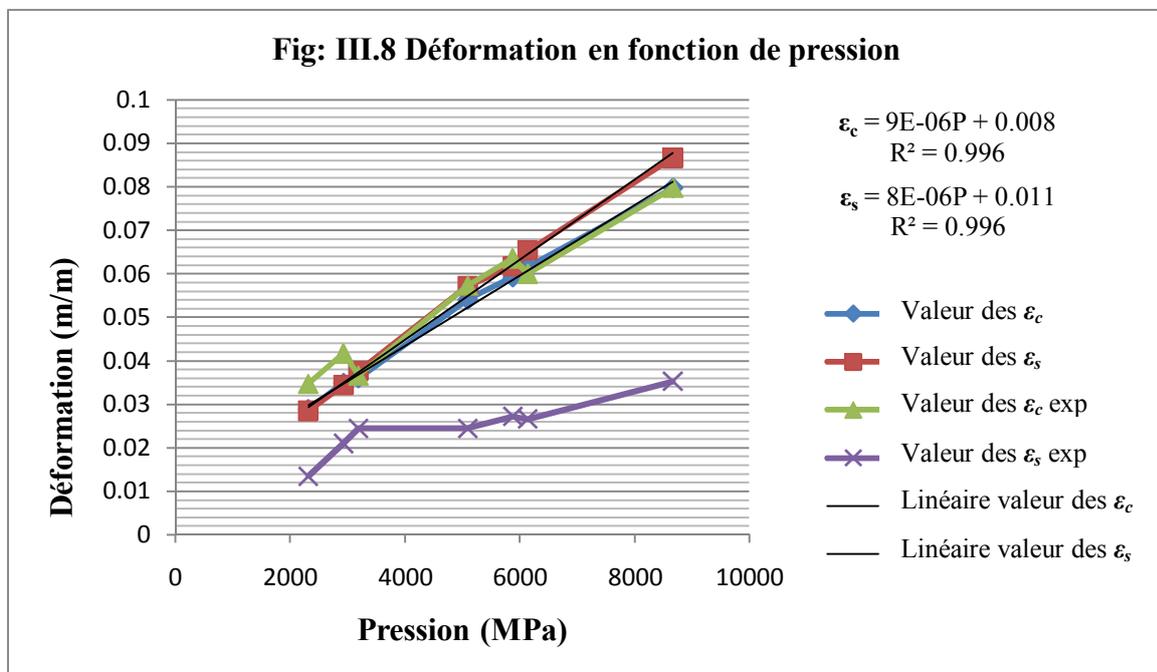
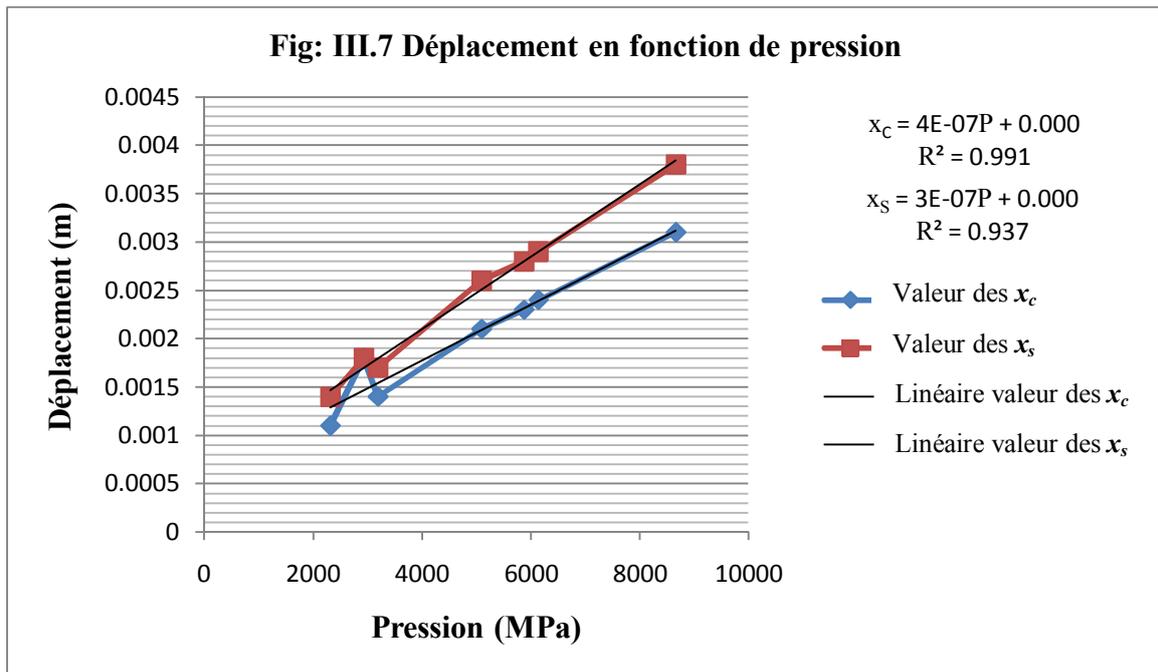
- d'une part si l'influence de chacune de ces deux charges est similaire à sa propre forme ou elle influe contrairement et comme l'autre forme.
- et d'autre part d'évaluer l'incidence de chaque type d'explosif sur la roche et par conséquent d'en tirer les paramètres influençant cette dernière incidence.

Ainsi les résultats obtenus sont les suivants:

Tableau III.6: Résultats de calcul (déplacement et déformation)

Explosif	Géométrie cylindrique			Géométrie sphérique		
	x _c calculé (m)	ε _c calculé (m/m)	ε _c exp (m/m)	x _s calculé (m)	ε _s calculé (m/m)	ε _s exp (m/m)
AH1	0,0023	0,0591	0,0635	0,0028	0,0617	0,0272
ALO	0,0018	0,0349	0,0417	0,0018	0,0344	0,0210
NO	0,0031	0,0797	0,0797	0,0038	0,0866	0,0353
NOAN	0,0024	0,0617	0,0600	0,0029	0,0654	0,0266
LOX	0,0021	0,0540	0,0573	0,0026	0,0572	0,0245
SGEL	0,0014	0,0360	0,0367	0,0017	0,0376	/
ANFO	0,0011	0,0289	0,0348	0,0014	0,0285	0,0135

III.14.1 Représentation graphique (déplacement et déformation)



III.14.2 Interprétation de résultats

1) Les valeurs calculées et celles expérimentées de géométrie cylindrique argumentent que malgré ces charges sont comparativement courtes, elles influent comme des cylindres et ne pas comme des sphères, ce qui justifie fortement la fourchette d'influence de la longueur de charge décrite au dessus.

2) La pression qui influe et n'est pas la vitesse de détonation.

III.15 Conclusion

Ce simple modèle proposé est montré pour être capable de prédire dans l'exactitude expérimentale la déformation, l'énergie de déformation, le déplacement d'un type de roche par un type d'explosif, l'effet de couplage (explosif-roche) dans une charge géométrique d'un plan pratique et le rôle de la pression des gaz pour la fragmentation de roches et dégagement de la banquette, et par conséquent de calculer les paramètres géométriques en utilisant les propriétés élastiques des roches.

Supposant que les fissures radiales produites par l'onde de compression radiale sont alignées autour de trou foré, le phénomène de formation de cratère peut être expliqué. L'application de cette description de formation de cratères à la banquette nous a permis de calculer la dimension maximale des fragments qui a été montré d'être en bon accord avec l'évidence expérimental.

La pression joue un rôle primordial et la vitesse de détonation n'a pas d'autre effet que la détermination de l'augmentation du temps d'impulsion de la déformation compressive radiale.

La compression radiale de la roche provoque la contrainte tangentielle de traction qui doit fissurer la roche radialement. Appliquant la loi des déformations à la rupture par traction aux substances dures comme les roches les deux mécanismes peuvent causer des fissures pour des distances considérables à partir du trou foré.

Il est généralement admis que les fissures aiguillées vers la surface libre sont très longues que celles aiguillées vers le côté opposé. Malgré l'onde de déformation compressive radiale est la responsable de la fissuration radiale, mais le processus de fragmentation doit être complété par la pression des produits des gaz de l'explosif circulant dans les fissures radiales.

L'inconvénient de cet approche de calcul, réside dans la non limitation d'intervalle de distance pour le calcul de déplacement et de déformation, à notre avis sera un projet de recherche expérimentale à fin de mettre en œuvre une méthodologie de choix optimal d'explosif suivant ces deux paramètres.

Chapitre IV

Application pratique d'un plan de tir empirique

IV.1 Introduction

Le calcul d'un plan de tir comprend une succession d'opérations qui requiert une méthodologie précise. Elle s'appuie sur les principes de base qui ont été abordés précédemment dans les trois chapitres précédents.

IV.2 Etapes du calcul

Les différentes étapes du calcul d'un plan de tir font appel aux principes de base énumérés ci-après :

- Le choix des explosifs, il s'effectue à partir des caractéristiques mécaniques des roches et des propriétés des explosifs industriels,
- La définition de la géométrie des charges, elle s'appuie sur les règles de base de la détonique et prend en compte les objectifs techniques à réaliser,
- Le calcul des charges, il s'effectue à partir de formules empiriques ou semi empiriques ou de logiciels spécifiques,
- Les séquences de mises à feu, elles sont choisies en fonction du mode d'amorçage et des contraintes d'environnement.

IV.3 Réalisation et analyse des résultats

- La mise en œuvre des tirs s'effectue en respectant la réglementation en vigueur.
- Le traitement éventuel des incidents de tirs est réalisé en fonction de règles techniques bien précises. Ces règles doivent figurer sur un cahier de prescriptions rédigé par l'exploitant.
- L'analyse des résultats porte sur :
 - la granulométrie
 - le foisonnement,
 - le découpage des fronts de taille,
 - la qualité des surfaces d'abattage et de chargement.

IV.4 Calcul du plan de tir en exploitation à ciel ouvert

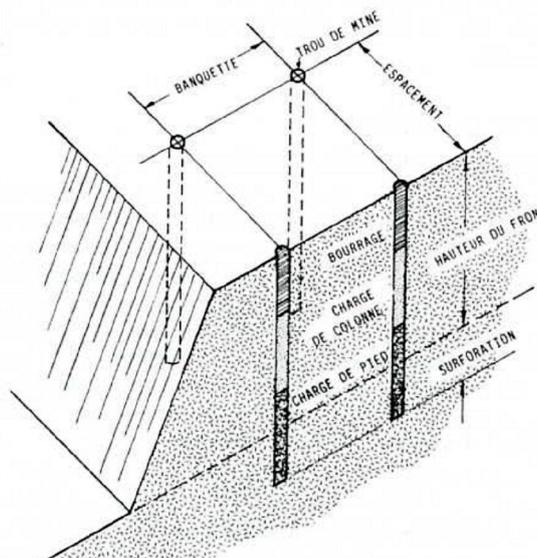


Fig IV.1: Paramètres géométriques de préparation d'un tir

IV.4.1 La géométrie de la charge

Les théories et en particulier celle des cratères ont montré qu'un trou parallèle à son front de dégagement présente toujours une géométrie optimale.

Il reste cependant à définir la répartition des charges dans le trou.

D'après Langefors (la méthode objet de ce chapitre) si B est l'épaisseur de la banquette à abattre, la meilleure répartition des charges en terrain homogène est la suivante :

L'énergie nécessaire pour l'abattage d'un gradin décroît du bas vers le haut.

En (A), la charge de cisaillement doit fournir un travail important, il faut cisailier la base du gradin et dégager les matériaux vers l'avant.

La hauteur optimale de cette charge doit être de $0,6B$, soit une sur profondeur maximale de $0,3B$. Langefors a démontré que tout explosif placé en dessous de cette limite à une efficacité pratiquement nulle.

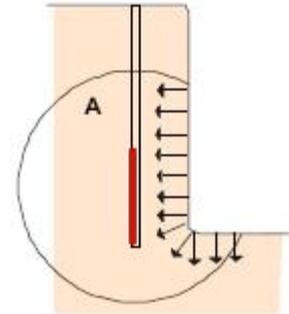


Fig IV.2: Charge de pied pour un trou vertical

La charge de poussée en (B) $0,7B$ et les $0,3B$ supérieur de la charge de cisaillement en (A) doivent abattre le volume de pied dont la hauteur fait $0,7B + 0,3B = 1B$.

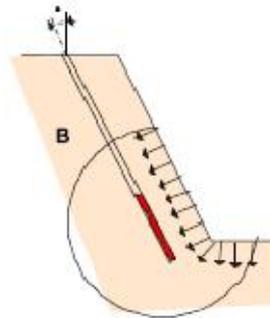


Fig IV.3: Charges de pied pour un trou incliné

Important : Les charges (A) et (B) constituent une charge unique bien qu'elles soient souvent constituées d'explosifs de nature différente. Cela impose un amorçage unique et l'absence de bourrage intermédiaire.

En (C) : la charge de colonne travaille dans un massif moins résistant et sa surface de dégagement est plus importante, elle n'a pas à vaincre la résistance créée par la base du gradin. Il n'y a aucun travail de cisaillement à fournir.

La hauteur de cette charge est égale à $h - (0,3B + 0,7B + B_f)$. (B_f : bourrage final) [21].

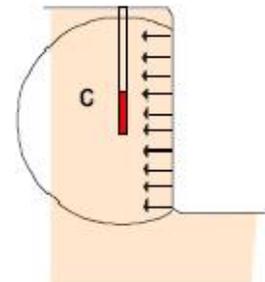


Fig IV.4: Charge de colonne

IV.4.1.1 Cas particuliers

- Dans le cas où la limite inférieure du gradin coïnciderait avec une strate bien marquée, on peut supprimer la sur profondeur,
- En amorçage ponctuel fond de trou, la valeur de la sur profondeur peut être réduite à $0,2B$. En effet, ce mode d'amorçage permet un meilleur rendement de l'explosif qui détone initialement dans une zone saine.
- La sur profondeur génère beaucoup de produits fins. Lorsque les fines sont indésirables, on diminue fortement cette sur profondeur ($0,1B$ par exemple). On doit alors réduire forfaitairement la banquette et recalculer les charges en fonction de la valeur B de cette nouvelle banquette [21].

IV.4.2 Les formules de calcul (Langefors)

Il existe de nombreuses formules empiriques qui permettent de calculer l'épaisseur de la tranche à abattre en fonction de la quantité d'explosif utilisé. Les plus connues sont celles:

- De Chalon qui utilise une charge spécifique donnée;
- Dite "du vieux mineur" basée sur le diamètre du trou;
- A coefficients multiples ($a^x + a^y + a^n$), les valeurs x, y, n étant lues dans des tables;
- A partir de tables telles que celles figurant dans le manuel de forage " Surface drilling and blasting" de Tamrock.

Toutes ces formules n'intègrent qu'un ou deux paramètres (quantité d'explosif et/ou diamètre du trou). Elles ne tiennent généralement pas compte de la nature de la roche, ni des caractéristiques des explosifs, ni de la géométrie des charges.

La formule de Langefors qui est une formule semi empirique permet de calculer la valeur théorique de la banquette à abattre (B_{th}) à partir de cinq paramètres et d'une constante.

Cette formule n'est applicable qu'à des tirs de mines parallèles à leur surface de dégagement. Elle s'écrit:

$$B_{th} = 1,08 \sqrt{\frac{S \times L_f}{C_{in} \times R_T \times (E_t/B)}} \quad (IV.1)$$

Elle présente l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessité des moyens de calculs puissants ce qui n'est pas le cas de certains logiciels faisant appel à des routines mathématiques telles que le calcul par éléments finis ou par itérations. Nous analysons ci-après les divers paramètres de cette formule [20].

IV.4.2.1 Le coefficient d'énergie (S)

Le coefficient d'énergie S de la formule de Langefors correspond à l'énergie de la charge de pied (charge de cisaillement + charge de poussée).

Si les explosifs des deux charges sont différents, et c'est le cas général, il convient de calculer un S moyen pondéré en fonction de leur répartition.

La banquette à abattre croît comme la racine carrée de l'énergie (poids d'explosif \times énergie unitaire) développée par le ou les explosifs qui ont été retenus pour la charge de pied.

A quantité d'explosif égale, la largeur de la banquette B croît comme la racine carrée du coefficient d'énergie S [21].

IV.4.2.2 La charge linéaire (L_f)

C'est la quantité d'explosif par mètre linéaire de trou.

Pour les explosifs livrés en vrac, cette quantité se calcule en multipliant le volume d'un mètre de trou par la densité du produit.

Pour les produits livrés en cartouches, on calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trous. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche [20].

IV.4.2.2.1 Coefficient de tassement à appliquer

- 1,06 à 1,08 Explosif à faible consistance (gel, émulsion),
- 1,04 à 1,06 Explosif à consistance moyenne (Dynamite Gomme),
- 1,02 à 1,04 Explosif à consistance dure (Explosifs pulvérulents ou nitrates).

Il est difficile de connaître précisément la longueur des cartouches au millimètre près, elle dépend du mode d'encartouchage, enveloppe plastique avec clips ou encartouchage. Il est prudent de vérifier la charge linéaire théorique en effectuant un contrôle in situ [20].

NB: La plupart des logiciels de tir calculent la charge linéaire en utilisant le diamètre de la cartouche une densité apparente qui tient compte du mode d'encartouchage.

La banquette du front à abattre croît comme la racine carrée du produit $S \times L_f$.

La valeur L_f croît comme le cube du (D_e^3) de l'explosif.

La banquette est donc proportionnelle à la racine carrée du cube du diamètre du trou $\sqrt{D_t^3}$

Comme pour le coefficient d'énergie S , l'utilisation d'explosif de nature différente dans la charge de pied nécessite une pondération des charges linéaires afin d'obtenir un L_f moyen.

IV.4.2.3 Le coefficient d'inclinaison (C_{in})

Au cours du processus d'abattage, l'onde de choc de compression se réfléchit en traction sur la surface libre. Elle induit une fracturation secondaire qui est à l'origine de la fragmentation des roches. Son efficacité est proportionnelle à l'importance de la surface libre offerte.

A banquette égale, la surface de dégagement varie en fonction de l'inclinaison du front d'abattage. Elle croît avec l'inclinaison.

Pour un front vertical (90°) (Fig IV.2) seul un quart environ des ondes de compression atteindront une surface libre.

Le coefficient C_{in} est fonction de l'angle que fait le front avec la verticale. Il est dans ce cas égal à 1

- Pour $\alpha = 0^\circ$ $C_{in} = 1$

Pour des angles compris entre 10° et 30° (Fig IV.3), les valeurs de C_{in} sont les suivantes :

- Pour 10° $C_{in} = 0,95$
- Pour 20° $C_{in} = 0,90$
- Pour 30° $C_{in} = 0,85$

Pour des valeurs intermédiaires, on interpole linéairement.

- Pour 12° $C_{in} = 0,94$

Dans le cas d'un sous gradin (Fig IV.4), 50 % des ondes de compressions parviennent à se réfléchir sur la surface libre. Dans ce cas particulier: $C_{in} = 0,75$

L'augmentation de l'inclinaison augmente le rendement du travail de fracturation effectué par les ondes de choc.

Le facteur de contrainte figure au dénominateur de la formule de Langefors.

A charge égale la banquette théorique possible augmente légèrement avec l'inclinaison du gradin [21].

IV.4.2.4 La résistance au tirage (R_T)

Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche.

Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :

- 0,35 pour des roches élastiques,
- 0,40 pour des roches moyennes,
- 0,45 pour des roches plastiques.

On corrige cette valeur en fonction de l'état de fracturation et de l'indice de continuité de la roche [20].

IV.4.2.4.1 L'état de fracturation

Le degré de fracturation (D_f) exprime la proportion en volume des vides correspondant aux seules fissures.

Tableau IV.1: Caractérisation de massif selon le degré de fracturation

D_f	Très fort	Fort	Moyen	Faible	Très faible
% vide	> 80	75	50	25	< 10

La fracturation initiale du massif induit des effets contraires :

- Elle fragilise le massif, à résistance mécanique égale la roche aura besoin d'un explosif moins puissant si elle est fracturée,
- Elle diminue l'efficacité de l'explosif par fuite de gaz et amortit les effets de choc.

Pour une roche moyenne ($R_T = 0,4$) si l'état de fracturation est très faible, on a un massif physiquement homogène. Le coefficient R_T est voisin de 0,35.

Inversement si le massif est très fracturé, le coefficient tend vers 0,45 [20].

IV.4.2.4.2 L'indice de continuité (I_c)

Il est lié aux vitesses sismiques.

$$I_c = \frac{V_s}{V_l} \quad (IV.2)$$

Avec :

V_s : vitesse sismique mesurée sur le terrain.

V_l : vitesse dans la roche homogène mesurée en laboratoire.

Tableau IV.2: Caractérisation de massif selon l'indice de continuité

I_c	Très faible	Faible	Moyen	Fort	Excellent
Rapport (%)	< 25	50	75	90	> 95

Pour une roche moyenne ($R_T = 0,4$) si l'indice de continuité est excellent on a un massif géologiquement homogène on adopte un coefficient R_T voisin de 0,35. Inversement si l'indice est très faible, le coefficient tend vers 0,45.

Il y a moins de perte d'énergie de gaz et/ou de choc dans un massif homogène.

Une faible résistance au tirage permet à charge égale, d'augmenter la banquette [20].

NB: Ces indices (D_f et I_c) sont liés, ils ne sont pas cumulatifs, on utilise l'un ou l'autre.

IV.4.2.5 Le rapport de maille (E_t/B)

E_t est l'espacement entre trous et B la banquette. On exprime ces valeurs en mètres et centimètres généralement arrondis à 5 cm près après calcul.

Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- Pour l'obtention de granulats on recommande $1 < E_t/B < 1,3$;
- Pour la production d'enrochement on conseille $0,8 < E_t/B < 1$.

Un rapport de maille trop faible nuit à la granulométrie moyenne.

Un rapport trop élevé induit un mauvais découpage du front d'abattage et conduit à la formation de bosses en pied de gradin, entre les trous [21].

IV.4.2.6 Constant de Langefors ($1,08$)

A la suite de nombreux essais de validation de la formule théorique, l'auteur Langefors, a déterminé un coefficient correcteur $1,08$ qui ne doit pas être modifié [20].

IV.4.2.7 Corrections

La valeur B ainsi obtenue est une valeur théorique qui doit être corrigée en fonction de plusieurs paramètres qui dépendent des conditions d'exploitation [20]. On prend en compte:

- Les défauts d'implantation : valeur fixe indépendante de la hauteur du gradin

Tableau IV.3: Erreur suivant le mode d'implantation de forage

Erreur d'implantation				
Mode d'implantation	Au jugé	Bourroir Rigide	Décamètre	Théodolite
Echelle d'erreur	30 cm	10 cm	5 cm	1 cm

- Les défauts de positionnement de la machine de forage (valeur fixe),

Tableau IV.4: Erreur suivant le positionnement de la machine de forage

		Position des bancs				
		Horizontal -----	Subvertical Contre l'inclinaison du gradin	Subvertical Avec l'inclinaison du gradin	Vertical 	Multi direct xxxxxxxxx
Matériel de forage	Hydraulique hors trous	0,2	1,7	2,0	1,2	1,3
	Air comprimé hors trou	0,1	1,0	1,5	1,0	0,9
	Air comprimé fond de trou	0,0	0,3	1,0	0,8	0,5

- Les erreurs moyennes engendrées en fonction du mode de réglage de l'angle de foration qui sont également proportionnelles à la profondeur de forage,

Tableau IV.5: Erreur suivant le mode de réglage de l'inclinaison

Erreur d'inclinaison			
Mode de réglage	Optique	Déclimètre	Fil à plomb
Echelle d'erreur	0,1 %	1 %	2 %

Remarque : ces valeurs sont des moyennes, elles doivent être ajustées en fonction des conditions particulières du site d'exploitation : qualité du matériel, nature du terrain, soin apporté par le personnel à l'implantation et à la foration, etc....

On admet que toutes les erreurs (δl) précédentes se cumulent dans le sens défavorable et qu'il n'y a pas de compensation. Dans ce cas, la valeur pratique ou corrigée (B_c) est équivalente à:

$$B_c = B_{th} - \Sigma \delta l \quad (IV.3)$$

IV.4.3 Calcul des charges

On doit maintenant calculer la hauteur de chargement et le poids d'explosif pour chacune des charges définies précédemment. Le calcul se fait en utilisant la valeur B_c pratique et les différentes charges linéaires déjà calculées.

IV.4.3.1 Charge de pied

$$Q_{charge\ pied} = Q_{cisaillement\ pied} + Q_{poussée\ pied} \quad (IV.4)$$

IV.4.3.1.1 Charge de cisaillement

$$Q_{cisaillement} = 0,6 \times B \times L_f \quad (IV.5)$$

$$L_f = \pi \times r_e^2 \times d_{ch} \times K_t \quad (IV.6)$$

Où :

r_e : rayon de la cartouche de l'explosif.

d_{ch} : densité de chargement de l'explosif.

K_t : coefficient de tassement d'explosif

IV.4.3.1.2 Charge de poussée

$$Q_{poussée} = 0,7 \times B \times L_f \quad (IV.7)$$

IV.4.3.2 Charge de colonne

L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire en pied. La diminution de l'énergie en colonne peut se faire de trois façons :

- en utilisant un explosif moins puissant que ceux utilisés en pied;
- en intercalant des bourrages intermédiaires dans un explosif de même puissance qu'en pied;
- en combinant les deux solutions précédentes.

Comme les explosifs moins puissants sont moins chers, la première solution est généralement préférable.

Remarque

Les émulsions pompables permettent de faire varier la puissance de l'explosif en modifiant la composition du produit au cours de la mise en place. On peut donc réaliser facilement un chargement en colonne à énergie variable. Cette solution n'est cependant pas utilisée de façon systématique.

La charge de colonne se calcule en fonction d'un coefficient de remplissage (k_{re}). C'est le rapport entre la longueur totale occupée par l'explosif rapporté à la longueur totale de la charge (explosif et bourrages intermédiaires).

Lors de l'élaboration de la formule Langefors, les mineurs ne disposaient pas d'explosifs en vrac. La dynamite était largement utilisée. Le coefficient de remplissage (k_{re}) était unique et égal à 0,38. (Coefficient défini par Langefors)

L'apparition de nouveaux produits a obligé les professionnels à utiliser des coefficients de remplissage adaptés aux explosifs plus récents au fur et à mesure de leur apparition sur le marché [20].

Tableau IV.6: Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif

Coefficient de remplissage	
Dynamite	0,38 à 0,45
Nitratés	0,40 à 0,60
Gel et Emulsions	0,50 à 0,70
Nitrate fioul	0,60 à 1,00

Les valeurs supérieures sont valables pour des diamètres de forage compris entre 64 et 102mm.

Les valeurs inférieures sont valables pour des diamètres de forage supérieur à 115 mm.

IV.4.3.2.1 Cas n° 1: explosif en vrac

$$Q_{colonne} = L_{colonne} \times K_{re} \times L_f \quad (IV.8)$$

$$L_{colonne} = (H + S_f) - (L_{pied} + B_f) \quad (IV.9)$$

IV.4.3.2.2 Cas n° 2: explosif encartouché

$$Q_{colonne} = \frac{L_{colonne} \times K_{re} \times L_f}{\rho_{cartouche}} \quad (IV.10)$$

NB : On arrondit généralement à l'entier le plus proche.

Pour conserver une granulométrie acceptable, la longueur des bourrages intermédiaires ne doit pas dépasser le tiers de la banquette et être alternés. Cette valeur est un ordre de grandeur, elle peut varier en fonction de l'aptitude que présente la roche à se fragmenter plus ou moins bien.

IV.4.4 Applications pratiques (cas du gisement aurifère d'Amesmesssa, Tamanrasset).

IV.4.4.1 Situation Géographique

Le gisement aurifère d'Amesmesssa est situé dans l'extrême sud Algérien, dans la partie sud-ouest du massif du Ahggar (Hoggar), à 400 kilomètres au Sud-ouest de la ville de Tamanrasset près de la frontière du Mali. Les coordonnées de son centre sont de 2°29' de longitude Est et 20°59' de latitude Nord. Le relief de région du gisement et de ses environs est représenté par plateau désertique faiblement accidenté. Les altitudes maximales atteignent rarement (550 ÷ 600) m, les dénivelés relatifs varient de (5 ÷ 10) m à (30 ÷ 50) m.

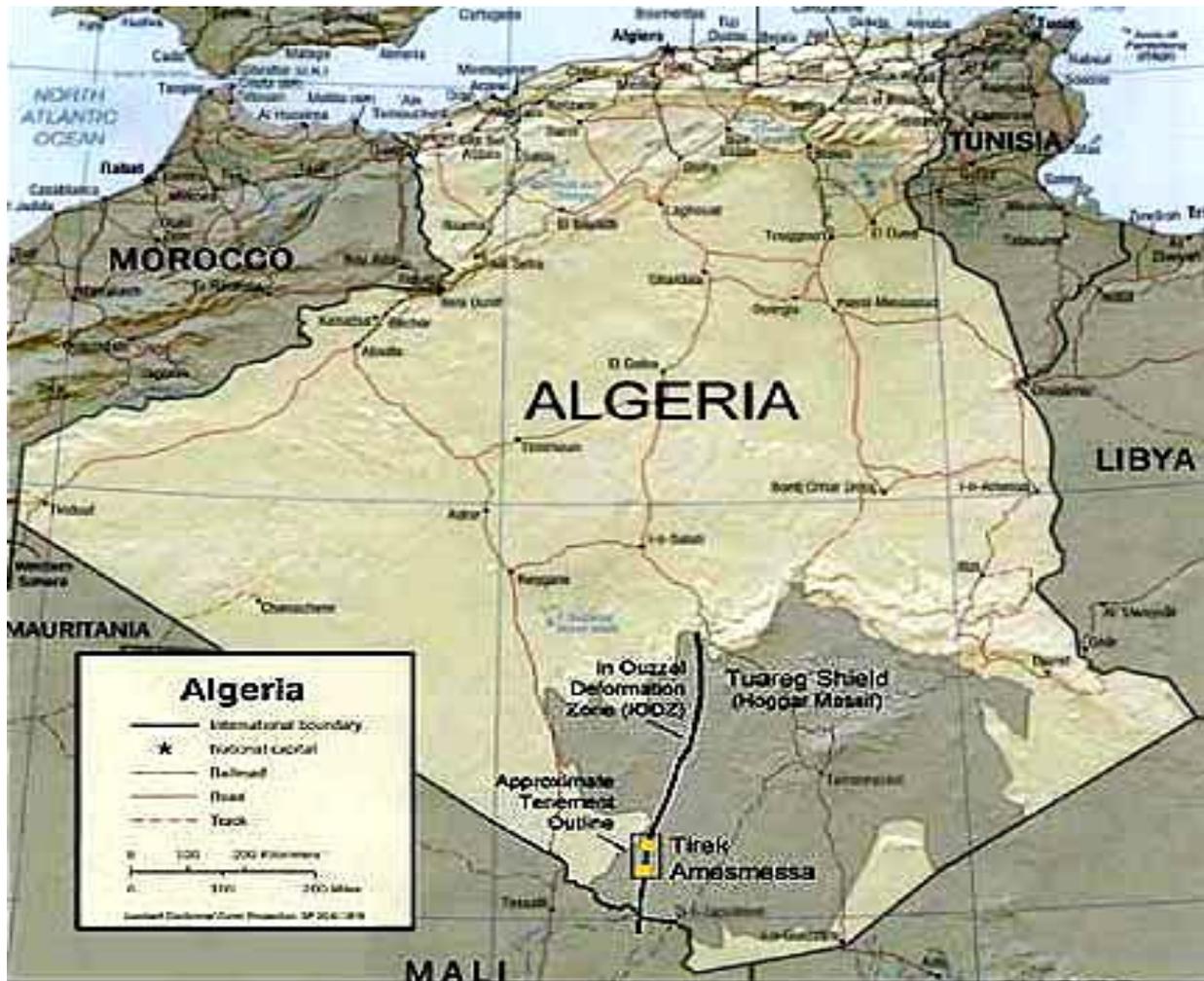


Fig IV.5: Situation géographique du gisement aurifère d'Amesmesssa

IV.4.4.2 Caractéristiques géologiques de la région du gisement aurifère

IV.4.4.2.1 Géologie régionale

La région du gisement aurifère est située dans la partie Sud-ouest du bouclier Touareg (Ahaggar) d'âge précambrien (Archéen) recouvert en discordance par les formations du paléozoïque inférieur à moyen. Cette région est constituée de deux domaines structuraux distincts :

a- A l'Ouest le bloc d'In-Ouzzal constitué de granulites fémiques et fêlétiques ainsi que de différentes variétés de gneiss, de schistes et de marbres. A ces deux variétés lithologiques sont associés des charnochites et enderbites. L'âge des formations archéennes du bloc d'In-Ouzzal est de 2800 à 3000 millions d'années.

Les relations cartographiques, les compositions pétrographiques et géochimiques montrent que les roches archéennes d'In-Ouzzal constituent une ancienne ceinture verte semblable à celle de Barberton (Afrique du Sud) ou de l'Abitibi (Canada), mais plus métamorphisées. Toutes les formations archéennes sont recoupées par des granites d'âge pan-africain (530 ÷ 620 millions d'années).

b- A l'Est, un domaine protérozoïque constitué de gneiss et quartzites recoupés par des gabbros, diorites et granodiorites qui constituent un grand batholites d'âge panafricain.

Ces deux domaines sont séparés par une faille majeure (shear zone) de direction subméridienne et qui est constituée par des ultra-mylonites qui forment une bande large de (2 à 3) Km. Ces mylonites contrôlent la mise en place de petits massifs de gabbros . Tout le long de cette zone de mylonites, un grand nombre d'indice d'Or à été mis en évidence, dont plusieurs ont une importance économique : Amesmessa, Tirek, In Allarène, Derreg et Timeg.

IV.4.4.2.2 Géologie du gisement d'Amesmessa

La minéralisation aurifère est localisée dans des zones constituées de filons de quartz et de mylonites silicifiées appartenant à la faille d'In-Ouzzal Est. Ces zones ont une direction N-S.

Au niveau du gisement d'Amesmessa, on distingue:

A l'Ouest des granulites fémiques comprenant des pyroxènes, des gabbros des anorthosites ainsi que des roches carbonatées d'origine métagénétique, à olivines et pyroxène.

Au Sud-ouest affleurent des roches ultrabasiques qui forment un massifs d'âge panafricain. Du point de vue pétrographique, ces roches correspondent à des péridotites serpentinisées et des pyroxénites.

A l'Est, on trouve des formations protérozoïques constituées de gneiss à biotite. Les mylonites de la région du gisement d'Amesmessa ont une direction subméridienne. La partie centrale de la zone des mylonites est recoupée par une intrusion de faible dimension de gabbros.

IV.4.4.2.2.1 Les Secteurs aurifères

Dans les limites du gisement d'Amesmessa, 50 zones minéralisées ont été mises en évidence, dont 36 furent l'objet de travaux détaillés et parmi lesquels 18 ont des paramètres économiques. D'après leur disposition spatiale, les zones filoniennes constituent trois secteurs:

a- Le Secteur Nord

Il est constitués par les filons 12,17 et 18, localisés le long de la rive Sud de l'oued Tamesquida, quant aux filons 13,15 et 16 , ils sont situés sur la rive Nord du même oued. A ce secteur sont rattachées les zones 33,34 et 35.

b- Le Secteur Sud

Il est constitué par les zones filoniennes 1,2,3 et 4. La longueur de ce secteur est de 2 Km. Son individualisation est arbitraire, car il constitue, en réalité le prolongement au delà de l'oued In-Ouzzal du secteur centre.

c- Le Secteur Centre

Il s'étend sur plus de 3 Km, et est constitué par les zones les plus importantes à l'heure actuelle : 7,8,9,10 et 11. Vers le Sud, on note la disparition du quartz bien que les roches encaissantes soient encore altérées, elles portent une faible minéralisation en Or.

Du point de vue structural, les zones filoniennes de ce secteur sont disposées en échelon.

Les zones 8 et 9 forment en réalité une seule structure totalisant 2 Km de longueur (soit respectivement 700 et 1300 m). Elles ont une direction subméridienne, le pendage est pratiquement constant ($65^{\circ} \div 70^{\circ}$ W). Selon les données des travaux souterrains et de sondages, les zones filoniennes sont constituées de quartz et de mylonites altérées, le contact n'est pas net, on observe un passage graduel entre ces deux variétés de roches. Parfois, on observe une ramification de la zone quartzreuse, qui constitue un stockwerk, quant à la partie altérée, elle est constituée de roches fortement silicifiées et feldspatisées, souvent riche en Or et dont la teneur peut être supérieure à celle du quartz.

IV.4.4.2.2 Morphologie et Minéralogie des Corps

Les corps minéralisés ont une morphologie complexe ils sont représentés par des séries de filons disposés en échelons : stockwerk, dont le pendage varie entre ($55^{\circ} \div 60^{\circ}$) à ($75^{\circ} \div 85^{\circ}$) Ouest.

En surface, ces filons se bifurquent pour former ensuite des filons parallèles, en profondeur, on note d'exacte répétition de la morphologie des corps minéralisés en surface.

A Amesmessa, ce n'est pas seulement le quartz qui est aurifère, mais aussi les roches encaissantes représentées par des mylonites qui ont subi un intense processus hydrothermal caractérisé par l'association : quartz, carbonates, chlorite, albite, pyrite et séricite. La puissance de ces zones altérées et aurifère ayant subi une altération hydrothermale peut atteindre 10 m.

La répartition de l'Or dans les zones 8 et 9 est très irrégulière, elle varie de quelques dizaines à plusieurs centaines de grammes par tonne, la taille des grains varie de quelques microns à ($1 \div 1,5$) mm. La teneur moyenne pour les zones 8 et 9 est de 18,8 g/t , pour une épaisseur de 2,33 m.

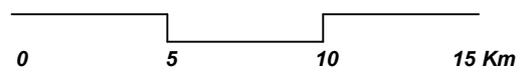
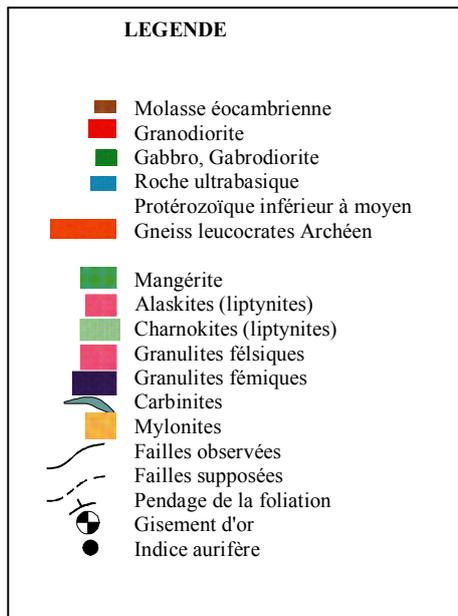


Fig IV.6: Carte géologique de la région d'Amesmessa

IV.4.4.3 Condition hydrogéologiques du gisement d'Amesmessa

Les conditions hydrogéologiques sur le gisement d'Amesmessa sont très favorables pour l'exploitation soit à ciel ouvert, soit en souterrain.

Dans la région il n'y a pas de cours d'eau permanent; les points d'eau les plus proches sont localisés au pied des Tassilis de Timissaou, situé à (100 ÷120) Km au N.E du gisement et Tassili de Tirek (à 50 Km au N.E). Les débits de ces deux sources ne dépassent pas 0,15 l/sec.

Le gisement est drainé par l'Oued Amesmessa et ses affluents, dont l'épaisseur des alluvions ne dépassent pas (5÷10) m, qui coulent rarement étant donné les faibles précipitations (5 mm environ par an). Enfin ne pas oublier comme il a été dit plus que le relief est faiblement accidenté. Tout cela ne permet pas la formation de réserves d'eaux dans les alluvions de l'oued Amesmessa.

Ces faits excluent la présence d'eau, du moins en quantité importante, dans les alluvions dans les zones d'altération du socle métamorphique. De ce fait, dans le gisement d'Amesmessa on ne peut avoir qu'un seul type d'eaux souterraines, localisées dans les failles qui permet jouer le rôle de réservoir. Au cours des travaux miniers, les observations hydrogéologiques sont très limitées. Elles consistaient à faire :

- Rares mesures des niveaux d'eau et de la boue de forage dans les sondages miniers.
- Mesures dans les sondages, là où on a noté de faibles venues avec stabilisation du niveau hydrostatique.

La profondeur du niveau aquifère, à partir de la surface, dans les sondages à niveau instable varié de (20÷30) m à 13 m. dans les sondages à niveau stable, elle est à (40÷ 45) m. Ces faits montrent la faible liaison hydrodynamique entre les fissures.

Dans la zone de la faille d'In-Ouzzal, on a observé des fuites d'eau dans les sondages qui ont avaient traversé des zones tectoniques.

Ces données montrent que les roches encaissantes ont de faibles propriétés de filtration et ainsi l'exploitation peut se faire sans venues d'eau même à de grandes profondeurs.

IV.4.4.4 Conditions minières et géotechniques

Les corps minéralisés du gisement d'Amesmessa sont représentés soit par des filons de quartz à faible épaisseur (0,2 m à 2,00 m, rarement jusqu'à 3,0 m, soit une épaisseur moyenne de 1,66 m) et un fort pendage, soit par des zones bérésitisées.

Les contacts des corps minéralisés sont très tectonisés. Ils sont souvent constitués par des argiles de friction. La puissance des zones de contact atteint (0,1÷10) m. Loin des contacts, la schistification diminue brutalement, par la suite viennent des roches faiblement altérées. Ces roches sont parfois recoupées par des fissures diagonales.

La stabilité des roches du toit et du mur est très bonne. Les minerais et les roches encaissantes sont faiblement humides. Le coefficient de foisonnement est de l'ordre de 1,6.

IV.4.4.5 Calcul de paramètres de tir à l'explosif

IV.4.4.5.1 Données

- Diamètre de foration: 102 mm.
- Foration: fond de trou, implantation décamètre, réglage fil à plomb.
- Hauteur du gradin: 6 m.
- Sur profondeur: $0,3B$.
- Bourrage final: $0,5B$.
- Inclinaison de trou: 0° .
- $E_t/B = 1,1$.
- Roche: Quartz (roche élastique).
- Gisement: bancs multi direction.
- Hydrogéologie: inexistence d'eau sur toute la hauteur.
- Amorçage: ponctuel, fond de trou.
- Explosifs: Marmanite (III) Ø80 et Anfomil.

IV.4.4.5.2 Calcul de L_f

$$L_{fMarmanit} = \pi \times r_e^2 \times d_{ch} \times K_t = 3,14 \times 0,04^2 \times 1330 \times 1,02 = 6,81 \text{ kg/m}$$

$$L_{fAnfomil} = \pi \times r_e^2 \times d_{ch} = 3,14 \times 0,051^2 \times 950 = 7,76 \text{ kg/m}$$

IV.4.4.5.3 Calcul de $S \times L_f$

- Pour la Marmanite III : $0,6 \times 6,81 \times 1,1 = 4,49$
- Pour l'Anfomil : $0,7 \times 7,76 \times 1 = 5,43$

$$S \times L_f \text{ pondéré} = 9,92/1,3 = 7,63$$

IV.4.4.5.4 Calcul de C_{in}

$$\text{Pour } \alpha = 0^\circ \quad C_{in} = 1$$

IV.4.4.5.5 Calcul de R_T

Le quartz est une roche élastofragile on devrait choisir $R_T = 0,35$, mais pour tenir compte de l'état de fracturation, nous retiendrons $R_T = 0,4$.

IV.4.4.5.6 Calcul de B_{th}

$$B_{th} = 1,08 \sqrt{\frac{S \times L_f}{C_{in} \times R_T \times E_t/B}} = 1,08 \sqrt{\frac{7,63}{1 \times 0,4 \times 1,1}} = 4,5 \text{ m}$$

Correction

- Implantation = 0,05 m
 - Attaque du trou = 0,05 m
 - Déviation machine $0,5\% \times 6 = 0,03 \text{ m}$
 - Erreur d'implantation machine $2\% \times 6 = 0,12 \text{ m}$
- $$B_c = 4,5 - 0,25 = 4,25 \text{ m}$$

L'espacement est de $4,25 \times 1,1 = 4,67$ arrondi à 4,7 m

Maille réelle : 4,25 x 4,7

IV.4.4.5.7 Calcul de la banquette à porter sur le terrain

La formule de Langefors donne la plus courte distance entre le forage et le front d'abattage. Pour le report sur le terrain il convient de prendre en compte l'inclinaison du forage.

$$B_{\text{horizontale}} = B_c / \cos \alpha$$

$$\text{Soit } B_{\text{horizontale}} = 4,25 / 1 = 4,25 \text{ m}$$

IV.4.4.5.8 Calcul des charges de pied

La longueur du trou vertical est : $h + 0,3B = 7,275 \text{ m}$.

C'est la valeur théorique à forer. En pratique il faut ajouter environ 0,2 m pour de tenir compte des « cutting » qui s'accumulent au fond du trou lors du retrait des tiges. L'indication à porter sur le plan de foration est donc de 7,5 m

- Avec la répartition retenue, la charge de cisaillement en Marmanite III est :

$$\frac{4,25 \times 0,6 \times 6,81}{2,5} = 6,94 \text{ arrondi à 7 cartouches, soit un poids de } 17,5 \text{ kg}$$

- Avec la répartition recommandée par Langefors, la charge de poussée en Anfomil est :

$$4,25 \times 0,7 \times 7,76 = 23,08 \text{ arrondi à 23 kg}$$

La hauteur de la charge de pied est de :

$$\frac{0,6 \times 17,5 + 0,7 \times 23}{1,3} = 2,79 \text{ m, tenant compte du } K_t, L_{\text{pied}} = 2,57 \text{ m}$$

IV.4.4.5.9 Calcul des charges de colonne

$$Q_{\text{colonne}} = L_{\text{colonne}} \times K_{re} \times L_f$$

$$L_{\text{colonne}} = (h + S_f) - (L_{\text{pied}} + B_f) = (6 + 0,3B) - (2,57 + 0,5B) = 7,275 - 4,69 = 2,585 \text{ m}$$

$$Q_{\text{colonne}} = 2,58 \times 1 \times 7,76 = 20,05 \text{ soit } 20 \text{ kg}$$

Tableau IV.7: Comparaison entre paramètres de tir calculés et ceux selon l'entreprise

Paramètres	Grandeurs			
	selon entreprise $\alpha = 00^\circ$ $D_t = 102$	calculés		
		1 ^{ère} variante $\alpha = 00^\circ$ $D_t = 102$	2 ^{ème} variante $\alpha = 00^\circ$ $D_t = 70$	3 ^{ème} variante $\alpha = 20^\circ$ $D_t = 70$
Diamètre d'explosif Marmanite III (mm)	80	80	65	65
Longueur du trou (m)	7	7,275	6,93	7,25
Banquette (m)	3,6	4,25	3,11	3,3
Espacement (m)	3,2	4,7	3,42	3,63
Sur-foration (m)	0,8	1,275	0,95	1
Longueur du bourrage (m)	2,68	2,125	1,55	1,65
Quantité de Marmanite par trou (kg)	5	17,5	8,4	7,425
Quantité d'Anfomil par trou (kg)	28,57	20	20,2	21,57
Quantité totale d'explosifs par trou (kg)	33,57	60,5	28,6	28,995
Tonnage abattu par trou (tonne)	198	300	160	180
Consommation spécifique d'explosif (kg/m ³)	0,47	0,50	0,45	0,40

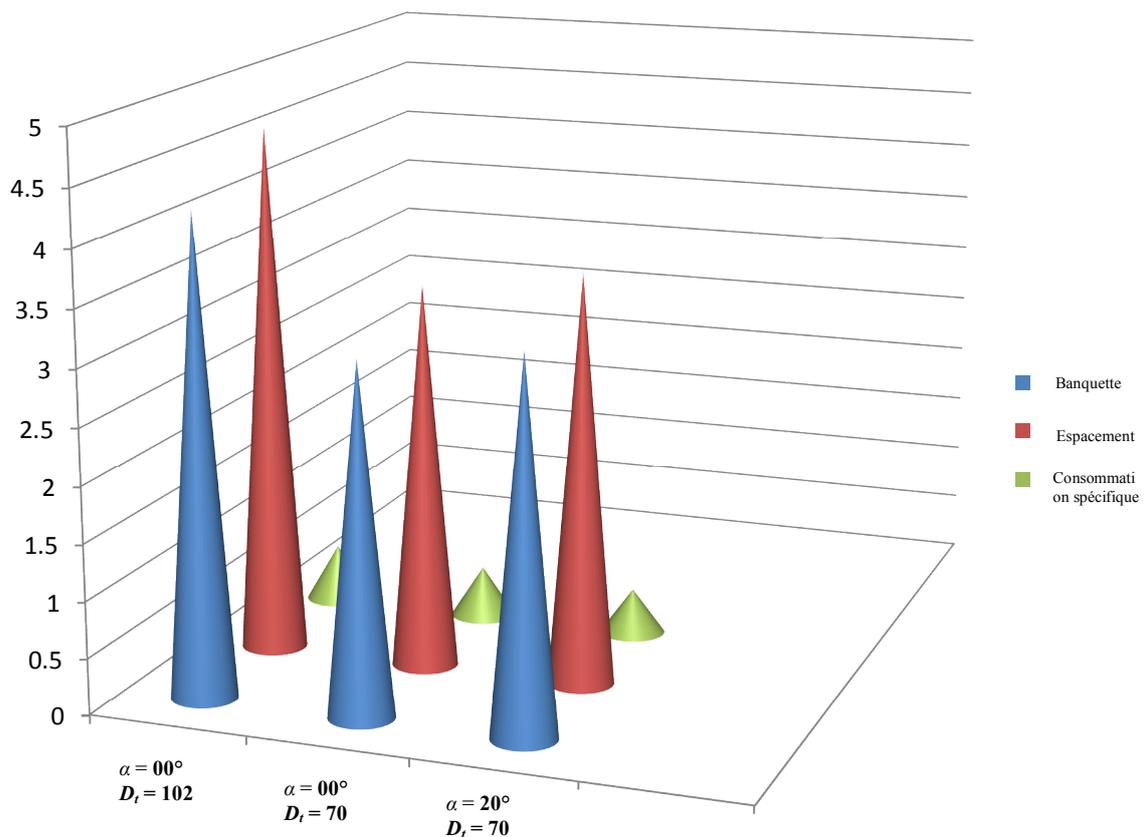


Fig IV.7: Histogramme comparatif de principaux paramètres calculés

IV.4.4.5.10 Interprétation

Sur la lumière de la comparaison présentée ci-dessus on peut dire d'une part, que le plan de tir adopté par l'entreprise présente les inconvénients suivants:

- Des corrections de déviation, d'implantation et de terrain importantes (67 cm au total). Cela sous entend que le matériel est mal adapté au travail à réaliser et que les opérations de forage et minage ne sont pas effectuées avec soin;
- Un couplage (diamètre cartouche retenu-diamètre foration), non optimal (0,78). Le bon couplage permet une consommation d'explosif minimale et un ratio tonnage par mètre foré économique, ceci est montré par le plan recalculé ci-dessus ($D = 70$,soit un couplage de 0,93).
- Une surconsommation spécifique d'explosifs, explique l'inadéquation des autres paramètres.

D'autre part, le plan recalculé par la méthode Langefors (3^{ème} variante) est plus optimale, care il présente certains avantages interprétés par une meilleure adéquation des ses paramètres.

IV.5 Conclusion

Le plan de tir Langefors semble qu'il est plus manipulables et donne des résultats satisfaisants, car il tient compte de plusieurs facteurs clés et il traduit correctement le sens de variation de ces derniers, aussi il livre un ordre de grandeur acceptable pour la détermination de la maille. C'est la raison pour laquelle nous l'avons utilisé dans ce dernier chapitre.

Cependant il nécessite une caractérisation in-situ du massif rocheux pour déterminer la valeur convenable de la résistance au tirage (R_T) dont la plupart du temps est inconnue à priori.

Par ailleurs, il nous a permis de faire la comparaison par la mise en évidence des avantages du plan de tir recalculé par rapport à celui déjà appliqué par l'entreprise et par conséquent de choisir une variante optimale qui pourra apporter des améliorations.

Conclusion générale et recommandations

Les procédures pour la conception et l'implémentation du plan de tir doivent être définies, documentées, suivies et auditionnées pour assurer la qualité désirée. Cependant, Le choix des explosifs s'effectue à partir des caractéristiques mécaniques des roches et des propriétés des explosifs industriels. La définition de la géométrie des charges s'appuie sur les règles de base de la détonique et prend en compte les objectifs techniques à réaliser. Ainsi, les séquences de mises à feu sont choisies en fonction du mode d'amorçage et des contraintes d'environnement.

De ce fait, trois éléments clé de la conception du tir pour une performance optimale de l'explosion qui sont les suivants:

1) L'énergie de l'explosion doit être uniformément distribuée pour assurer une fragmentation uniforme. Cela demande:

- Un diamètre de trou propre aux objectifs du tir et des conditions d'abattage;
- Un angle de trou de forage correspondant aux conditions de la face existante;
- Une banquette appropriée pour un espacement de trous donné;
- Une implémentation précise de la conception.

2) L'énergie de l'explosion doit être confinée durant un temps suffisant après la détonation pour créer les fractures et dégager le matériau, ce qui exige:

- Le cheminement de l'explosion suivant la ligne de moindre résistance doit être contrôlé;
- Les trous doivent être chargé en accord avec la géologie;
- Utiliser la longueur de bourrage appropriée avec le type de matériau adéquat;
- Assurer un bon couplage de façon que le rapport des impédances mécaniques se rapproche à l'unité;
- Faire correspondre les retards d'allumage aux conditions réelles in-situ;
- Utiliser des détonateurs à retards précis.

3) Le niveau d'énergie doit être suffisant pour vaincre la résistance de la structure et la masse de roche, qui produit un déplacement contrôlé, donc il faut:

- Déterminer le niveau d'énergie pour le degré de fragmentation et le déplacement requis;
- Tenir compte de la sensibilité du site;
- Évaluer les explosifs à haute énergie pour les conditions particulières du site;
- Maintenir un contrôle de qualité d'explosion avec des tests de routine simples.

Par ailleurs 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.

L'apparition sur le marché de nombreux appareils de mesure et contrôle permettent maintenant de maîtriser parfaitement tous les paramètres de tir. Parmi les plus courants signalons:

- Les profileurs laser;
- Les mesureurs de déviations;
- Les analyseurs numériques de vibration;
- Les mesureurs de la vitesse de détonation in situ (VOD).

Si on ajoute à cette liste déjà complète l'analyse granulométrique par photogrammétrie on dispose maintenant de tous les instruments permettant de réaliser des tirs en parfaite sécurité et très performants.

On ne doit cependant pas perdre de vue que ces matériels ne seront efficaces que si les personnels utilisateurs sont parfaitement informés de leur utilisation et de l'analyse des résultats. Ceci implique une formation continue à tous les niveaux de la hiérarchie.

Références

- [01] Linvingston C.W., Theory of fragmentation in Blasting, 6th Drilling Symposium, Univ. Minnesota, pp.44-51, 1956.
- [02] Hino K. – Theory and practice of Blasting, Nippo kayaku Co. Ltd., Japan, 1959.
- [03] Favreau R.F., Generation of strain waves in rock by an explosion in a spherical cavity, Journal of Geophysical Research. Vol. 74, 4267-80, 1969.
- [04] Sadwin L.D. and Junk N.M., Lateral shock pressure measurements at an explosive column, fourth symposium on detonation, ACR 126, Office of Naval Research, Washington, pp.92-95, 1966.
- [05] Deal W.E., Low pressure points on the Isentropes of several high explosives. Third symposium on detonation, ACR 52, Office of Naval Research, Washington, pp.386-395, 1960.
- [06] Mcqueen R.G., March S.P., Taylor, J.W., Fritz, J.N., and Crater, W.J., The equation of state of solids from shock wave studies in high velocity impact phenomena ed. Rinslaw, Academic press, New York, pp.294-419, 1970.
- [07] Wacker J., Journal of Applied Physics, Vol.33, pp.922, 1962.
- [08] Ahrens T.J. and Gregson J. V.G. – J. Geophys Res. Vol.69, pp.4839, 1964.
- [09] Nicholls H.R., In situ Determination of Dynamic Elastic Constants of Rock, International Symposium of Mining Research Ed. Clark, Pergamon Press, London, pp.727-738, 1962.
- [10] Birch F., J. Geophys. Res., 65, 1083, 1960, *ibid.*, 66, 2199, 1961.
- [11] Clark S.P., Editor Handbook of Physical Constants, Geol. Soc. Of America Memoir 97, 1966.
- [12] Obert L. and Duvall W.I., Generation and Propagation of Strain Waves in Rock. U.S. Bur. Mines R.1. 4683, 1950.
- [13] Atchison T.C., Duval W.I. and Pugliese J.M., Effect of Decoupling on Explosion – Generated Strain Pulses in Rock, U.S. Bur. Mines R.1. 6333, 1964.
- [14] Noren C.M., Blasting Experiments in Granite Rock, Quart. Colo. School Mines, Vol.51., No.3, pp.211-25, 1956.
- [15] Repin N.Y. and Panachev I.A., A method of Determining the Depth of the Zone of Fracture of the Solid Rock during Blasting Operations, Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh No.1, pp.117-20, 1969.
- [16] Rinehart J.S., Fracturing under Impulsive Loading, 3rd Annual Symposium on Mining Research (Ed.Clark) Bulletin University of Missouri, School of Mines and Metallurgy, Tech. Series N° 95, pp.46, 1958.
- [17] Rinehart J.S., Dynamic Fracture Strengths of Rocks, 7th Symposium of Rock Mechanics, Pennsylvania State University, 1965.
- [18] D'Andrea D.V., Fischer R.L. and Hendrickson A.D., Crater Scaling in Granite for Small Sharges. U.S. Bur. Min. R.1. 7409, 1970.
- [19] Coates D.F., Rock Mechanics Principales, Mines Branch Monograph 874, Ottawa, 1965.
- [20] 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)
- [21] Langefors V. and Kihlstrom B., The Modern Technique of Rock Blasting, J. Wiley and Sons, New York, 1963.
- [22] Field J.E. and Ladegaard – Pedersen, A., The Importance of the Reflected Stress Wave in Rock Blasting, Int. J. Rock. Mech. Min. Sci., Vil. 8, pp.213-226, 1971.
- [23] Persson P.A., Lundborg N. and Johansson C.H., The Basic Mechanisms in Rock Blasting, 2nd Conf. Int. Soc. Rock Mech. 5-3. pp. 1-15, 1970.

- [24] Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R., Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, *Trans. Soc. Min. Eng. A. 1 .M.E. Vol .244*, pp.427-435.
- [25] Matthews, R.H., *Blasting Practices at the Golds worthy Mine*, Rock Breaking Seminar, University of Queensland, pp. 137-154, 1971.
- [26] Grady D.E., Kepp M.G., *Continuum Modeling of Explosive Fracture in Oil Sahale*. *Int.J. Rock. Min. Sci. and Geomech. Abstr.* 17, 147-157, 1980.
- [27] Potyondy D.O., Cundall P.A., *Modeling of Stoch-and Gas-driven Fractures Induced by Blast Using Bonded Assemblies of Sphericale Particles*. *Rock Fragmentation by Blasting*. A.A. Balkema/Rotterdam, Brookfield, 1996.
- [28] Munjiza A., Owen R.J., Bianic N., *A Combined Finite-discrete Element Method in Transient Dynamics of Fracturing Solids* *Eng. Computations* 12, 145-174, 1995.
- [29] Curran D.R., Seaman L., Shockey D.A., *Dynamic Failure of Solids*. *Physics Reports* 147(5 and 6), 253-388, 1987.
- [30] Preece D., Thore B.J., Baer M.R., Swegle J.W., *Computer Simulation of Rock Blasting: A Summary of Work from 1987 through 1993*. SAND 29-1027, Unlimited Release, 1994.
- [31] Donzé F.V., Bouchez J., Magnier S.A., *Modeling Fractures in Rock Blasting*. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 34(8), 1153-1163, 1997.
- [32] Kutter H.K. and Fairhurst C., *On the Fracture Process in Blasting*, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* Vol.8, pp. 181-202, 1971.
- [33] Favreau R.F. – *Generation of Strain Waves in Rock by an Explosion in a Spherical Cavity*, *J. Geophys. Res.* Vol. 74, 4267-80, 1969.
- [34] Kury J.W., Hornig H.C., Lee L.E., McDonnel J.L., Ornellas D.L., Finger M., Strange F .M. and Wilkins M.L., *Metal Acceleration by Chemical Explosives*, Fourth Symposium on Detonation, ACR126, Office of Naval Research, Washington, pp. 1-13, 1966.
- [35] Duvall W.I. and Petkof B., *Spherical Propagation of Explosion Generated Strain Pulses in Rock*. *U.S. Bur. Mines R. 1. 5483*, 1959.
- [36] Atchison T.C., Porter S.J. and Duvall W.I., *Comparison of Two Methods for Evaluating Explosive Performance* *International Symposium on Mining Research*, Ed. Clark, Pergamon Press, London, pp.135-146, 1962.
- [37] Nicholls H.R. and Hooker V.E., *Comparative Studies of Explosive in Granite*. *U.S. Bur. Mines R.1. 6693*, 1965.
- [38] Duval W.I., Atchinson T.C. and Fogelsen D.E., *Empirical Approach to Problems in Blasting Research*, 8th *Rock Mecanics Symposium*, University of Minnesota, pp.500-23, 1967.
- [39] Starfield A.M. and Pugliese J.M., *Compression Waves Generated in Rock by Cylindrical Charges: A Comparison between a computer Model and Field Measurments*, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.* Vol.5, pp.65-77, 1968.
- [40] Fischer R.L., D'Andrea D.V., and Fogelsen D.E., *Effects of Explosive Properties on Free-surface Displacement Pulses and Crater Dimensions*, *U.S. Bur. Mines. R.1. 7407*, 1959.
- [41] Fogelsen D.E., Duvall W.I. and Atchison T.C., *Strain Energy in Explosion – Generated Strain Pulses*, *U.S. Bur. Mines. R.1. 5514*, 1959.
- [42] Rinhart J.S., *Fracturing under Impulsive Loading*, 3rd *annual Symposium on Minig Research* (Ed. Clark) *Bulletin University of Missouri, School of Mines and Metallurgy*, Tech. Series N°.95, pp.46, 1958.
- [43] Sadwin L.D. and Duvall W.I., *A Comparison of Explosives by Cratering and Other Methods*. *Trans. Soc. Mining. Engns.* June. pp. 110-5, 1965.

- [44] Just G.D. and Henderson D.S., Model Studies of Fragmentation by Explosives, Proc. 1st. Aust., N.Z. Conf. On Geomechanics Melbourne pp.238-245, 1971.
- [45] D'Andrea D.V. and Condon J.L., Dye Penetrant Studies of Fractures Produced in Laboratory Cratering, 12th Rock Mechanics Symposium, University of Missouri, 1971.
- [46] Duval W.I. and Atchison T.C., Rock Breakage by Explosives, U.S. Bur. Mines, R.1. 5356, 1957.
- [47] Piper D.A., and Ko K.C., Detonation Pressure as a Rock Breaking Parameter, The Trend in Engineering, pp.23-26, October 1967.
- [48] Mokhnachev M.P. and Gromona N.V., Laws of Variation of Tensile Strength. Indices and Deformation Properties of Rocks with Rate and Duration of Loading, Soviet Mining Science, N°.6, pp.609-612, 1970.
- [49] Birkhimer D.L., A Possible Fracture Criterion for the Dynamic Tensile Strength of Rock, 12th Rock Mecanics Symposium, University of Missouri, pp.573-90, 1971.
- [50] Ahmed R., Comportement et Fragmentation Dynamique des Matériaux Quasi-Fragiles. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris; 2004.
- [51] Hastrulid H., Directives Préliminaires pour le Plan de Tir; 1999.
- [52] Evgeny N and Dimitry K., Study of the Mechanical Properties of the Granitoid Rocks and the Influence of Blasting Parameters on the Quality of Aggregates, 2005.
- [53] Peter B., Optimisation of Fragmentation and Comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation, 2005.
- [54] Thierry Bernard, New DNA Blast Softwar (And you Design a Successful Blast Ten Times Faster) France.
- [55] Bernard T., Maitrise de l'Energie Explosive: Action de l'explosif sur le milieu environnant; thèse de l'Institut de Geodynamique URA-CNRS; 1995.
- [56] Dumay D., Explo2D-Etude et Développement des aspects thermodynamiques, 1992.
- [57] Daehnke A., Rossmannith H.P. and Schatz J., On Dynamic Gas Pressure Induced Fracturing – Fragblast vol. 1, 1997.
- [58] Hadamard J., Leçon sur la Propagation des Ondes, 1903.
- [59] Persson P.A., Holmberg R. and Lee J., Rock Blasting and explosives Engineering, Chapter 11: Blast Performance Control, p.306, 1970.
- [60] Rossmannith H.P., The Mechanics and Physics of Advanced Blasting-Waves, Shocks, Fracture, Damage, Impact and Profit, Short Course FragBlast8, 2006.
- [61] Rustan A, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, 3rd Int Sympo on Rock Frq;entqtion by Blqsting, Brisbqnce, pp 303-310, 1990.

Annexe

Liste des gènes modélisés (Chapitre II)

Gène	Rôle
G10-Gène VOD	Détermine la vitesse de détonation d'un explosif en fonction de son diamètre
G11-Gène Thermo	Détermine la pression de détonation pour un explosif de diamètre donné
G12-Gène P(x,t)	Détermine le champ de pression créé sur la paroi d'un trou de mine en fonction de l'explosif utilisé et du découplage
G20-Gène Wave P	Détermine les conditions de propagation d'une onde P créée par un champ de pression sur la paroi d'un trou
G21-Gène W Stress	Détermine le champ de contrainte associé au champ Wave P
G21-Gène W Disp	Détermine le champ de déplacement associé au champ Wave P
G22-Gène W Speed	Détermine le champ de vitesse associé au champ Wave P
G23-Gène W Acc	Détermine le champ de d'accélération associé au champ Wave P
G30-Gène Damage	Détermine l'état d'endommagement de la roche par un champ de contrainte dynamique
G31-Gène Frag	Détermine la distribution bolométrique d'un espace de rocher endommagé
G40-RRT	Détermine le temps de réponse d'une masse de roche soumise à un champ de pression
G41-Gène Balist	Détermine la trajectoire d'un fragment de roche sous un champ de pression
G41-Gène Muck P	Détermine la forme d'un tas de fragments
G42-Gène Stem Eject	Détermine les conditions d'éjection du bourrage terminal
G43-Gène Crat Eject	Détermine les conditions de l'effet cratère d'une charge près de la surface
G50-Gène Charge Vib	Détermine le niveau de vibration en fonction de la charge unitaire
G60-Gène Seq Vip	Détermine le niveau de vibration en fonction de la séquence d'amorçage
G61-Gène Seq Frag	Détermine la distribution granulométrique en fonction de la séquence d'amorçage
G62-Gène Seq Muck P	Détermine la forme du tas abattu en fonction de la séquence d'amorçage

Caractéristiques des explosifs fournis par l'Onex (Algerie)

Spécification	Dénomination											
	Géonit	Gélanit			Marmanit				Milanit	N 18	Carinit	Anfomil
		1	2	3	1	2	3	4				
Densité (g/cm ³)	1,5	1,40	1,45	133	0,95	0,98	1,33	0,90	0,99	0,95	0,95	095
Vitesse de détonation (m/s)	5800	6300	6000	6500	4000	4100	6500	3570	4100	3500	4500	3000
Puissance sur mortier balistique (%)	77	85	82	86	83	82	80	/	75	78	84	78
Coefficient d'utilisation pratique (%)	11,5	1,33	1,27	12	1,28	1,27	1,18	1,13	1,16	1,16	1,23	115
Coefficient de self excitation (cm)	15,0	8	6	12	5	2	2	1,13	/	4,50	15	/
Ecrasement selon méthode KAST (mm)	7,3	4,7	4,3	556	3,25	2,90	2,30	4,40	/	/	3,40	/
Sensibilité au choc (kgm)	0,15	0,4	0,5	07	150	1,50	2	0,3	2	/	0,5	2
Sensibilité au frottement (kgm)	30	36	36	36	36	36	36	36	36	>32	36	36
Volume de gaz (l/kg)	760	861	808	872	842	868	902	930	915	942	901	975

Dimensions des cartouches

Géonit						
Diamètre extérieur (mm)	30	30	50	50	65	80
Longueur (mm)	120	240	370	420	500	340
Poids (g)	125	250	1000	1250	2500	2500

Gélanit						
Diamètre extérieur (mm)	30	30	50	50	50	80
Longueur (mm)	120	240	370	420	500	340
Poids (g)	125	250	1000	1250	2500	2500

Marmanit				
Diamètre extérieur (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	135	610	750	500
Poids (g)	100	1250	2500	2500

N 18				
Diamètre extérieur (mm)	30	45	50	60
Longueur (mm)	43	43	56	52
Poids (g)	250	500	1000	1000

Carinit			
Diamètre extérieur (mm)	30	50	65
Longueur (mm)	135	610	750
Poids (g)	100	1250	2500