



**Faculté des Sciences de la Terre  
Département des Mines**

**THESE**

**Présentée en vue de l'obtention du diplôme de Doctorat**

**Option : Exploitation des Mines**

**MODELISATION DE PROPAGATION DE LA FRACTURE  
DIRIGEE AUTOUR D'UNE CHARGE EXPLOSIVE**

Par

**YAHYAOUI SAMI**

Devant le jury composé de :

Président :	BOUNOUALA Mohamed	Pr	Université Badji Mokhtar - Annaba
Rapporteur :	HAFSAOUI Abdellah	Pr	Université Badji Mokhtar - Annaba
Examineurs :	OMEIRI Djamel	Pr	Université du 20 Aout 55 - Skikda
	BOUKELLOUL M/Laid	M.C A	Université Badji Mokhtar - Annaba
	BOUMEZBEUR A/Rahmane	M.C A	Université Larbi Tbessi – Tébessa
	CHAIB Rachid	M.C A	Université Mentouri - Constantine



# Remerciements

Au terme de ce travail, je ne saurais exprimer suffisamment toute ma gratitude à mon encadreur le Professeur Hafsaoui Abdellah.

J'ai pu tout au long de ce travail de recherche bénéficier de sa compétence, mais également de ses encouragements et de ses précieux conseils qui m'ont permis de mener à bien cette étude.

Je tiens aussi à remercier le professeur Bounouala Mohamed de l'Université d'Annaba qui a bien voulu s'intéresser à ce travail et me faire l'honneur de présider le jury.

Je remercie également le Dr Chaib Rachid de l'université de Constantine, le Dr Boumezbeur Abderrahmene de l'université de Tébessa, le Pr Oumeiri Djamel de l'Université de Skikda et le Dr Boukelloul M/Laid de l'Université d'Annaba d'avoir accepté d'examiner mon travail.

Je dirige aussi mes sincères reconnaissances au laboratoire des ressources naturelles et de l'aménagement de l'université d'Annaba et en particulier les Pr. Boukhemis K et Pr. Boukhemis A

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

Enfin, je remercie tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail et particulièrement ma famille.

***Sami***

## Résumé

L'abattage des roches avec emploi de matières explosives a toujours posé problème aux experts dans le domaine minier. Leur emploi exige l'étude de beaucoup de facteurs, tant miniers que techniques et géologiques, ce qui demande des études préalables quant à leur emploi in situ, parce que la réussite de la conduite des travaux d'extraction y dépend énormément de cette première opération technologique.

Le problème de l'accroissement et du développement des fissures radiales, diamétralement dirigées, lors de l'explosion de charges explosives dans un trou a fait l'objet de notre étude. Le principe réside dans la réception et le retardement du signal provenant du centre de la charge et se dirigeant vers les extrémités des fissures primaires susceptibles de ce propager. L'applicabilité de l'approche à la description du processus est basée sur les résultats des comparaisons en état de repos, si la décision est donnée avec les quasi-statiques et les dynamiques qui ne sont plus précis que dans la description des deux cas asymptotiques de ce processus, lorsque les taux de croissance des fissures atteindront leurs niveaux les plus bas et les plus haut. Dans notre investigation, nous avons proposé une autre méthode de modélisation de l'effet mécanique, lors de l'abattage des roches, qui consiste à faire exploser une charge cylindrique parallèle à la surface de la terre.

Certainement, avec l'aide de cette méthode, l'étude de la corrélation entre les paramètres de ruptures et l'effort soumis près d'une surface rectiligne peut être réalisée dans un matériel équivalent (plexiglas).

**Mots-clés:** propagation des fissures; fragmentation de la roche; Modélisation; tir de trou de mine

## **Abstract**

The slaughter down of rocks with use of explosive materials always raised problem to the experts in the mining domain. Their use require the study from many factors so mining as technical and geological, what request the preliminary studies has their employment in situ, because the success of the conduct of the extraction works depends enormously of this first technological operation.

The problem of the growth of two diametrically directed radial cracks from notches in borehole blasting is being discussed. The essence consists in the delaying of the signal coming from the power application centre to the tips of propagating cracks. The applicability of the approach to the description of the process is based on the results of resting comparisons if the given decision with "purely" quasistatic and dynamic ones which are most precise in describing two asymptotic cases of this process when crack growth rates are correspondingly the lowest and highest. Another method of modelling mechanical effect of rock blasting with the cylindrical charge parallel to the surface is suggested. With the help of this method the study of interconnection between the breakage parameters and blasting strength near the rectilinear free surface was carried out in Plexiglass models.

**Keywords:** Crack propagation; Rock fragmentation; Modeling; Borehole blasting.

## الملخص:

الصحور ت حط يم باستعمال المتفجرات كانت دائما مشكلة بالنسبة للخبراء في مجال التعدين. استخدامهم يتطلب دراسة عدد كبير من العناصر التقنية، المنجمية والجيولوجيا الشيء الذي يتطلب دراسات أولية في أماكن عملهم، لان نجاح سير أعمال استخراج المنجم يعتمد كثيرا على هذه العملية التكنولوجية الأولية.

في بحثنا هذا، وانطلاقا من مشهد التصدعات الثابتة داخل الثقب، درسنا السؤال المتعلق بنمو تشققان عموديان موجهان. جوهر الموضوع يتألف في توجيه الإشارة المنبثقة من قلب التفجير نحو أطراف التشققات. إمكانية تطبيق مقارنة الوصف من العملية أسست على نتائج مقارنات قرار شبه ساكن واحد حركي، أي أن يكون أكثر دقة في وصف الحالتان المتقاربتان من هذه العملية عند التشقق بشكل متناسب مع العلو و الانخفاض.

طريقة أخرى على شكل نماذج اقترحت لدراسة التأثير الميكانيكي عند تفجير الصخور و هي عبارة على حشو اسطواني موازي للسطح. بعون هذه الطريقة قد وفيه دراسة الترابط بين معالم الانكسار و قوة التفجير بالقرب من سطح مستقيم حر داخل نماذج شبه زجاجية.

كلمة مفتاح: تحطيم الصخور؛ القولية؛ التحطيم بالمتفجرات؛ انفعال التشققات؛ ثقب المنجم.

## Sommaire

Chapitre I Analyse des théories de fonctionnement des explosifs dans les massifs rocheux.....	3
I.1. Introduction sur la théorie de fonctionnement des explosifs.....	3
I.2. Fonctionnement des explosifs.....	3
I.3 Conception des plans de tir .....	5
I.3.1 Fonctionnement normal des charges .....	5
I.3.2 fonctionnement correct des produits .....	6
I.3.3 Sécurité du fonctionnement de la totalité du tir .....	7
I.3.4 Les arrachements de charges .....	7
I.3.5 Les projections .....	7
I.3.6 La sécurité de surface .....	8
I.3.7 La sécurité par la simplicité de mise en œuvre .....	8
I.3.8 Principe complémentaire : contrôler les vibrations .....	9
I.4 Effets réels des dispersions des retards pyrotechniques .....	10
I.5 Considération théoriques de l'endommagement des roches .....	10
I.5.1 L'endommagement de la roche intacte .....	11
I.5.1.1 Phases de déformation .....	11
I.5.1.2 Initiation de l'endommagement .....	14
I.5.2 L'endommagement des massifs rocheux .....	15
I.5.2.1 Approche classique .....	15
I.5.2.2 Approche basée sur la mécanique de l'endommagement CDM .....	16
I.5.2.3 Approche combinée .....	17
I.5.3 Sources d'endommagement .....	18
I.5.3.1 Endommagement causé par la méthode d'excavation .....	18
I.5.4 Évaluation de l'endommagement .....	20
I.6 Caractéristiques des processus de fragmentation des roches .....	20
I.6.1 Analyse de l'effet de choc .....	21
I.6.1.1 Expérience de la barre de Hino.....	21
I.6.1.2 Analyse du résultat .....	22
I.6.1.3 Analyse de l'effet de gaz .....	23
I.6.1.3.1 Transformation d'une pression statique en effet de traction sur la paroi.....	23
I.6.1.3.2 Effet de Griffith (propagation des fissures) .....	23

I.7 Modélisation des tirs .....	24
I.7.1 Modèles algébriques .....	25
I.7.3 Modèles de comportement composite .....	25
I.7.4 Modèles empiriques .....	26
I.7.5 Modèles mécanique .....	26
I.8 Modèle algébrique .....	26
I.9 Modèles de comportement composite .....	26
I.9.1 Le modèle ‘Bedded Crack’ et code ‘Shale’ .....	26
I.9.2 Modèle NAG-FRAG .....	27
I.9.3 Modèles empiriques .....	27
I.9.3.1 Modèle KUZ-RAM .....	27
I.9.3.2 Modèle de LANGEFORS .....	30
I.10 Ajustement des paramètres du tir .....	32
I.10.1 Selon le forage .....	33
I.10.2 Selon le foisonnement .....	33
I.10.3 Selon la fragmentation des roches .....	33
I.11 Modèles physiques .....	34
I.12 Modèles mécaniques .....	34
I.12.1 Modèle BLASPA .....	35
I.12.2 Modèle FRAG .....	36
I.12.3 Autres modèles .....	36
I.12.3.1 Le modèle DNA-BLAST .....	36
I.12.3.2 Modèle de fissuration et de déformation des roches à l'explosif .....	39
I.12.3.3 Description .....	40
I.12.4 Vision .....	42
Conclusions et commentaires .....	43
Chapitre II Etude du transfert de l'énergie explosive dans le massif rocheux .....	45
II.I Introduction .....	45
II.2 Transfert d'énergie dans le milieu connexe .....	47
II.3 Propagation des contraintes dans la roche .....	48
II.4 Effet général des ondes de chocs dans le massif rocheux .....	49
II.5 Rapport de la dynamique avec le comportement des roches .....	55
Conclusion .....	63

Chapitre III Approche théorique du travail de l'explosif dans le massif rocheux .....	64
III.1 Introduction .....	64
III.2 Rôles de l'onde de choc et de la pression des gaz dans le processus de fragmentation.....	64
III.3 Approche dynamique. ....	67
III.3.1 Aspect théorique .....	67
III.3.2 Constat des aspects pratiques issus de l'approche dynamique .....	68
III.3.2.1 Utilisation d'un explosif brisant .....	69
III.3.2.2 Amorçage simultané .....	70
III.3.2.3 Utilisation de charge découplée .....	71
III.3.3 Approche quasi-statique .....	73
III.3.3.1 Théorie et expérimentation .....	73
III.4 Pression de paroi et pression critique .....	75
III.5 Modélisation numérique .....	76
Conclusion .....	77
Chapitre VI Modélisation de la direction des fissures dans un trou de mine.....	79
VI.1 Introduction .....	79
VI.2 Approximation Quasi statique .....	80
VI.3 Approximation Dynamique .....	84
VI.4 olution quasi-statique .....	86
VI.5 Description et résultats de la modélisation.....	89
Conclusion .....	92
Chapitre V Impact des travaux miniers sur l'environnement .....	92
V.1 Introduction .....	92
V.2 L'industrie extractive .....	92
V.3 Prévenir et réduire les risques liés aux anciennes mines .....	93
V. 4 Présentation du domaine d'intervention .....	94
V.5 Effets potentiels des exploitations à ciel ouvert .....	95
V.6 Limitation des effets sur l'environnement .....	96
V.6.1 Mesures précédant l'exploitation .....	96
V.6.2 Mesures accompagnant l'exploitation .....	97
V.6.3 Mesures suivant la cessation des activités .....	99
V.7 Vibrations dues aux tirs .....	100
Conclusion.....	103

## Liste des figures

figures	intitulés	n° de page
Figure I.1	Les phases de déformation d'un spécimen de roche lors d'un essai en compression (adapté de Paterson, 1978).	12
Figure I.2	Valeur du paramètre de continuité en fonction du RMR	18
Figure I.3	Schématisation de la fracturation lors d'un sautage	19
Figure I.4	Expérience de la barre de Hino	21
Figure I.5	Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif	21
Figure I.6	Diagramme de Hino	22
Figure I.7	Propagation de la pression statique sur la paroi du trou	23
Figure I.8	Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation	24
Figure I.9	Comparaison du profil expérimental et calculé du massif fracturé par le logiciel Shale	27
Figure I.10	comparaison de la fragmentation mesurée et calculée par la relation de Kuz-Ram dans le cas de calcaire (a) et du grès (b) - d'après Cunnigham, 1983.	30
Figure I.11	Données géométriques intervenant dans la méthode de Langefors	31
Figure I.12	Schéma du fonctionnement du logiciel BLASPA (d'après Favreau, 1983)	36
Figure I.13	Phénomènes développées	40
Figure I.14	Formation et développement des fissures	43
Figure II.1	Propagation de l'onde de choc	45
Figure II.2	Courbe adiabatique des produits de réaction	46
Figure II.3	Evolution des contraintes induites par le tir	48
Figure II.4	Développement de la fissure et de la fracturation	50-51
Figure II.5	principe de la barre d'Hopkinson (expérience de Hino)	53
Figure II.6	Comparaison énergétique de deux explosifs caractéristique CJ.	56
Figure II.7	Evolution de la contrainte en fonction de la vitesse de déformation	56
Figure II.8	Principe de calage	58
Figure II.9	calcul des accélérations en fonction du temps pour les différentes géométries	59
Figure II.10	Contraintes radiale, et tangentielle en élasticité et en plasticité en fonction du temps.	60
Figure II.11	décroissance des contraintes radiales en fonction de la distance à la paroi	60
Figure II.12	Diagrammes GGS	61
Figure II.13	Energie transférée ( $E'1$ ) calculée en fonction de la charge spécifique	61
Figure II.14	Taux d'énergie utilisée en fonction de la charge spécifique	62
Figure III.1	Evolution des contraintes radiales et tangentielles dans le temps et dans l'espace autour d'un trou de mine.	64
Figure III.2	Phases successives de la détonation	65
Figure III.3	Influence du découplage sur la variation de la contrainte tangentielle apparaissant à la paroi du trou	66
Figure III.4	Allure des contraintes tangentielles maximales $\sigma_{\theta 1}$ et $\sigma_{\theta 1}$ et de la contrainte tangentielle résultante $\sigma_{res}$ engendrée par deux fronts d'ondes issus de deux charges explosant simultanément.	67
Figure III.5	Profils de pression de paroi ayant la même intensité de pic mais des durées d'application différentes	69
Figure III.6	Position des phases dynamiques et quasi-statiques induites par la détonation du trou 'A' pour différents retards entre les deux trous .	70

Figure III.7	Contraintes induites par la détonation du trou 'A' autour du trou 'B'.	70
Figure III.8	variation de l'énergie de choc et de l'énergie de gaz en fonction du couplage.	71
Figure III.9	distribution des contraintes radiales et tangentielles autour d'un trou	75
Figure III.10	Distribution des contraintes radiales et tangentielles autour d'un trou avec des fissures et rainures radiales dans un milieu homogène	76
Figure IV.1	Répartition des fissures initiales (encoches) le long du contour de forage	79
Figure IV.2	valeurs normalisées des intensités des contraintes en fonction des facteurs de longueur des fissures suivant la variation du nombre des fissures (de F. Ouchterlony)	83
Figure IV.3	Croissance dynamique de la longueur de la fissure dans l'approximation quasi-statique	85
Figure IV.4	Les tailles finales relatives des fissures en fonction du rayon du forage pour les différentes longueurs de forage	86
Figure IV.5	Les tailles finales relatives des fissures en fonction de la pression initiale pour diverses longueurs de forage	86
Figure IV.6	Croissance dynamique de la longueur de la fissure dans le cas d'explosions trois fois répétée dans le trou avec la pression initiale	87
Figure IV.7	Croissance dynamique de la longueur de la fissure dans le cas d'explosions trois fois répétées dans le trou avec les pressions	87
Figure IV.8	Disposition d'un trou avec des encoches de la plaque (1 - surface libre, 2 - contour du trou, 3 - encoches).	88
Figure IV.9	modèle de rupture de la plaque en plexiglas de la modélisation	88
Figure IV.10	Rupture de pression "P" en fonction de l'angle " $\varphi$ ".	90
Figure V.1	affaissement de terrain	93
Figure V.2	répercussions d'un affaissement de terrain sur des habitations	93
Figure V.3	eaux superficielle par résultat de fermeture des carrières	94
Figure V.4	destruction d'un puits de mine source d'émanation des gaz	94

## **Introduction générale sur l'abattage des roches avec emploi des matières explosives**

Il est évident que les techniques de minage évoluent rapidement, passant, en l'espace d'une décennie, de « l'art des mines » à la mise en œuvre construite de règles scientifiques. Ce bouleversement est dû pour une grande part à la conjonction des progrès réalisés pour la caractérisation des massifs rocheux, la fabrication et la mise en œuvre des substances explosives, les technologies de forage et les nouvelles métrologies associés au minage. L'avènement de nouvelles générations de détonateurs électronique est par ailleurs probablement à l'origine de modifications profondément les technologies d'amorçage et par là même, l'impact vibratoire des plans de tir.

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.

Le fonctionnement d'un produit explosif est une réaction chimique déclenchée par une « mise à feu », tributaire des conditions dans laquelle elle se produit. Une part importante du travail de mise en œuvre consiste à adapter les produits (et leurs limites de fonctionnement) aux prévisions des conditions de l'utilisation : choix de l'amorçage, détermination d'une quantité suffisante d'énergie explosive, définition de la nature et de l'état des matériaux. Que ce soit en démolition ou en déroctage, la réussite d'un tir (efficacité et sécurité) est liée aux interactions du couple « produits explosifs-matériaux ».

L'action de l'explosif se caractérise par la succession, voire la superposition, de plusieurs phénomènes. Lors de la détonation, une onde de choc (onde de contrainte) se développe dans l'explosif et se propage, associée à la production d'une très grande quantité de gaz à très hautes températures et pression. Le transfert de l'énergie de choc de l'explosif vers le milieu connexe est d'autant plus efficace que le matériau est peu déformable. L'onde de compression s'accompagne d'une onde transversale en traction : la résistance en traction des matériaux étant très inférieure à celle en compression, l'onde transversale crée une fissuration radiale souvent importante.

Lorsque l'onde de compression directe rencontre une surface de réflexion, par exemple une interface roche air, elle se réfléchit en une onde de traction. Cette dernière peut également créer une fissuration si la contrainte est suffisante. L'ensemble des discontinuités du matériau

réfléchissent partiellement l'onde et accroissent son absorption, donc limitent l'efficacité de cette « pré fracturation ». La répartition de la fracturation par onde de choc est alors modifiée, localisée entre la charge et les discontinuités « barrières ».

La fracturation générée par les ondes de choc correspond principalement à une rupture du matériau, créant des fissures d'extension limitée, non connectées, sans déplacement. Elle est donc généralement très insuffisante pour rompre totalement les matériaux, mais elle est fondamentale dans les matériaux peu fracturés.

La fracturation de l'ensemble des matériaux est d'autant plus efficace que l'énergie de gaz est importante, entraînant par la suite leur déplacement. Dans un massif rocheux, toutes les discontinuités internes vont donc jouer un rôle dans le fonctionnement des produits explosifs, de sorte que l'effet réel des explosifs corresponde aux interactions entre un massif donné et les produits mis en œuvre.

C'est dans ce contexte que nous allons mener notre investigation pour étudier le début du développement des fissures lors de l'initiation de l'explosion et de suivre l'évolution et leurs influence sur l'abattage des roches.

En se basant sur cette préoccupation, nous avons essayé de cerner le problème et d'établir les principaux facteurs intervenant dans le but d'éclaircir certains points liés à l'interaction explosif-roche.

Le présent travail se compose de cinq chapitres et une conclusion générale :

- Chapitre 1 - Analyse des théories de fonctionnement des explosifs dans les massifs rocheux
- Chapitre 2 - Etude du transfert de l'énergie explosive dans le massif rocheux
- Chapitre 3 - Approche théorique du travail de l'explosif dans le massif rocheux
- Chapitre 4 - Modélisation de la direction des fissures dans un trou de mine
- Chapitre 5 - la gestion environnementale
- Conclusion générale

## **Chapitre I - Analyse des théories de fonctionnement des explosifs dans les massifs rocheux**

### **I.1. Introduction générale suivant la théorie de fonctionnement des explosifs**

Le fonctionnement d'un produit explosif, est une réaction chimique déclenchée par une « mise à feu », tributaire des conditions dans laquelle elle se produit. Une part importante du travail de mise en œuvre consiste à adapter les produits aux prévisions des conditions de l'utilisation : choix de l'amorçage, détermination d'une quantité suffisante d'énergie explosive, définition de la nature et de l'état des matériaux. Que ce soit en démolition ou en arrachement, la réussite d'un tir (efficacité et sécurité) est liée aux interactions du couple « Produits explosifs-matériaux ».

L'emploi des matières explosives, pour la fragmentation des roches, est généralement le mode le plus répandu dans la pratique minière. 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. L'abattage à l'explosif, comme la plupart des techniques humaines, est resté pendant de longues années un art où l'expérience du praticien prend une part prépondérante. La révision rationnelle des résultats du tir est devenue une nécessité ne serait-ce pour des motifs économiques et sécuritaires.

De nos jours, la technique des travaux de mines est considérablement plus méthodique et plus mécanisée qu'autrefois. C'est là un développement naturel qui a suivi les progrès de la technique universelle. Les conditions toujours plus sévères imposées pour l'emploi des explosifs, par exemple la suppression des vibrations trop importantes, la réalisation de tirs fiable, l'obtention d'une granulométrie bien définie, nous obligent à nous pencher de façon scientifique sur le processus du tir et à établir les bases de relations quantitatives, afin de pouvoir déterminer à l'avance les effets de l'explosion et de les influencer de manière efficace, tout en réduisant les marges d'appréciations subjectives qui conduisent si souvent à des erreurs.

### **I.2. Fonctionnement des explosifs**

L'action de l'explosif dans les massifs rocheux se caractérise par la succession, voire la superposition, de plusieurs phénomènes. Lors de la détonation, une onde de choc (onde de contrainte) se développe dans l'explosif et se propage, associée à la production d'une très grande quantité de gaz à très hautes température et pression.

Le transfert de l'énergie de choc de l'explosif vers le milieu connexe est d'autant plus efficace que le matériau est peu déformable (module d'Young ou vitesse de propagation des ondes

sismiques élevés), Froment B. (1994). L'onde émise est, pour l'essentielle, une onde de compression radiale à la source (cas d'une onde sphérique correspondant à une source ponctuelle). Cette onde directe peut excéder la résistance mécanique du matériau, notamment au niveau de zones de moindre résistance (points d'initiation des fissures). L'onde de compression s'accompagne d'une onde transversale en traction : la résistance en traction des matériaux étant très inférieure à celle en compression, l'onde transversale crée une fissuration radiale souvent importante Van Cothem A., et al. (2006). Lorsque l'onde de compression directe rencontre une surface de réflexion, par exemple une interface roche-air, elle se réfléchit en une onde de traction. Cette dernière peut également créer une fissuration si la contrainte est suffisante. L'ensemble des discontinuités du matériau réfléchissent partiellement l'onde et accroissent son absorption, donc limitent l'efficacité de cette « pré fracturation ». La répartition de la fracturation par onde de choc est alors modifiée, localisée entre la charge et les discontinuités « barrières ».

La fracturation générée par les ondes de choc correspond principalement à une rupture du matériau, créant des fissures d'extension limitée, non connectées, sans déplacement. Elle est donc généralement très insuffisante pour rompre totalement les matériaux, mais elle est fondamentale dans les matériaux peu fracturés.

Lorsque l'explosif est confiné au moment de la détonation, les gaz produits par la réaction à très haute température créent des gradients de pression considérables au sein du milieu connexe, qui développent des contraintes suffisamment importantes pour continuer la fissuration. La fracturation de l'ensemble des matériaux est d'autant plus efficace que l'énergie de gaz est importante, entraînant par la suite leur déplacement.

Dans un massif rocheux, toutes les discontinuités internes vont donc jouer un rôle dans le fonctionnement des produits explosifs, de sorte que l'effet réel des explosifs corresponde aux interactions entre un massif donné et les produits mis en œuvre. Si les caractéristiques de la roche, comme sa texture, sa densité ou le type de sa porosité, impliquent un comportement mécanique particulier, les discontinuités du massif rocheux ont un rôle primordial dans le couple « massif-explosifs » : les structures sédimentaires, les altérations chimiques plus ou moins développées, les fractures, leur remplissage variable, leur orientation et leur pendage par rapport au tir sont susceptibles d'avoir des influences très contrastées sur le fonctionnement des tirs. Les vitesses et pressions de détonation calculées de façon idéale sont très éloignées des valeurs mesurées sur le terrain. De même, l'énergie thermochimique calculée ne tient pas compte des effets liés au diamètre, au confinement et à la nature de

l'explosif. Néanmoins, les valeurs calculées permettaient de comparer les produits entre eux, en particulier du point de vue de l'énergie libérée.

### **I.3 Conception des plans de tir**

La conception d'un plan de tir, correspond à la définition de la géométrie de foration, du chargement des mines et des dates d'initiation. Fondamentalement, elle consiste à assurer:

Le fonctionnement normal des charges : pour leur offrir une surface libre et un volume de dégagement adaptés ; il s'agit de la maîtrise du fonctionnement du tir, mine par mine, ce qui correspond au principe des règles dites d'efficacité. Les processus de fragmentation (propagation des ondes de chocs et des gaz) et de déplacement de la roche (gonflement du massif) doivent avoir le temps de se réaliser.

Le fonctionnement correct des produits : en évitant les problèmes de désensibilisation de l'explosif (incapacité à s'amorcer), tout en assurant la sécurité de fonctionnement de la totalité du tir :

Le fonctionnement théorique des produits explosifs et de chaque charge, dans les conditions d'amorçage données, ne garantit pas le fonctionnement de la totalité du tir mis en œuvre. D'autres facteurs peuvent être à l'origine d'anomalies ou de dysfonctionnements graves des tirs. Ces risques sont plus difficiles à appréhender et correspondent en général à des arrachements de charges, des projections, ou à la coupure du réseau d'amorçage de surface avant l'initiation de tout le tir. À ces trois principes fondamentaux s'ajoute désormais fréquemment la gestion des impacts sur l'environnement. Il faut notamment minimiser les vibrations et la surpression aérienne. Pour des raisons de productivité, les chantiers de travaux publics ou les carrières sont amenés à mettre en place des tirs comportant de nombreuses rangées. Le respect des règles de fonctionnement des charges et des tirs et le contrôle des effets dans l'environnement impose une adaptation des plans de tir. En plus du bon rendement du tir (déterminé par les contraintes d'exploitation ou de maîtrise d'œuvre), la conception veille donc à s'affranchir des risques spécifiques aux produits et aux aléas du massif.

#### **I.3.1 Fonctionnement normal des charges**

Il s'agit de la maîtrise du fonctionnement du tir, mine par mine : à ce principe correspondent des règles dites d'efficacité. Les processus de fragmentation (propagation des ondes de chocs et des gaz) et de déplacement de la roche (gonflement du massif) doivent avoir le temps de se réaliser. Il faut donc laisser le processus de fragmentation s'achever, soit 3 à 10 ms par mètre de banquette entre trous voisins d'une même rangée. Dans le cas d'un tir à plusieurs rangées, la nouvelle surface libre doit être créée, le massif de la banquette précédente déplacé :

compte-tenu des vitesses de déplacement du massif rocheux, l'intervalle entre rangées doit être de 10 à 30 ms par mètre de banquette.

Pour provoquer un détachement du massif en "dents de scie", très favorable à la fragmentation, il faut que le rapport "retard entre rangées/retard entre trous" soit compris entre 3 et 5. Lorsque ces règles de bon fonctionnement du tir sont respectées, les retards entre rangées sont généralement compris entre 75 et 100 ms, indépendamment du système d'amorçage, Sauvage C. et Blanchier, A. (2002).

### **I. 3.2 fonctionnement correct des produits**

Les caractéristiques chimiques et mécaniques des produits explosifs entraînent, dans certaines conditions, des altérations momentanées ou définitives de leur fonctionnement. Ces "désensibilisations" peuvent avoir trois origines différentes, susceptibles même de se superposer.

#### **- Désensibilisation dynamique**

Cette désensibilisation est liée au passage de l'onde de choc provenant de la détonation d'une charge voisine trop proche. Pour la plupart des explosifs du marché, la désensibilisation est réversible, toutefois certains produits sont désensibilisés de façon permanente, et d'autres, comme les dynamites, réagissent, voire détonent, à faible régime, pour des pressions appliquées relativement basses.

Sa durée varie d'un explosif à l'autre, en fonction du niveau de pression appliqué liée à la nature du terrain traversé.

En carrière, les dimensions des mailles de tir (souvent supérieures à 2 m) font que la désensibilisation dynamique est négligeable. Cependant, en cas de désensibilisation dynamique, les temps de récupération des caractéristiques initiales des produits sont de quelques millisecondes. Étant donné les retards pyrotechniques disponibles, un retard de 25 ms prend en compte ce risque. Un retard minimum de 17 ms entre charges contiguës ou étagées est, de toute façon, recommandé pour limiter les risques. Pour des pressions élevées, lorsque les distances entre charges sont très faibles (inférieures à 0.5 m voire 1 m), ces mêmes temps de récupération varient entre 20 et 30 ms.

Le retard minimum entre charges voisines doit alors être augmenté. C'est le cas en particulier dans les bouchons en souterrain où le retard minimum entre charges est de 50 ms.

#### **- Désensibilisation statique**

Celle-ci est liée essentiellement à la pression hydrostatique (trous pleins d'eau). Ce risque est écarté en réalisant une adéquation du produit explosif et de la géométrie du tir (hauteur du front par exemple).

### - **Désensibilisation quasi-statique**

La désensibilisation quasi-statique est provoquée par les gaz qui s'infiltrent dans le massif et/ou la déformation du massif rocheux. Les pressions appliquées, limitées à quelques bars, peuvent être appliquées pendant plusieurs dizaines de millisecondes, le temps que les gaz s'évacuent par les fissures ouvertes vers les surfaces libres et/ou que les contraintes du massif se relaxent. C'est sans doute la cause de désensibilisation la plus fréquente à ciel ouvert en particulier entre les charges disposées sur des rangées différentes.

En conséquence, les règles d'utilisation spécifiques à chaque famille de produit sont définies (diamètre critique, pression hydrostatique, amorçage, ...) et intégrées dans les plans de tir. Ces modes de fonctionnement nécessitent des aménagements importants des amorçages, avec des retards compris entre 17 et 100 ms, suivant les situations (une rangée, plusieurs rangées, type de roche, ...).

### **I.3.3 Sécurité du fonctionnement de la totalité du tir**

Le fonctionnement théorique des produits explosifs et de chaque charge, dans les conditions d'amorçage données, ne garantit pas le fonctionnement de la totalité du tir mis en œuvre. D'autres facteurs peuvent être à l'origine d'anomalies ou de dysfonctionnements graves des tirs. Ces risques sont plus difficiles à appréhender

### **I.3.4 Les arrachements de charges**

L'arrachement des charges d'un trou de mine par la détonation d'une charge voisine intervient dans différents cas :

- \* un effet mal contrôlé de la charge précédente ;
- \* un glissement le long des fractures du massif.

On pourrait ajouter les risques d'aspiration de charges en souterrain en l'absence de bourrage.

En dehors des phénomènes particuliers liés à un défaut de la structure du massif comme des failles ou des poches, l'effet excessif d'une charge dans le massif voisin et donc éventuellement sur les charges voisines provient d'une absence de surface libre et/ou de dégagement possible. Il s'agit là soit d'adapter la géométrie du plan de tir, soit de choisir des retards appropriés entre deux rangées. Les déplacements de roche, liés à un défaut de la structure du massif, doivent être envisagés lors de la mise en œuvre du tir. Il restera des cas où l'hétérogénéité du massif ne sera pas décelable.

### **I.3.5 Les projections**

Les projections, provenant du front de taille pour un tir en gradin ou de la surface du tir lors d'un départ en canon, sont dues à un excès d'énergie de gaz en un point donné.

On peut identifier différentes causes possibles :

- \* un excès d'énergie de gaz ;

- \* un déficit d'épaisseur de roche au droit des charges explosives ;
- \* une longueur trop faible de bourrage terminal ou sa granulométrie trop fine ;
- \* la présence d'une anomalie du massif (faille, karst, etc.) ;
- \* une absence ou un déficit de surface de dégagement horizontale conduisant à un canon ;
- \* un arrachement des matériaux devant les charges.

Prévenir chacune des situations précédentes nécessite de penser au cours de la réalisation des plans de tir à une géométrie de foration adaptée au front et au massif à miner, à une adéquation du produit au massif, au suivi de la mise en œuvre et des modifications du chargement. Seules les deux dernières situations peuvent avoir pour origine un retard entre charges inadapté.

### **I.3.6 La sécurité de surface**

La sécurité de surface concerne tous les dispositifs d'amorçage existants. Il s'agit de choisir les retards dans les trous de manière à protéger le réseau de surface d'une coupure liée soit à une projection, soit à un passage de gaz dans les fissures du massif, soit à un déplacement de tout ou partie du massif.

Dans la mesure du possible, la sécurité doit être totale : l'ensemble du réseau de surface est initié lorsque la première charge détone (rappelons que la sécurité doit être totale en souterrain). Il arrive toutefois qu'une sécurité partielle suffise comme c'est le cas dans la plupart des opérations à ciel ouvert. Dans ce cas, le risque est ici traité par un éloignement entre le réseau de surface non initié et les charges qui détonent.

Une distance minimale de sécurité est alors instaurée qui prend en compte les différents risques précédemment évoqués. Une valeur forfaitaire, tirée de l'expérience, est souvent rencontrée : au moins trois espacements ou 15 m.

La sécurité de surface s'obtient en choisissant des retards adaptés en fond de trou, éventuellement avec un numéro élevé.

Si ce principe de sécurité assure bien l'initiation du ou des détonateurs en fond de trou, il n'empêche pas le sectionnement des charges. Le risque de sectionnement de charge existe pour tous les systèmes d'amorçage, détonateurs électronique compris, et doit être traité par la mise en place d'un détonateur de sécurité en tête.

### **I.3.7 La sécurité par la simplicité de mise en œuvre**

Il s'agit d'une règle de sécurité liée à la mise en œuvre des détonateurs. Il est préférable de réduire au maximum le nombre de détonateurs de numéros différents sur l'ensemble du tir, de faciliter la lisibilité de la répartition des détonateurs, et de simplifier les branchements.

### **I.3.8 Principe complémentaire : contrôler les vibrations**

Pour des raisons de productivité, les chantiers de travaux publics ou les carrières sont amenés à mettre en place des tirs comportant de nombreuses rangées. Le respect des règles de fonctionnement des charges et des tirs, sur la base de séries pyrotechniques classiques, entraînerait la multiplication du nombre de charges avec la même date de détonation, ce qui conduirait à une augmentation très sensible du niveau de vibrations ou de surpression.

Afin d'éviter les superpositions lors de tels tirs, la technique courante consiste à intercaler des retards intermédiaires entre les retards de la série de retards pyrotechniques.

Les intervalles entre les différents retards créés sont alors choisis pour être des sous-multiples du retard de base de la série utilisée. On rencontre ainsi couramment des intervalles de 12 ms ou 8 ms pour un retard de base (entre charges) de 25 ms. D'autres sous-multiples de 25 ms existent (4 ; 5 ou 6 ms), mais l'expérience a montré que seuls les intervalles de 12 ou 8 ms permettent un contrôle suffisant des vibrations dans la grande majorité des cas : ce sont donc les seuls qui ont été retenus.

Les écarts de 8 ms, s'ils existent dans le plan de tir et dans le respect des règles de fonctionnement des charges et des tirs, ne concernent alors que des charges très éloignées les unes des autres qui n'ont pas d'interaction entre elles (dégagements indépendants).

Utilisées avec des retards pyrotechniques, ces règles ont déjà permis des progrès considérables en matière de réduction et de contrôle des vibrations.

La conception des schémas de tirs utilisant les détonateurs électroniques est la même que celle évoquée précédemment, à la différence près que le retard de base de 25 ms des séries pyrotechniques peut être modifié.

### **I.4 - Effets réels des dispersions des retards pyrotechniques**

Cette analyse des différentes étapes de conception des plans de tir montre que l'application des règles découlant des quatre principes fondamentaux, conduisent à la mise en place de retards élevés entre charges voisines, que ce soit entre trous d'une même rangée ou entre rangées.

De même, l'analyse des causes des ratés de tir montre qu'ils surviennent lorsqu'une des règles citées ci-dessus au moins n'a pas été appliquée.

Compte tenu des retards entre trous et entre rangées choisis dans les "règles de l'art", c'est-à-dire généralement compris entre 25 et 100 ms, la dispersion des retards des détonateurs pyrotechniques appartenant aux mêmes lots ou dates de fabrication, n'a qu'une influence réduite sur la sécurité du tir.

La discussion sur les dispersions des détonateurs pyrotechniques et des limites qu'elles pouvaient engendrer dans la réalisation de certains plans de tir, commencée il y a plus de 20 ans, a entraîné un suivi de la fabrication plus précis et l'utilisation de détonateurs pyrotechniques de même lot ou de dates de fabrication proches. C'est dans ce contexte que se sont développés des systèmes à retards plus précis, dont l'intérêt principal reste de créer une gamme de retards plus vaste, permettant au champ de la conception de s'étendre. Les incidents de tir répertoriés montrent que les principes fondamentaux de conception des plans de tir sont incontournables, pour ne pas s'exposer à des incidents parfois graves. Ainsi, les analyses des différents risques de dysfonctionnement des tirs de mines et des charges montrent que leur solution est avant tout affaire de conception. Cette conception, s'appuyant sur des connaissances sérieuses du fonctionnement des produits explosifs et du tir, doit déterminer les forages, les chargements et l'amorçage les mieux appropriés aux conditions du massif, aux objectifs de l'exploitation et aux contraintes environnementales.

### **I.5 - Considération théoriques de l'endommagement des roches**

L'endommagement des matériaux fragiles peu poreux peut être défini comme le processus physique progressif par lequel ils sont amenés à la rupture. Le concept d'endommagement doit être perçu comme une dégradation dans les propriétés mécaniques, et particulièrement de la résistance du matériau. Le comportement mécanique des roches, tout comme celui d'autres matériaux fragiles, est étroitement lié à la présence d'imperfections telles que les impuretés, les frontières cristallines, les inclusions, les pores et les microfissures. Ces imperfections constituent des hétérogénéités structurales qui sont souvent à l'origine de la dégradation des propriétés du matériau lorsque celui-ci est soumis à des contraintes externes. À mesure que ces imperfections (ou défauts) progressent, elles peuvent former des fissures et provoquer la rupture du matériau.

Au niveau microscopique, l'endommagement se crée à proximité des imperfections et par le bris des liens moléculaires. À une échelle macroscopique, soit celle d'un élément de volume représentatif EVR (Representative Volume Element, RVE), l'endommagement se situe dans la progression et la coalescence de microfissures ou de microvides qui, ensemble, initient une fissure, Lemaitre (1996). Le processus de destruction des liens lors de la déformation est parfois appelée perte de cohésion du matériel, Charlez (1991) et Martin (1993). La dégradation des propriétés mécaniques, qui se manifeste par une variation graduelle des modules de cisaillement et de rigidité est souvent associée à l'endommagement qui se produit tant au niveau du EVR que du massif rocheux.

Il est difficile de parler d'endommagement des matériaux fragiles peu poreux sans parler

d'élasticité et de plasticité. Tous les matériaux sont composés d'atomes, qui sont reliés entre eux par des liens résultant des champs électromagnétiques. L'élasticité est directement liée au mouvement relatif des atomes, Lemaitre (1996). On peut définir l'élasticité comme étant la propriété des corps qui tendent à reprendre leur forme initiale après avoir été déformés. Ainsi, un comportement parfaitement élastique suppose qu'aucun dommage n'a été subi. Par ailleurs, la plasticité peut être définie comme l'aptitude d'un matériau à prendre différentes formes, ce qui présuppose des déformations irréversibles. La plasticité des matériaux fragiles est liée au phénomène de glissement. Ces glissements sont réalisés par des mouvements de dislocation qui peuvent être causés par différents mécanismes tels que, Lemaitre, (1996):

- réarrangement des molécules;
- microfissures;
- glissements le long de surfaces prédéfinies.

Le processus d'endommagement débute lorsque des liens sont brisés et que des déformations irréversibles apparaissent. L'échelle à laquelle les différents phénomènes se produisent est la suivante, Lemaitre (1996):

- L'élasticité se situe à l'échelle des atomes;
- La plasticité est gouvernée par les glissements à l'échelle des cristaux ou molécules;
- L'endommagement est le désenchevêtrement (ou rupture de liens), de l'échelle des atomes jusqu'à l'échelle de la formation de fissures.

## **I.5.1 L'endommagement de la roche intacte**

### **I.5.1.1 Phases de déformation**

Les phases de déformation d'échantillons de roches dures soumis à des essais de compression ont été décrites dans plusieurs publications, Paterson, (1978) ; Gramberg (1989); Meredith, (1990); Martin et Chandler (1994). La figure I.1 est un diagramme typique pour un essai de compression qui présente la courbe contrainte-déformation, avec l'évolution des autres propriétés de l'échantillon de roche. Ce diagramme schématisé permet l'identification des différentes phases de déformation.

La phase I, de forme concave sur la courbe contrainte-déformation (s'étendant jusqu'au point A), est associée à la fermeture de microfissures. Ce comportement est typique d'un médium poro-élastique.

Une partie de ce comportement peut ne pas être entièrement réversible dû à une destruction locale et au broyage, Lajtai et Dzik, (1996). La phase I reflète l'état initial des imperfections du matériau.

La phase II est généralement considérée comme une phase élastique linéaire.

Des déformations inélastiques apparaissent à partir de la phase III au point B, qui est souvent plus facilement identifiable sur le diagramme de la contrainte axiale-déformation diamétrale. Dans cette phase, le module de Young demeure presque constant, mais le coefficient de Poisson apparent mesuré sur les courbes de chargement commence à augmenter. En compression uniaxiale, la phase III débute usuellement lorsque la contrainte axiale atteint environ 50% de la résistance ultime en compression uniaxiale  $C_0$ , bien que des essais aient déjà présenté un point B à un niveau de contrainte variant de 30 à 70% de  $C_0$ , Gramberg, (1989). Lors de la phase III, il y a initiation de microfissures mais peu de propagation pour les taux usuels de chargement utilisés dans ces types d'essais. Les émissions acoustiques, qui étaient presque absentes dans les phases I et II, sont notables dans cette phase, mais relativement en petites quantités. La vitesse des ondes commence à diminuer, quelquefois seulement légèrement, à mesure que la contrainte est augmentée, Meredith, (1990). La dimension des fissures paraît être limitée à environ la dimension des cristaux, Huang et al., (1993), et est souvent contenue à l'intérieur des cristaux, avec une orientation presque parallèle à la contrainte principale majeure ' $\sigma_1$ '. Dans la phase III, quelquefois appelée phase de propagation stable des fissures, le comportement général de l'échantillon ne varie que d'une manière marginale.

D'après des résultats sur le granite, Lau et al., (1994), les valeurs de contraintes déviatoriques associées au point B apparaissent être fonction de la contrainte de confinement. Mais cette dépendance peut ne pas être facilement identifiable, Martin, (1993). Ce seuil paraît aussi être

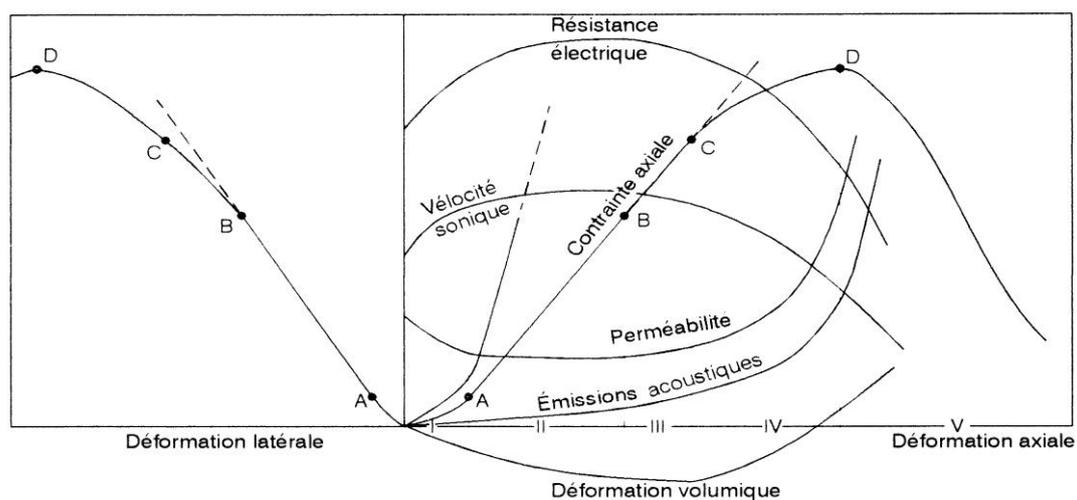


Figure I.1: Les phases de déformation d'un spécimen de roche lors d'un essai en compression (adapté de Paterson, 1978).

affecté par la composition du matériau (minéraux différents) et sa configuration (imperfections existantes).

Lorsque la contrainte est augmentée, on atteint la phase IV (point C) pour une contrainte entre 50 à 90% de la résistance ultime. Une valeur de contrainte autour de 75% de  $C_0$  est usuelle pour les roches peu poreuses en compression uniaxiale. À ce point, la courbe de contrainte-déformation axiale cesse clairement d'être linéaire, et la déformation diamétrale augmente beaucoup plus rapidement. Il est également possible d'observer au même niveau de contrainte, un renversement de la déformation volumique, d'un comportement de compression (réduction de volume) à celui de dilatance (augmentation du volume). D'autres indicateurs montrent également une augmentation de la fissuration, une augmentation des émissions acoustiques, et une chute marquée de la vitesse des ondes et de la résistivité électrique. Pour passer en phase IV, quelquefois appelée phase de propagation instable des fissures, il faut induire du glissement le long des surfaces des fissures, qui à leur tour, génèrent des fissures plus longues dues à la coalescence des imperfections déjà existantes.

Cependant, tout comme à la phase III, il apparaît que la distribution des fissures reste initialement assez uniforme dans l'échantillon, Huang et al, (1993). C'est seulement lorsqu'on approche de la résistance ultime, au point D, que des fissures plus grandes (et la localisation de déformations) sont observées, Wawersik et al., (1990).

D'après Martin (1993), les observations expérimentales sur le granite semblent indiquer que le seuil entre les phases III et IV est essentiellement peu affecté par le taux de chargement (ce qui n'est pas le cas pour la résistance ultime). Le point C paraît aussi être indépendant de l'échelle et du taux d'humidité, Martin, (1993). Cependant, parce qu'il est lié au glissement et à la friction, il est dépendant de la contrainte de confinement. La résistance ultime représente la contrainte maximale qu'un échantillon peut supporter sous un ensemble donné de conditions de chargement. Dans la phase du post-pic, l'échantillon devient discontinu, et la réponse dépend des propriétés du système du chargement.

Les mécanismes et les phases de déformation présentés ici s'appliquent à des roches dures ayant un comportement fragile. Les roches tendres (à faible porosité) telles que la potasse, le gypse, et le sel montrent souvent un comportement semi-fragile. Pour ces roches, les mêmes processus de déformation sont présents, mais peuvent être accompagnés par de la plasticité intracristalline qui contribue également à la déformation inélastique, Aubertin et al., (1997, 2000).

### **I.5.1.2 Initiation de l'endommagement**

Les roches sont usuellement faites de minéraux différents dont les cristaux sont cimentés ensembles pour former la matrice. Parce que chaque minéral a un comportement mécanique différent et une résistance différente, il peut être difficile de définir précisément un niveau de chargement spécifique où la fissuration débute réellement dans un échantillon de roche. Des résultats expérimentaux ont montré que de la microfissuration peut être observée à un niveau de contrainte aussi bas que 10 à 20% de la résistance ultime d'un échantillon, Lajtai et Dzik, (1996). On peut alors se poser la question à savoir si l'on peut considérer cette activité limitée comme un signe d'endommagement.

D'un point de vue de l'ingénieur en mécanique des roches, le niveau de chargement associé à l'initiation de l'endommagement doit présenter une incidence significative sur le comportement mécanique du matériau. Sur le diagramme de la figure I.1, deux points peuvent être utilisés à cette fin. Le point B, entre les phases II et III, représente la contrainte minimale qui produit un changement dans les propriétés élastiques, principalement par une augmentation de la valeur du coefficient de Poisson apparent. Ainsi, un tel critère serait associé à la fin de la linéarité sur la courbe de la contrainte-déformation diamétrale, ou par un changement de pente sur la courbe de contrainte-déformation volumique, Cristescu, (1989). Un deuxième choix serait de sélectionner le point C comme un critère de l'initiation de l'endommagement. Il correspond à un état de contrainte où la fissuration montre une incidence claire même sur le module de Young. Cette définition est en accord avec l'opinion exprimée par Martin (1993), et a été également utilisée pour modéliser l'endommagement des roches Sgaoula et al., (1995).

A ce stade-ci, la sélection d'un seuil adéquat reste un obstacle aux applications pratiques Aubertin et Simon, (1997). Pour répondre partiellement à cette question, il faut rappeler en premier lieu que la plupart des roches ont des propriétés mécaniques qui sont dépendantes du taux de chargement, Costin, (1987) et Cristescu, (1989). Ceci est dû au fait qu'une fois initiées, les fissures ont tendance à se propager à une vitesse critique, et que cela peut jouer un rôle important dans la rupture du matériau, Meredith, (1990). C'est pourquoi il a été observé que la résistance ultime diminue avec le temps, ou diminue à des taux de déformation inférieurs. Par exemple, Martin (1993) a observé que la résistance en compression uniaxiale du granite Lac du Bonnet est d'environ 70% de la résistance à court terme  $C_0$  après dix à vingt jours. Cela correspond approximativement au point C sur la figure I.1. Pour de plus longues

périodes de temps, la réduction peut être encore plus dramatique, diminuant à environ 40 à 50% (ou même moins) de la résistance à court terme, Tharp, (1996).

Pour plusieurs applications en génie, qui sont habituellement exprimées en années, l'analyse de Tharp (1996) indique que la réduction serait probablement autour de 50 %, correspondant au point B sur la figure I.1. Une telle valeur est en accord avec la résistance de la roche autour de tunnels obtenue par études de rétro-analyses, Martin et Chandler, (1994).

Ainsi, en considérant une période de temps relativement courte, il est possible de supposer que tout niveau de contrainte au-dessus du point C sur la courbe de contrainte-déformation initierait un processus d'endommagement menant à la rupture. Cependant, si une plus longue période de temps est considérée, un seuil correspondant au point B devrait être adopté, Aubertin et Simon, (1997).

## **I.5.2 L'endommagement des massifs rocheux**

S'il est difficile de déterminer le seuil exact d'endommagement de la roche intacte, cela est d'autant plus vrai à l'échelle du massif rocheux. Le massif rocheux présente de façon inhérente une grande quantité d'imperfections qui peuvent être considérées comme de l'endommagement.

Ainsi, les familles de diaclases, les diaclases aléatoires, les hétérogénéités du massif affectent de manière importante son comportement mécanique et sa résistance. L'importance de ces imperfections relègue généralement au second plan l'influence des imperfections microscopiques quantifiables à petite échelle lors des essais courants en laboratoire. Pour déterminer l'influence de ces imperfections mégascopiques, plusieurs approches peuvent être utilisées.

### **I.5.2.1 Approche classique**

Pour déterminer l'influence de ces imperfections, les classifications géomécaniques telles que le RMR (*Rock Mass Rating*); Bieniawski, (1973 ; 1984) ou la cote Q du NGI, Barton et al., (1974) sont généralement utilisées. Les propriétés mécaniques du massif rocheux (telles que le module de déformation et la résistance en compression uniaxiale) sont alors réduites selon la valeur de la cote de la classification géomécanique. Plusieurs auteurs ont proposé différentes relations exprimant la réduction du module de déformation et de la résistance. Pour le module de déformation, mentionnons la relation définie par Nicholson et Bieniawski (1990):

$$\frac{E_m}{E} = \left[ 0.0028RMR^2 + 0.9 \exp\left(\frac{RMR}{22.82}\right) \right] / 100 \quad , \quad (I.1)$$

Où ;

$E_m$  - est le module de déformation à l'échelle du massif («endommagé»),  $E$  - est le module de déformation obtenu en laboratoire («non endommagé»). Pour la résistance, mentionnons la relation proposée par Hoek et Brown (1988):

$$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_c} = \left[ \exp\left(\frac{RMR-100}{B}\right) \right]^{\frac{1}{2}}, B = 6-9 \quad , \quad (I.2)$$

Où ;

$\sigma_{cm}$  - est la résistance en compression uniaxiale du massif rocheux («endommagé») et  $\sigma_c$  - est la résistance en compression uniaxiale obtenue en laboratoire («non endommagé»).

### I.5.2.2 Approche basée sur la mécanique de l'endommagement CDM

Dans l'approche de la mécanique de l'endommagement en milieu continu (Continuum Damage Mechanics; CDM), les diaclases sont habituellement traités comme des imperfections similaires à des fissures et des pores dans un milieu solide continu, Lemaitre, (1996); Krajcinovic, (1996). L'influence de la population de diaclases est alors décrite à l'aide d'une variable d'endommagement, exprimé par un scalaire  $D$  ou un tenseur  $\mathbf{D}$ . Cette variable sert ensuite à déterminer le tenseur de contrainte net  $\bar{\delta}$  agissant sur les portions «non endommagées» du milieu. Cette contrainte nette est alors donnée par Kachanov (1958); Rabotnov, (1969):

$$\bar{\delta} = \frac{\delta}{(1-D)}, \quad (I.3)$$

Où :  $\delta$  - contrainte normale

Le paramètre  $D$  peut varier entre 0 (EVR de matériau non endommagé) et 1 (EVR complètement brisé). Le paramètre d'endommagement  $D$  représente le pourcentage du EVR qui est endommagé. Pour déterminer la valeur de  $D$ , plusieurs approches peuvent être utilisées.

Toutefois, l'approche la plus simple à utiliser est celle découlant des travaux de Kachanov (1958) et basée sur les modules de déformation:

$$D = 1 - \frac{\bar{E}}{E}, \quad (I.4)$$

où  $\bar{E}$  - est le module de déformation apparent (obtenu lorsque possible lors du déchargement) et  $E$  - est le module de déformation du matériau intact.

### I.5.2.3 Approche combinée

Aubertin et al. (2000) ont proposé une approche combinée des deux approches précédentes. La correction des propriétés mécaniques du massif rocheux se fait à l'aide d'un paramètre de continuité 'Γ' défini par:

$$\Gamma = 1 - D, \quad (I.5)$$

Où ;

le paramètre 'Γ' peut être obtenu à partir des classifications géomécaniques par:

$$\Gamma = \Gamma_{100} \left[ 0.5 \left( 1 - \cos \frac{\pi RMR}{100} \right) \right]^3, \quad (I.6)$$

$$\text{Avec } \Gamma_{100} = \frac{\sigma_{CL}}{\sigma_c}$$

Où ;

$\sigma_{CL}$  - est la résistance en compression uniaxiale à grande échelle ;  $\sigma_c$  - est la résistance en compression uniaxiale obtenue en laboratoire sur des éprouvettes de dimensions normalisées et  $\Gamma_{100}$  représente le paramètre de continuité pour une valeur de RMR de 100. La principale différence avec cette approche est qu'elle inclut un paramètre pour tenir compte de l'effet d'échelle ( $\Gamma_{100}$ ), ce qui est négligé avec l'approche classique. Ainsi, selon les équations (I.1) et (I.2), un massif rocheux ayant une cote RMR de 100 aurait les mêmes propriétés qu'une éprouvette de roche en laboratoire. Toutefois, de nombreux résultats provenant de la littérature démontrent clairement que les propriétés mécaniques diminuent avec le volume, jusqu'à une valeur limite. Ainsi, la valeur de  $\sigma_{cl}$  (résistance du massif rocheux avec RMR = 100) est usuellement de l'ordre de 0,1 à 0,5  $\sigma_c$  avec une valeur moyenne tournant autour de 0,2 à 0,3  $\sigma_c$ .

La figure I.2 illustre la variation du paramètre de continuité en fonction de la cote RMR pour les équations (I.1), (I.2) et (I.6). Il est possible de remarquer une similitude des fonctions pour les valeurs de la cote RMR inférieures à 80. Passée cette valeur, la fonction proposée par Aubertin et al. (2000) plafonne à la valeur de  $\Gamma_{100}$  alors que les fonctions de Nicholson et Bieniawski (1990) et de Hoek et Brown (1988) plafonnent à une valeur unitaire.

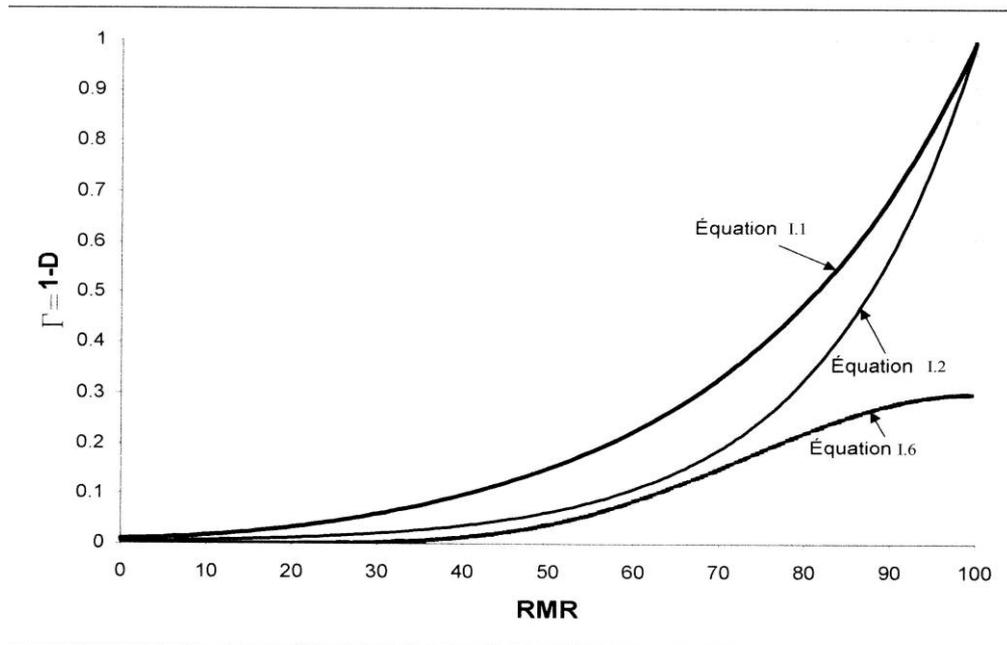


Figure I.2: Valeur du paramètre de continuité en fonction du RMR;  
 Dans l'équation (I.2),  $B = 9$  et dans l'équation (I.6),  $\Gamma_{100} = 0,3$ .

### I.5.3 Sources d'endommagement

Pour les massifs rocheux, il est possible de distinguer essentiellement trois grandes sources d'endommagement, soit l'endommagement lié à la formation du massif, celui causé par les contraintes générées par la création d'ouverture et celui causé par la méthode de percement.

#### I.5.3.1 Endommagement causé par la méthode d'excavation

Plusieurs techniques peuvent être utilisées pour excaver le massif rocheux. Le choix d'une technique dépend de plusieurs facteurs tel que le type de roche à excaver, les coûts engendrés et l'utilisation future de l'excavation. Dans les mines en roches dures, la technique usuellement employée est l'excavation à l'aide d'explosifs.

La pression développée dans les trous de forages lors de la détonation peut dépasser 10 GPa Franklin et Dusseault, (1989), soit de 30 à 500 fois la résistance de la roche. Cette pression génère alors une onde qui voyage à une vitesse de l'ordre de 3 à 5 km/s. Lorsque le front de l'onde frappe une surface libre, une contrainte en tension se développe et provoque la fragmentation. La pression des gaz générés aide également à ouvrir les fissures créées ainsi que celles déjà existantes Franklin et Dusseault, (1989). Les dommages aux parois occasionnés par le sautage peuvent être dus à des pressions excessives lors de la détonation,

un fardeau trop grand, une séquence de sautage inadéquate ou une orientation défavorable du sautage par rapport aux discontinuités initiales.

En théorie, lorsque les trous adjacents à la paroi sont détonés en même temps (comme c'est usuellement le cas), la distance d'endommagement sera approximativement égale à la moitié de la distance de l'espacement Worsey, (1981). La figure I.3 illustre la réaction du massif rocheux lors du sautage. La figure I.3a présente la situation juste avant la détonation au temps  $t_0$ . La surface libre peut être le résultat d'un sautage précédent ou être le résultat d'une détonation avant  $t_0$ . À  $t_1 > t_0$  (figure I.3b), des ondes de compression générées par la détonation des trous traversent le massif rocheux. À  $t_2 > t_1$  (figure I.3c), les ondes de compression ont rencontré des surfaces libres (la face libre et la face des trous) et des ondes de tension sont émises par la réflexion sur les faces libres. Ces ondes de tension brisent la roche dont la résistance en tension est beaucoup plus faible que celle en compression. À  $t_3 > t_2$  (figure I.3d), la portion inférieure du massif traversée par les ondes de tension est brisée et éjectée, alors que la portion supérieure n'est que fracturée par ces ondes. Lorsque les ondes se rencontrent, la portion supérieure sera également éjectée pour donner le résultat présenté à la figure I.3e. Les zones endommagées au dessus des trous peuvent soit être maintenues en place à cause des contraintes tangentielles qui s'exercent à la nouvelle paroi, ou soit s'effondrer également causant un bris hors profil.

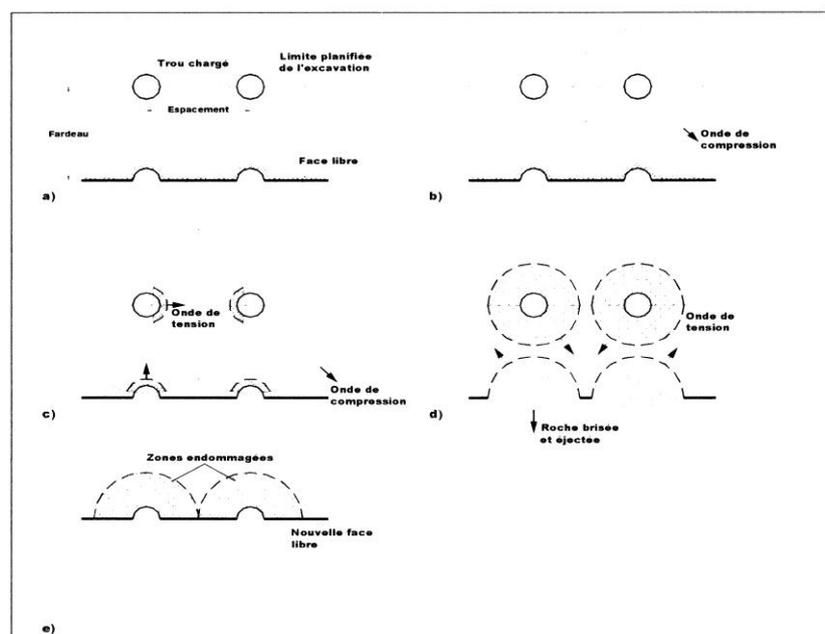


Figure I.3: Schématisation de la fracturation lors d'un sautage. a) Avant le sautage. b) Après la détonation, une onde de compression se propage à travers le massif. c) Après la rencontre d'une surface libre, l'onde de compression est réfléchiée en une onde de tension qui fracture la roche. d) L'onde de tension continue à se propager en éjectant les fragments de roche libre. e) Nouvelle face libre avec la zone potentiellement endommagée.

Naturellement, les dommages causés et la fracturation induite sont liés à l'état initial du massif.

Ainsi, un massif fissuré est plus propice à subir de l'endommagement qu'un massif intact. En effet l'énergie présente travaille à augmenter l'ampleur de la fissuration existante alors que pour un massif intact, la majeure partie de l'énergie est dissipée par la création de nouvelles fissures.

Quelques études ont montré l'influence et l'importance de l'endommagement initial du massif rocheux sur l'endommagement causé par le sautage, Paventi, (1995); Scoble et al., (1997).

#### **I.5.4 Évaluation de l'endommagement**

Bien qu'il soit possible d'utiliser les classifications géomécaniques pour quantifier l'endommagement, plusieurs études, Kendorski et al. (1983); Paventi (1995) ont démontré les limitations des classifications géomécaniques usuelles (RMR, Q) pour évaluer les dommages créés par le sautage ou par l'accroissement de charge. En effet, ces classifications s'attardent à l'état inhérent du massif rocheux dans lesquelles les familles de discontinuités (séries de diaclases ayant la même orientation) ont une grande importance. Ainsi, les fissures d'orientation aléatoire (telles que celles causées par le sautage) n'ont que peu d'impact sur la valeur des cotes RMR ou Q. De plus, pour être répertoriées lors de l'investigation de site, les fissures (ou diaclases) doivent s'étendre sur une distance non négligeable (d'au moins quelques centimètres) et possiblement se répéter à une certaine fréquence, ce qui n'est pas nécessairement le cas des fissures causées par le sautage. En ce qui a trait à l'endommagement causé par la concentration de contrainte, les fissures créées par l'accroissement de charge sont majoritairement parallèles à la paroi (parallèle à  $\sigma_1$ ), donc invisibles lors de l'investigation.

#### **I.6 - Caractéristiques des processus de fragmentation des roches**

L'explosion dans des massifs rocheux est caractérisée par différents phénomènes, qui prédéfinissent les changements qui se produisent dans le système. Chaque changement de l'état du système, se produisant dans le temps et l'espace, et conditionnée par un ou plusieurs processus. Lors de la production de ces processus, les valeurs caractérisant l'état du système changent. Ces valeurs sont les paramètres du processus. A leurs tours, les éléments composant le système, caractérisent les paramètres du système. On partant de ces données, on peut caractériser l'action des explosifs dans le massif rocheux.

## I.6.1 Analyse de l'effet de choc

### I.6.1.1 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, figure I.4.

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, figure I.5.

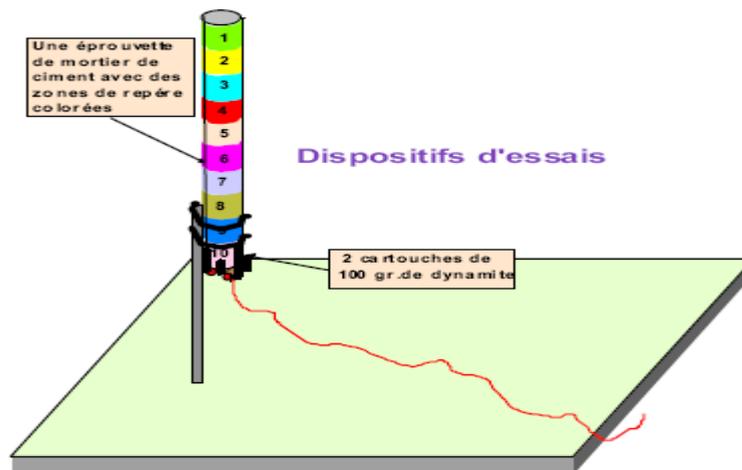


Figure I.4: Expérience de la barre de Hino

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, Hino, (1959).

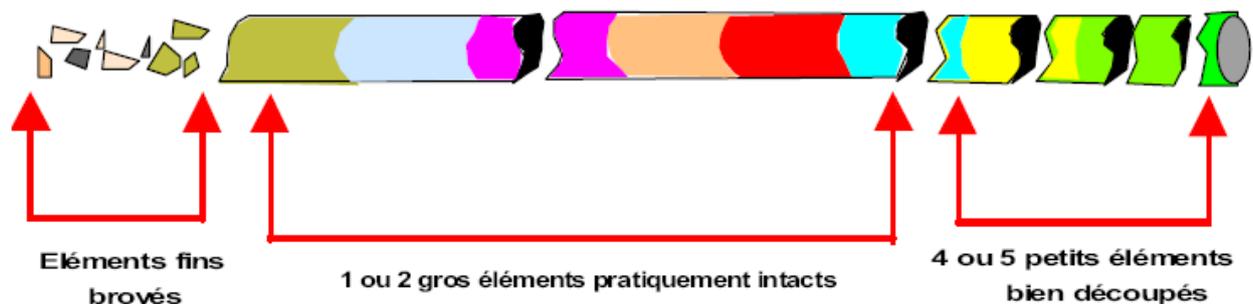


Figure I.5: Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif

### I.6.1.2 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, figure I.6.

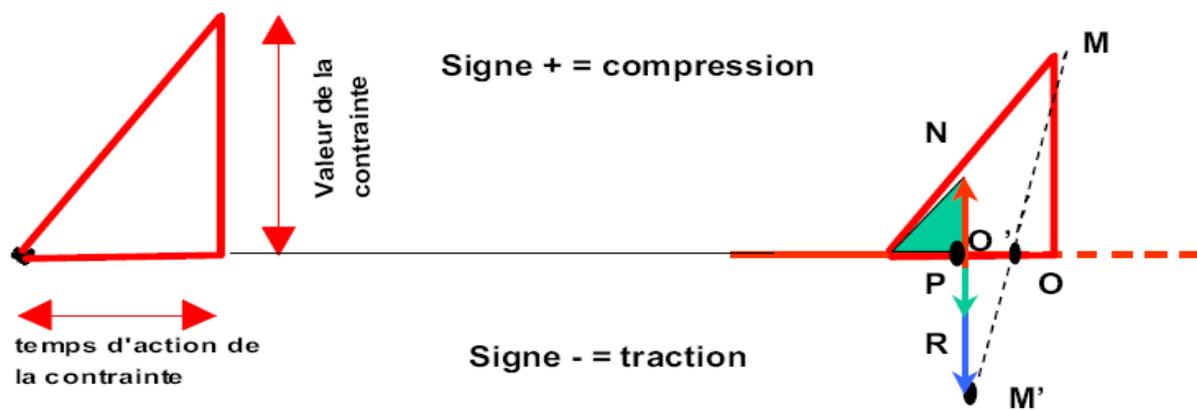


Figure I.6: Diagramme de Hino

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

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

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

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

Si l'on reporte le vecteur N sur le vecteur P, on obtient le vecteur R (résultante) qui est également une traction. Si  $R > R_t$  il y a rupture par traction au point O'. Cette nouvelle extrémité sert alors de référence à un nouveau triangle (couleur bleue), Figure I.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, Hino (1959).

### I.6.1.3 Analyse de l'effet de gaz

#### I.6.1.3.1 Transformation d'une pression statique en effet de traction sur la paroi

Dans une cavité en forme de cylindre figure I.7), 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".

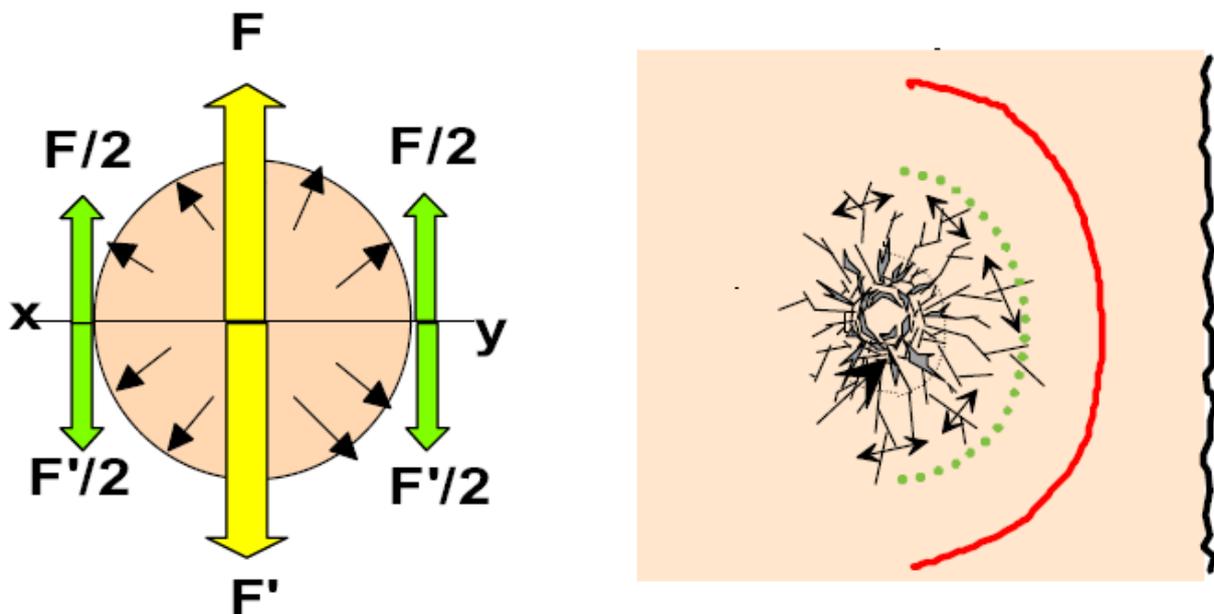


Figure I.7 - Propagation de la pression statique sur la paroi du trou

#### I.6.1.3.2 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, figure I.8.

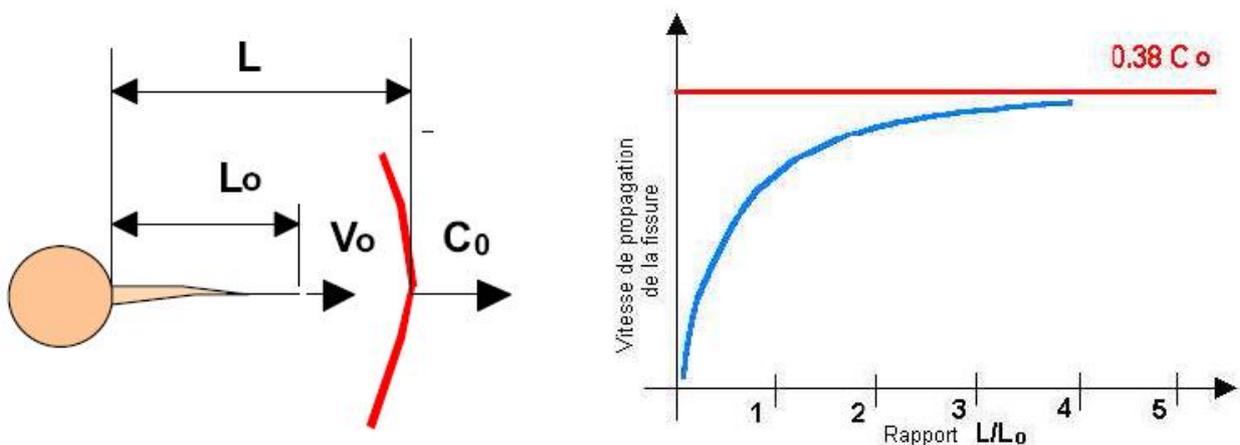


Figure I.8 - Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation

### I.7 - Modélisation des tirs

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

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

- \*L'impossibilité matérielle de cartographier les conditions géologiques de chaque tir,
- \*L'existence de paramètres incontrôlable ou difficilement appréciables tels que la déviation des trous de forages,

\*Dans la majorité des cas, on n'accède qu'à une information 'de surface', qui n'est qu'un reflet de la granulométrie en volume du tas.

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

Ces modèles peuvent être classés selon plusieurs types/

**I.7.1 Modèles algébriques-** Ces modèles reposent sur des lois physico-chimiques fondamentales pour décrire ce qui se passe pendant le tir. Les résultats du tir sont ainsi calculés par un ensemble d'équations.

**I.7.2 Modèles de comportement composite-** Ces modèles, qui ont vu un norme essor ces dernières années en parallèle avec l'évolution rapide des ordinateurs ; modélisent la génération de fissures dans le massif rocheux sous les contraintes dynamiques. La méthodologie commune de ces modèles est l'emploi de la méthode des éléments fini ou de la méthode des différences finies pour analyser l'état de contrainte lors de la formation des fissures et l'influence de ces fissures sur l'état de contraintes. Ils diffèrent dans la manière dont l'état de contrainte est modélisé et dans le calcul de la formation de fissures.

**I.7.3 Modèles empiriques-** Ces modèles sont souvent fondés sur le résultat d'études menées au laboratoire ou sur le terrain. Il s'agit d'établir les relations entre les résultats et les paramètres du tir à partir de ces observations sans pour autant cerner les mécanismes fondamentaux concernés.

**I.7.4 Modèles mécanique-** Ces modèles analysent les phénomènes associés à un tir à plusieurs composantes. Chaque composante peut être étudiée séparément et est décrite par un mécanisme. Les résultats du tir sont ensuite estimés par le biais d'un schéma global qui relie ces diverses composantes.

## **I.8. Modèle algébrique**

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

$$E = E_s + E_v \quad , \quad (I.7)$$

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

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

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

Isakov et al. (1980) ont appliqué une simplification en 2D pour étudier la contrainte produite sur un milieu infini par une pression ponctuelle générée dans un cercle. Ceci simule un long cylindre d'explosif. Ils ont ensuite développé des équations pour calculer la propagation des deux fissures diamétralement disposées autour du cercle. Les essais ont été faits sur des plaques de plexiglas. Un résultat intéressant est qu'à partir d'une certaine limite, l'augmentation de la charge d'explosif n'améliore pas d'une manière significative la fragmentation.

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

## **I.9 Modèles de comportement composite**

### **I.9.1 Le modèle 'Bedded Crack' et code 'Shale'**

Margolin et Adams (1998) ont développé un modèle composite de comportement qui s'appelle 'Bedded Crack Model' (BCM) pour la simulation numérique de la propagation des ondes de contraintes, de la fracturation et de la fragmentation dans les roches ; le modèle est fondé sur la théorie de Grioffith sur la propagation de fissures. Une taille critique des fissures

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

Ce modèle composite de comportement a été utilisé dans le programme Shale pour simuler le tir en cratère dans des roches argileuses pétrolifères, Adams, et al (1993). Toutefois, les résultats sont assez loin de ceux obtenus expérimentalement, comme c'est montré dans la figure I.9.

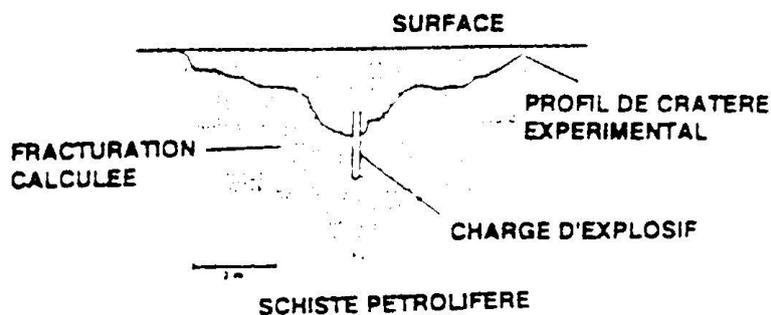


Figure I.9 – Comparaison du profil expérimental et calculé du massif fracturé par le logiciel Shale

### **I.9.2 Modèle NAG-FRAG**

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

### **I.9.3-Modèles empiriques**

#### **I.9.3.1 Modèle Kuz-Ram**

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

$$x = A \left( \frac{V_o}{Q} \right)^{0.8} Q^{1/6} \quad (2), \quad (I.8)$$

Où ;

A - est le coefficient de la roche (7 pour les roches moyennement dures, 10 pour les roches dures très fracturées, et 13 pour les roches dures très peu fracturées). V – est le volume spécifique en m<sup>3</sup> de roches abattues par trou, égal à la banquette x espacement x hauteur de gradin. Q – est la masse en Kg d'équivalent de TNT de l'énergie fournie par la charge en explosif d'un trou.

Si 'Q<sub>e</sub> 'est la masse en Kg d'explosif par trou et 'E' la puissance relative de l'explosif. L'ANFO étant égal à 100 et le TNT à 115, on a Q<sub>e</sub> x E = Qx 115 et Q = Q<sub>e</sub> E/ 115. L'équation (I.8) donne :

$$x = A \left( \frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{E}{115} \right)^{1/6} \left( \frac{E}{115} \right)^{-0.8}, \quad (I.9)$$

Où ;

$$x = A \left( \frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{E}{115} \right)^{-19/30}, \quad (I.10)$$

Où ;

V<sub>o</sub>/Q<sub>e</sub> est l'inverse de l'énergie spécifique, E<sub>s</sub> en Kg/ m<sup>3</sup>. L'équation peut s'écrire donc :

$$x = A(E_s)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{E}{115} \right)^{-19/30}, \quad (1.11)$$

D'un autre coté, Rosin-Ramler décrit la distribution granulométrique de taille de bloc. Elle s'écrit ;

$$y = 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n}, \quad (I.12)$$

Avec :

y= le pourcentage de passant à la taille x

x<sub>c</sub> – taille caractéristique égale à la taille à 63% de passant

n – indice de forme.

Pour x=x<sub>c</sub> (taille moyenne des blocs), on a y= 0.5, et donc

$$x_c = \frac{x}{(0.693)^{1/n}}, \quad (I.13)$$

Il faut alors calculer 'n' pour pouvoir décrire complètement la distribution. Cunningham (1989), en utilisant le logiciel de simulation de Lowds pour décrire la distribution de taille de blocs dans le tas abattu, a obtenu expérimentalement des valeurs de 'n' pour différents paramètres géométrique du tir. Il a ensuite fait une régression sur les points pour obtenir un modèle permettant de calculer 'n'. Ce modèle, dans sa forme la plus récente, est :

$$n = (2.2 - 14^{14d} / B) \left( (1 + S / B) / 2 \right)^{0.5} (1 - W / B) (abs(BCL - CCL) / L + 0.1)^{0.1} L / H, \quad (I.14)$$

Où ;

B- banquette, m

D- diamètre du trou, mm

S- espacement, m

W- déviation du trou, m

BCL – longueur de la charge du fond, m

CCL – longueur de la charge de colonne, m

L – longueur total de la charge, m

H – hauteur du gradin, m.

Il a ensuite validé le modèle sur les résultats des tirs expérimentaux en évaluant la distribution de taille des fragments par l'étude de photos des tas abattus. Comme montré dans la figure I.10 , les résultats s'accordent assez bien aux données expérimentales.

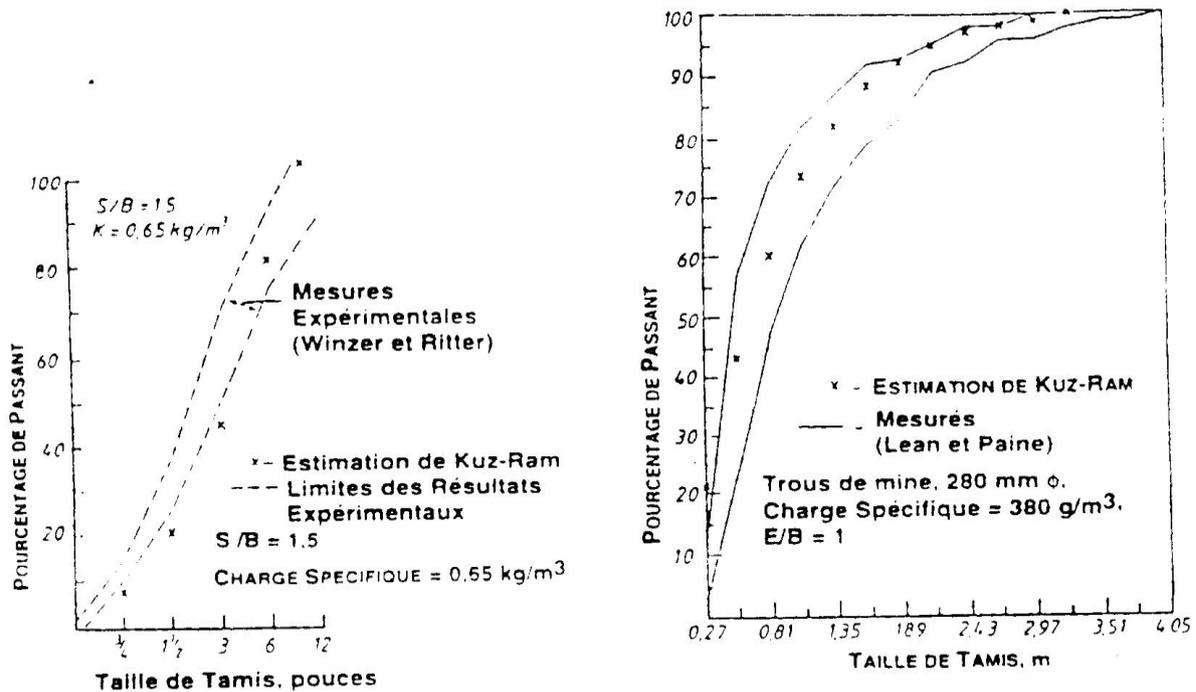


Figure I.10 – comparaison de la fragmentation mesurée et calculée par la relation de Kuz-Ram dans le cas de calcaire (a) et du grès (b) - d'après Cunningham, 1983.

### I.9.3 - Modèle de Langefors

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

Nous rappelons ci-dessous ses hypothèses :

Les trous sont surforés sur une longueur de  $0.3 V$ , 'V' étant la banquette au sens abattage, c'est-à-dire l'épaisseur de la tranche abattue entre la première ligne de trous et le front, ou entre deux lignes de trous ;

La charge de pied s'étend sur une longueur de  $0,3V$  ;

La hauteur de bourrage est égale à la banquette  $V$  ;

La charge de colonne occupe la place restante dans le trou.

Les notions sont celle du schéma indiqué dans la figure I.11.

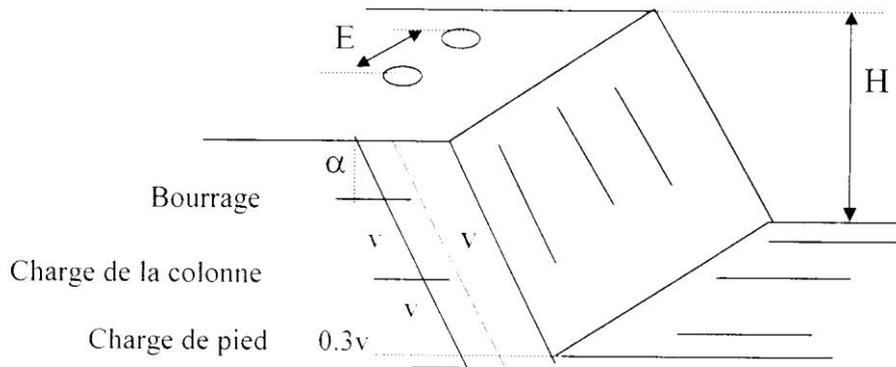


Figure I.11 – données géométriques intervenant dans la méthode de LANGEFORS

H - hauteur du gradin, m ;

E - espacement entre les trous, m ;

V – banquette (tranche a abattre), m ;

$\alpha$  – inclinaison du trou, degrés.

Langefors raisonne alors ainsi :

La charge linéaire de pied :  $L_P = \rho\pi\varphi^2/4$

Ou encore :

$L_P = \rho(\varphi/36)^2$ , lorsque ‘ $\varphi$ ’ est exprimée en mm, ‘ $\rho$ ’ en tonne/m<sup>3</sup> et ‘ $L_P$ ’ en Kg/m

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

$$L_P = 0.88 \left( \frac{f}{S_P} \right) \left( \frac{E}{V} \right) \left[ \left( \frac{0.07}{V} \right) + R + 0.004V \right] V^2, \quad (I.15)$$

Où ;

f- facteur de contrainte dépendant de l’inclinaison du trou ;

$S_P$  – coefficient de puissance pratique de la charge de pied ;

E – espacement des trous ;

R – résistance au tirage.

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

Langefors égalise ensuite les relations précédentes pour obtenir la banquette maximale possible :

$$V_{\max} = (\varphi / 33.8) \sqrt{[\rho \cdot S_P / (f \cdot C \cdot E / V)]}, \quad (I.16)$$

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

$$L_C = (L_P / 2.7) \cdot (1 / f(S_P / S_C)), \quad (I.17)$$

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

Les quantités d'explosif en pied et en colonne sont obtenues en faisant le produit des charges linéaires 'L<sub>P</sub>' et 'L<sub>C</sub>' par les longueurs chargées, celles-ci étant de figure I.11 :

0.3V pour la charge de pied ;

H/cos (α)-2V pour la charge de colonne.

Ces formules peuvent être assorties de quelques commentaires suivant les points ci-après :

- Suivant les caractéristiques de la roche

Langefors résume toutes ces caractéristiques à l'application d'un seul paramètre 'R' la résistance au tirage, sur la valeur de 0.2 à 1, et que sa valeur la plus courante est de 0.4, il est donc dommage que Langefors n'ait pas été plus explicite sur les valeurs que pouvait prendre le paramètre 'R'.

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

- Géométrie du tir

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

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

### **I.10 - Ajustement des paramètres du tir**

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

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

### **I.10.1 Selon le forage**

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

### **I.10.2 Selon le foisonnement**

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

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

### **I.10.3 Selon la fragmentation des roches**

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

Nous citerons simplement ici une formule proposée par Holmerg :

$$\text{Log}(T) = 0.29 \cdot \text{Log}[V^2 \cdot \sqrt{1.25/(E/V)}] - 1.18 \text{Log}(q/R) - 0.82, \text{ m} \quad (\text{I.18})$$

Q : consommation d'explosif, kg/m<sup>3</sup>

T : taille des blocs maximale, m

Les corrections proposées par Langefors visent à augmenter la charge spécifique au m<sup>3</sup> abattu. Cette augmentation est obtenue par une réduction de la maille, sans augmentation de la quantité d'explosif par trou.

## **I.11- Modèles physiques**

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

selon eux qu'on peut réduire la banquette en augmentant convenablement l'espacement entre les trous.

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

la vitesse de détonation est importante jusqu'à un certain point pour obtenir une meilleure fragmentation. En effet, celle-ci est obtenue lorsque la vitesse de détonation est plus faible que la vitesse sismique du massif. Lorsque cette dernière est dépassée, aucune amélioration n'en résulte.

Les explosifs de densité plus élevée donnent une meilleure fragmentation à condition qu'il n'en résulte pas un travail d'expansion moindre ou une vitesse de détonation plus faible.

Un bon couplage explosif-paroi du trou donne une meilleure fragmentation.

Rustan et al., (1999) ont fait deux séries de tests au laboratoire sur des modèles faits d'un mélange de matériaux d'une part (de la magnétite et du béton dans des proportions différentes) et de blocs à échelle réduite de matériaux naturels d'autre part (gabbro, quartzite, granite et magnétite). Ceci pour déduire l'influence sur la fragmentation des paramètres tels que la banquette, l'espacement, la charge spécifique et les caractéristiques géométriques du matériau. Les résultats importants de cette étude peuvent être résumés ainsi :

La taille de banquette demeurant constante, la taille des blocs est inversement proportionnelle à la charge spécifique. Généralement, elle augmente avec la banquette.

La densité du matériau semble avoir un effet sur la taille des blocs : les matériaux plus denses donnent une fragmentation plus grossière.

La taille des blocs est plus grande pour les matériaux ayant plus de cohésion.

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

La banquette critique dépend de l'impédance du matériau.

La banquette critique dépend aussi de la résistance à la traction du matériau.

Enfin, l'impédance du matériau influence aussi la fragmentation résultante.

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

## **I.12 - Modèles mécaniques**

Ces modèles analysent les phénomènes associés à un tir à plusieurs composantes. Chaque composante peut être étudiée séparément et est décrite par un mécanisme. Les résultats du tir sont ensuite estimés par le biais d'un schéma global qui relie ces diverses composantes.

### **I.12.1 Modèle BLASPA**

Favreau (1983) a mis au point un logiciel appelé Blaspa qui considère l'énergie de gaz comme étant le facteur principal responsable de la fragmentation. Immédiatement après la détonation de la charge, l'expansion des gaz transmet une onde de choc de contrainte traversant le massif à une vitesse CR égale à 4600 m/s (Figure I.12). Cette onde ne cause pourtant pas un endommagement important étant une contrainte de compression. Une fois réfléchi sur la face libre, elle se transforme en une contrainte de traction et traverse de nouveau le massif engendrant des fissures primaires (l'action de brisance). L'expansion des gaz accélère l'ébranlement du massif – une surface délimitée sous l'action de l'expansion des gaz et devant laquelle le massif n'est affecté que par les fissures primaires. Cette limite se déplace à la vitesse de 1200 m/s près du trou et à 300 m/s près de la face libre. La roche fracturée éclate alors avec une vitesse de déplacement de 4 à 30 m/s. La fragmentation finale est ainsi le résultat de l'action combinée de la brisance, l'expansion des gaz et la comminution pendant le déplacement du front.

Il faut noter toutefois que le modèle ne tient pas compte de l'état initial de la fracturation du massif.

Récemment, Favreau (1993) a décrit certains des aspects du module gradin utilisées dans le modèle et les résultats obtenus. Ce modèle peut être appliqué uniquement à la description du mouvement des particules lors d'une explosion.

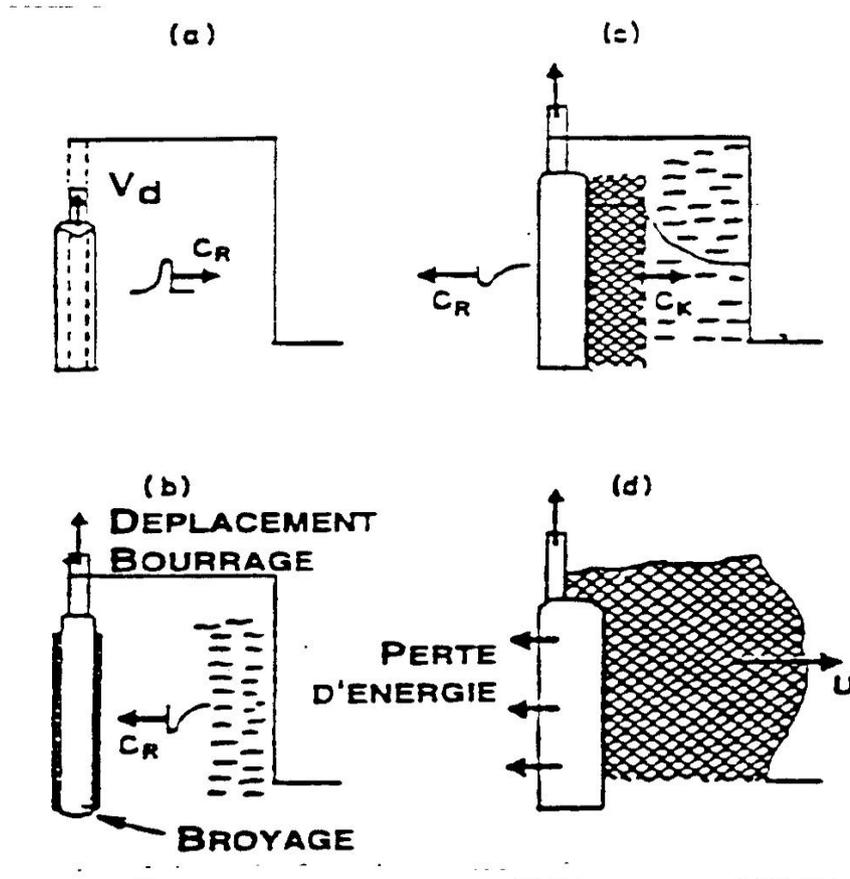


Figure I.12 - Schéma du fonctionnement du logiciel BLASPA (d'après Favreau, 1983) 12.2

### I.12.2 Modèle FRAG

Martin et al. (1994) a développé le programme FRAG principalement pour estimer la distribution de taille des blocs. Il n'utilise pas un modèle de comportement composite pour simuler la roche pendant le tir. Le programme emploie des critères géométriques simples pour tracer les fissures se propageant à partir d'une série de trous de tir. La taille d'un bloc est ensuite estimée sur la base de ces "fissures" tracées. Les résultats de plusieurs simulations par la méthode de Monté Carlo sont ajustés à la loi de Rosin-Ramler pour obtenir une distribution de taille de blocs.

### I.12.3 Autres modèles

#### I.12.3.1 Le modèle DNA-BLAST

Base sur des principes physique des modèles mathématiques et illimite les mécanismes interne afin d'en produire les effets

Le mécanisme global de la détonation est dissocié en mécanisme élémentaires (genèse)

Le Logiciel utilise comme données d'entrée:

- \*propriétés de la roche,
- \* caractéristiques d'explosif,
- \* diamètre du trou de chargement
- \*Plan de forage,
- \* la séquence de tir

En considérant que chaque charge émet la même signature sismique, alors l'onde résultante en un point donnée s'écrit:

$$S_G(t) = \sum_{i=1}^n a_i S(t - \Delta t_i), \quad (I.19)$$

Où ;

$S_G(t)$  - représente la signature sismique d'une charge.

$\Delta t_i$  : représente le décalage de temps entre charge.

$a_i$  : représente la variation d'amplitude d'onde d'une charge en fonction de la distance

$n$  : c'est le nombre de trous

\*Il est possible de modéliser un phénomène complexe en le scindant en mécanisme élémentaire

\*le modèle DNA –BLAST permet de simuler les effets d'un tir de mine avec des écarts  $\leq 25\%$ .

\*la capacité de modélisation des effets d'une explosion permet par essais d'optimiser le processus d'emploi des explosifs.

Da Gama (1984) a proposé une méthode de prédiction de la taille des blocs résultants d'un tir. En partant de la loi de comminution de Bond (1959), Chau (1990) a déduit une relation générale du type :

$$P_s = aW^b \left( \frac{S}{B} \right)^c \quad (I.20)$$

Où :

$P_s$  = pourcentage passant de taille  $S$

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

$B$  = banquette

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

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

$$P_s = 1,451W^{0.114}S^{0.484}B^{-0.121}F^{-0.163} \quad (I.21)$$

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

Le modèle proposé par Zou (1990), contrairement au modèle développé par Favreau, donne plus d'importance aux ondes de contraintes pour fragmenter le massif. L'expansion des gaz ne fait alors que foisonner le massif déjà fragmenté par les ondes de contraintes. L'auteur a utilisé les équations de contrainte dans le cas des charges sphériques et les relations d'atténuation établies par Ito et Sassa (1966) pour calculer les contraintes en un point quelconque du matériau. La distribution de taille de la roche fragmentée est proportionnelle à la distribution d'énergie dans le massif. Le modèle tient compte de la distribution in-situ de la roche à l'état initial. La fragmentation finale est déterminée comme étant la somme des probabilités de la distribution de taille des blocs naturels et de la distribution de taille des blocs fragmentés d'un massif homogène, isotrope et élastique soumis à n tir.

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

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

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

Holomberg (1989) a proposé un modèle multi-fractures d'un tir en gradin en utilisant la méthode des éléments finis pour étudier la propagation des fissures en association avec les théories de la fragmentation. Le modèle étudie aussi l'effet des discontinuités présentes dans le massif et utilise la distribution de Schumann pour comparer la distribution de taille des blocs du massif et du tas abattu. L'auteur insiste sur le caractère fractal de la distribution de discontinuités dans le massif et de la propagation des fractures pendant les tirs. Ceci évidemment conduit à considérer la distribution des tailles des blocs in-situ et du tas abattu comme ayant aussi un caractère fractal. Son utilisation facilite ainsi l'estimation de la taille des blocs in-situ et dans les tas abattus.

### **I.12.3.2 Modèle de fissuration et de déformation des roches à l'explosif**

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 lequel 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.

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 (1995) 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 (1959), 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.

### I.12.3.3 Description

Le trou foré est considéré comme cylindre à 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 résultat 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, figure I.13.

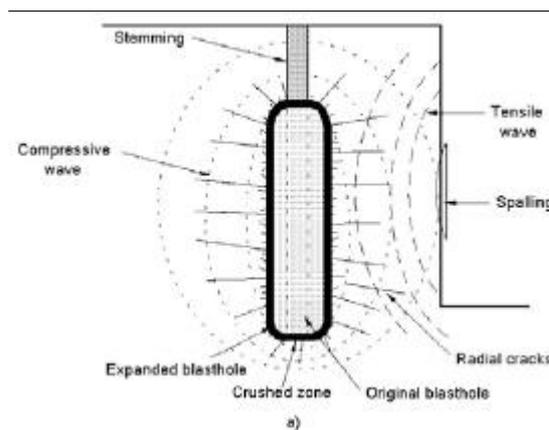


Figure I.13 - Phénomènes développés

Favreau (1993) a résolu ce problème pour des géométries cylindriques et sphériques supposant que nous pouvons utiliser l'équation adiabatique:

$$P.V^\gamma = C^{te} \quad (I.22)$$

Avec:

$P$ : La pression.

$V$ : Le volume spécifique des gaz.

$\gamma$ : 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 ( $\rho_r$ ), coefficient de Poisson ( $\nu$ ) et une vitesse d'onde longitudinale ( $C_0$ ) sont pour:

**Géométrie cylindrique:**

$$\frac{x}{r} = \frac{-(dx)}{(dr)} = \frac{(1-\nu) \times P \times b^2}{[(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 2(1-\nu) \times \gamma \times P] \times r^2} \quad (\text{I.23})$$

**Géométrie sphérique:**

$$2 \frac{x}{r} = \frac{-(dx)}{(dr)} = \frac{2(1-\nu) \times P \times b^3}{[2(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 3(1-\nu) \times \gamma \times P] \times r^3} \quad (\text{I.24})$$

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:**

$$x = \frac{(1-\nu) \times b \times P}{[(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 2(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (\text{I.25})$$

**Géométrie sphérique:**

$$x = \frac{(1-\nu) \times b \times P}{[2(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 3(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (\text{I.26})$$

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

**Géométrie cylindrique:**

$$\Delta V_t = 2\pi.b.L_{ch}.x \quad (\text{I.27})$$

Avec:

$$V_t = \pi.b^2.L_{ch} \quad (\text{I.28})$$

**Géométrie sphérique:**

$$\Delta V_t = 4\pi.b^2.x \quad (\text{I.29})$$

Avec:

$$V_t = \frac{4}{3} \pi b^3 \quad (I.30)$$

Eliminant (x) des équations (I.23) et (I.24) on obtient pour:

**Géométrie cylindrique:**

$$\frac{\Delta V_t}{V_t} = \frac{2(1-\nu) \times P}{[(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 2(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (I.30)$$

**Géométrie sphérique:**

$$\frac{\Delta V_t}{V_t} = \frac{3(1-\nu) \times P}{[2(1-2\nu) \times \rho_r \times (C_0)^2 + 3(1-\nu) \times \gamma \times P]} \quad (I.31)$$

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:

$$A = \int_{V_t}^{V_e} P.dV = \frac{P_0.V_t}{\gamma-1} - \frac{\hat{P}.V_e}{\gamma-1} \quad (I.32)$$

Où:

$$V_e = \left( 1 - \frac{\Delta V_t}{V_t} \right) \quad (I.33)$$

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

$V_t$  : est le volume initial du trou foré.

#### **I.12.4 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 délatéer donc une expansion des fissures dans lesquelles 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 continu jusqu'à ce que les gaz puissent se libérer directement dans l'atmosphère soit à travers les faces libres ou à travers le trou après l'éjection du bourrage, figure I.14.

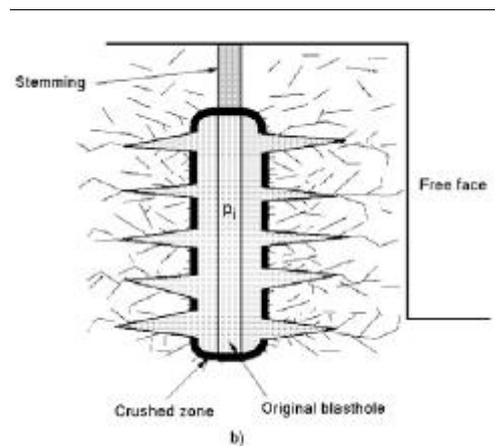


Figure I.14 - Formation et développement des fissures

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.

Sadwin et al (1966) 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.

### Conclusions et commentaires

De nombreux chercheurs ont étudié et établie des programme et logiciels de calcul dont le but de la modélisation et d'avoir une bonne granulométrie de la roche abattus.

Dans certaines conditions géologiques favorables l'optimisation des tirs doit être réalisée parallèle ment à un suivi de tout les phénomènes physiques et mécaniques au cours des tirs, et a ce stade il faut prévoir l'effet de la taille de trous de mine, la sélection des explosifs, et de

nombreux autres paramètres sur la distribution de la fragmentation qui en résulte; D'une manière générale ces modèles sont basés sur des analyses de plusieurs facteurs et qui essaient d'expliquer les résultats réellement obtenus par un certain nombre de paramètres judicieusement choisis. Ceci est surtout vrai dans le cas des modèles empiriques, qui sont principalement fondés sur l'observation directe des tirs ou sur des essais au laboratoire ou par une série d'essais d'explosion à grande échelle. Toutefois, ces méthodes présentent l'inconvénient d'être difficilement généralisables

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 (minerai 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.

## Chapitre II - Etude du transfert de l'énergie explosive dans le massif rocheux

### II.1 Introduction générale

Les substances explosives ont des effets différents selon leur régime de décomposition : la combustion simple, la déflagration et la détonation.

La détonation est le régime de décomposition le plus rapide, c'est donc celui qui donne des effets mécaniques les plus importants et qui est le plus généralement recherché dans l'emploi des explosifs. Il nécessite pour être bien compris un court développement théorique.

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif, couplé avec une onde de choc. Le phénomène conduit à une vitesse de détonation stable ; il est auto-entretenu par l'énergie dégagée par la décomposition de l'explosif.

Cette réaction chimique exothermique donne des gaz (surtout  $\text{CO}_2$  et  $\text{H}_2\text{O}$ ) dont la température est de 1000 à 25000 MPa soit 10 à 250 kbars. La vitesse de détonation est comprise entre 1000 et 8000 m/s, plus généralement 2000 à 7000 m/s pour les explosifs civils.

La détonation se propage dans l'explosif qui se trouve initialement dans les conditions de température, pression, volume massique  $T_0, P_0, V_0$ . La vitesse est supérieure à la vitesse du son, figure II.1. La zone de réaction est étroite quand l'explosif est un corps pur ou un mélange homogène. A la fin de la réaction de décomposition, les produits de réaction sont aux conditions  $T_1, P_1, V_1$ . Dans la zone  $Z_3$ , les gaz de décomposition se détendent en participant aux effets mécaniques de l'explosion.

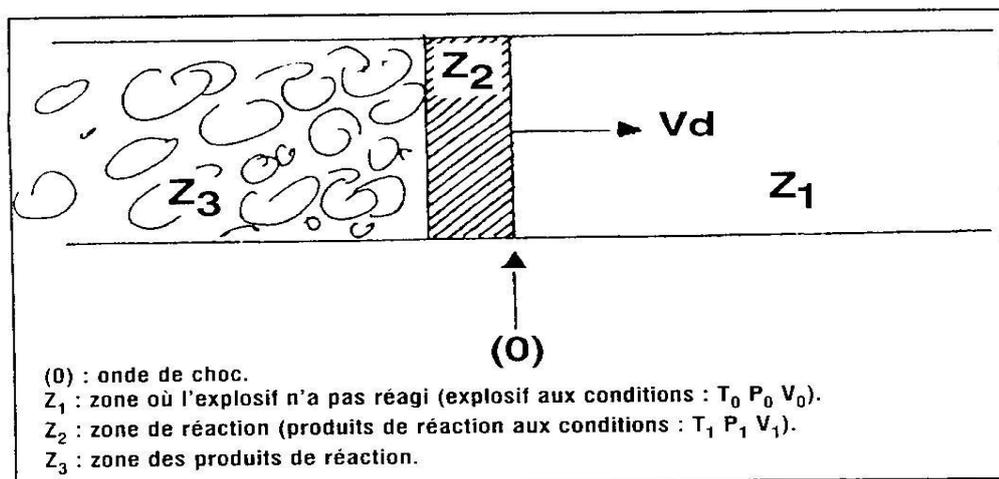


Figure II.1 – Propagation de l'onde de choc

Si  $E_0$  est l'énergie interne de l'explosif par unité de masse avant la réaction et  $E_1$  celle des produits, gazeux pour la plupart, après la réaction de détonation, il est possible comme le

montre la figure II.2, de tracer la courbe adiabatique correspondant à l'énergie  $E_1$ , que pourraient suivre les produits de réaction en équilibre chimique après la détonation.

Les caractéristiques particulières des produits de détonation  $P_1$  et  $V_1$  correspondant au point CJ (point de Chapman-Jouguet) s'obtiennent en construisant la tangente à la courbe adiabatique sur la figure 2 à partir du point « A » représentant les conditions initiales de l'explosif d'énergie interne  $E_0$ . On peut démontrer que ce point « CJ » est celui pour lequel l'entropie par unité de masse est minimale et que la différence entre la vitesse de détonation «  $V_d$  » et la vitesse des produits de réaction «  $u$  » est égale à la vitesse du son «  $c$  » dans les produits de réaction :

$$V_d - u = c, \quad (II.1)$$

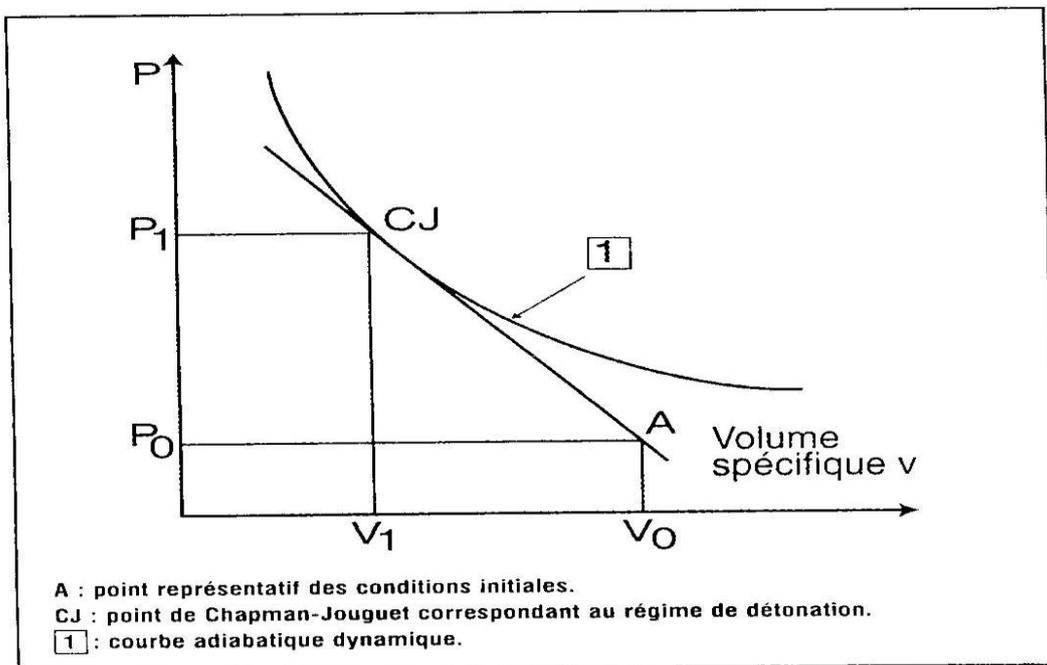


Figure II.2 – Courbe adiabatique des produits de réaction

Ce sont les conditions de régime stable de la détonation. En pratique, les caractéristiques de l'onde de détonation sont liées non seulement aux caractéristiques de l'explosif ; composition chimique, volume massique, mais aussi à la géométrie et au confinement utilisés. Dans le cas d'une cartouche d'explosif d'un diamètre suffisant (10 cm par exemple) ou fortement confinée dans un tube d'acier, on obtient une détonation proche de la détonation idéale. Plus le diamètre et le confinement sont faibles, plus les pertes latérales réduisent la vitesse de détonation ; il existe même un diamètre minimale (diamètre critique avec confinement nul) au-dessous duquel l'énergie dissipée par détente latérale devient trop importante pour que

l'énergie restante soit suffisante pour entretenir la propagation de la zone de réaction ; dans ce cas, la détonation s'arrête. L'énergie d'un explosif libérée au cours d'une détonation se manifeste sous deux formes.

- Une énergie de choc véhiculée par une onde de choc qui sera transmise dans le milieu connexe
- Une énergie de gaz qui s'exprime sous la forme d'un gaz à très haute température et pression.

L'énergie totale libérée se calcule facilement à partir des réactions chimiques et varie entre 2 et 5 MJ/kg d'explosif. En fait, la puissance théorique est une donnée plus significative puisque cette énergie est libérée pendant des temps très courts de l'ordre de la milliseconde, ce qui correspond à des puissances théorique de l'ordre de quelques gigawatts.

## II.2 Transfert d'énergie dans le milieu connexe

La détonique définit le transfert de pression (ou d'énergie) entre deux milieux dans le cas d'une onde de choc plane parallèle à la surface de discontinuité ;

Dans l'hypothèse acoustique ( $p$  constante) la pression transmise «  $P_{tr}$  » par l'explosif à un milieu rocheux connexe s'exprime en fonction de la pression incidente «  $P_i$  » par la relation :

$$P_{tr} = p_i \frac{2\sqrt{Z}}{1+Z} , \quad (\text{II.2})$$

Avec :

$Z = \rho_e D / \rho_r V_r$  , rapport d'impédance établi par analogie) ; ( $\rho_e$  et  $D$  : masse volumique et vitesse de détonation de l'explosif) ;  $\rho_r$  et  $V_r$  : masse volumique et vitesse de propagation des ondes dans la roche.

Si on tient compte de l'inclinaison du front de l'onde sur la surface de discontinuité :

$$P_{tr} = P_i \frac{1+N}{1+NZ} , \quad (\text{II.3})$$

Où  $N$  est un coefficient empirique pris égal à 5, déterminé pour améliorer la corrélation entre la formule et l'expérimentation. Il est à noter que la relation (II.2) et (II.3) supposent que la masse volumique de la roche et la vitesse de propagation sont sensiblement constantes (leurs variations n'affectent pas les autres paramètres). Ceci n'est pas, en générale, le cas à proximité de l'explosif d'où les écarts avec l'expérience (écart de l'ordre de 20%).

Le flux d'énergie par unité de surface s'écrit sous la forme :

$$E = \frac{1}{\rho c} \int_0^T P^2 dt, \quad (II.4)$$

Et pour une onde normale, on a alors :

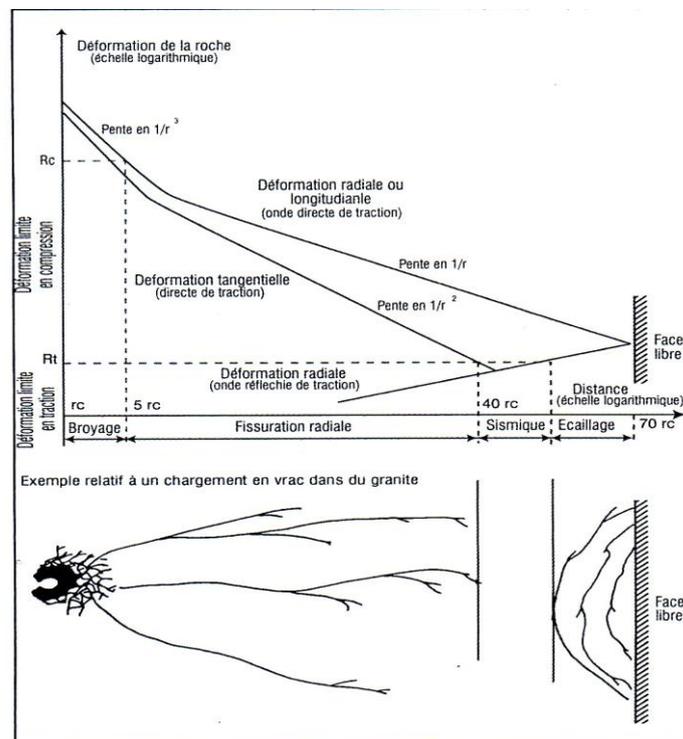
$$E_{tr} = \frac{1}{\rho c} \int_0^T P_{tr}^2 dt = \frac{1}{\rho c} \int_0^T P_i^2 \frac{4Z}{(1+Z)^2} dt, \quad (II.5)$$

$$\frac{E_{tr}}{E_i} = \frac{4Z}{(1+Z)^2}, \quad (II.6)$$

Le transfert d'énergie présente un maximum pour  $Z=1$ , l'énergie étant transmise. C'est le cas de l'adaptation parfaite d'impédance. Ces relations présentent en fait une distorsion importante avec l'expérience. Elles présupposent par la relation (II.4) que l'on est en élasticité linéaire, dans le cas d'une onde plane (ou d'une onde divergente loin de la source).

### II.3 Propagation des contraintes dans la roche

Pour connaître l'état de contrainte en tout point, il suffit alors de déterminer la décroissance de la pression radiale en fonction de la distance à la charge. Pour cela, on utilise des résultats expérimentaux, figure II.3.



- a- Décroissance en  $1/r^3$  jusqu'à ce que la contrainte soit inférieure à la résistance en compression de la roche ;

- b- Décroissance en  $1/r^{1.5}$  à  $1/r^2$  par la suite ( $1/r^{1.8}$  en moyenne). Cette décroissance est plus forte à grande distance.

#### **II.4 Effet général des ondes de chocs dans le massif rocheux**

Supposons d'abord qu'une charge détone dans un massif rocheux infini, figure II.4. La propagation de cette onde s'accompagne de phénomènes irréversibles qui permettent de définir trois zones distinctes, à savoir :

- Zone de broyage ;
- Zone de fissuration radiale ;
- Zone sismique.

L'existence de ces trois zones s'explique aisément par la mécanique des milieux classiques. La mécanique des milieux fissurés permet de justifier les vitesses de propagation des fissures et leurs ramifications.

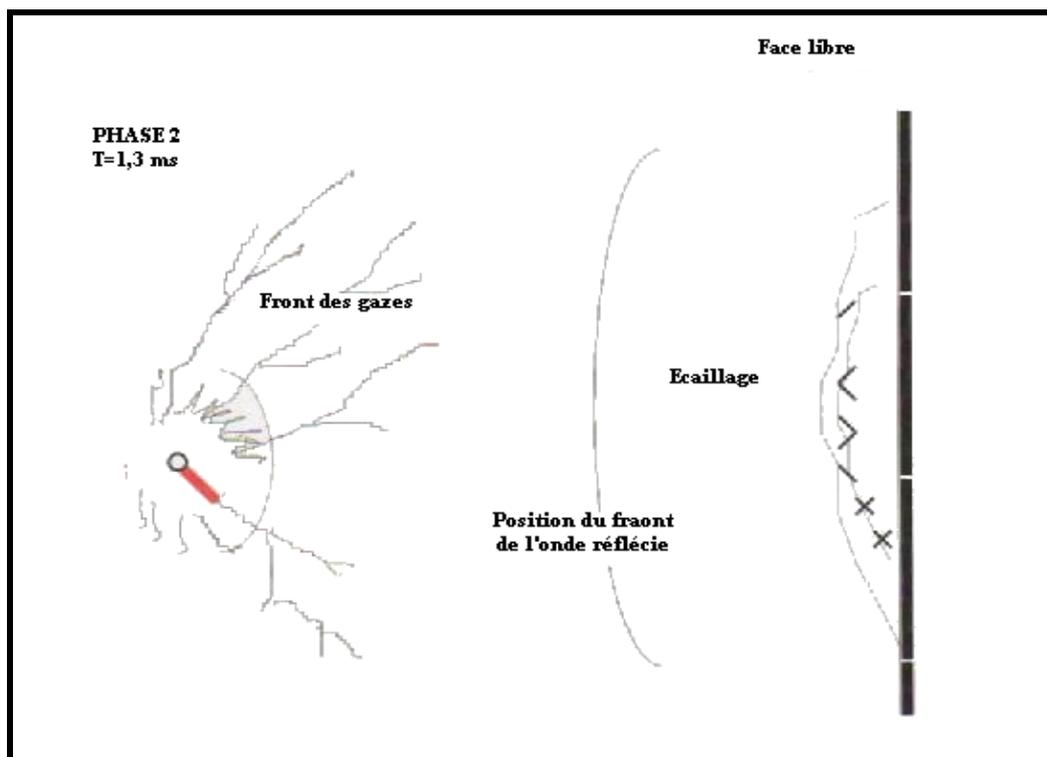
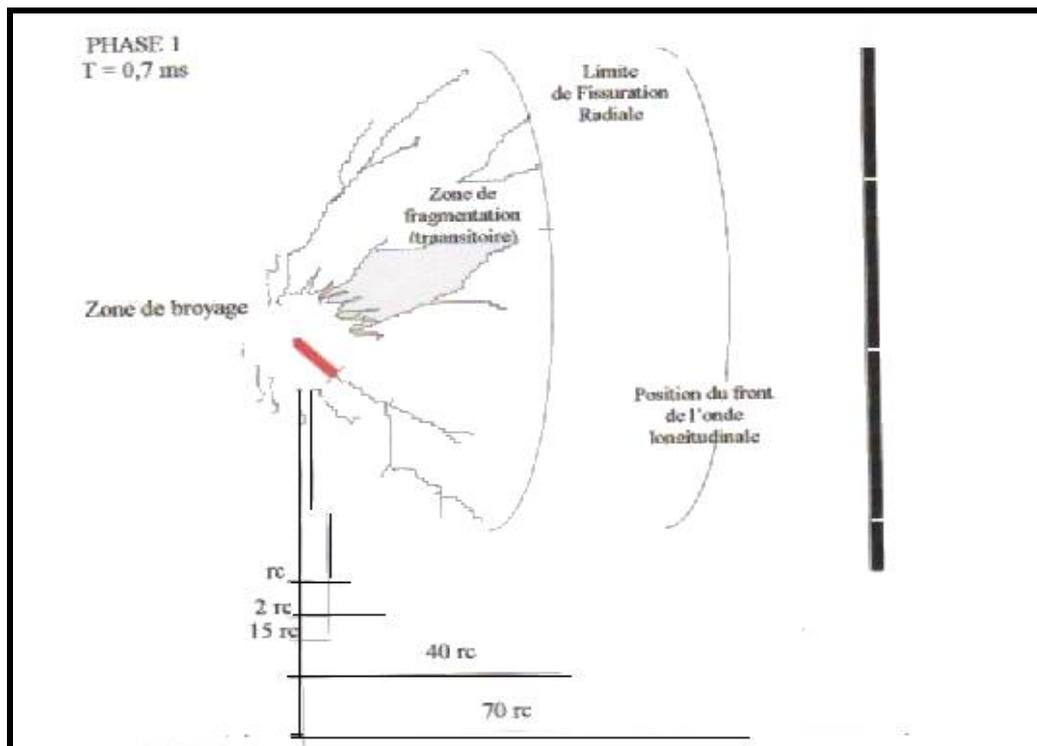
##### **Zone de broyage**

Dans les premiers temps de la propagation, les contraintes subies par la roche sont très élevées : de 5 à 75 kbars de pression « d'explosion » (c'est-à-dire la pression latérale sur les parois sensiblement égale à 50 % de la pression de détonation dans le cas du remplissage complet du trou). Le niveau des contraintes est en générale suffisant pour que l'on suppose un régime hydrodynamique, figure II.4– phase 1. Elles excèdent en général la résistance à la compression dynamique de la roche  $R_c$  qu'elles broient en fines particules ( $R_c$  de 0,5 à 2 kbars).

Du point de vue de la mécanique des milieux fissurés les micro-fissures existantes dans le massif (joint de grains.....) se développent et se ramifient fortement. L'onde émise n'est pas la seule responsable de l'état de contraintes : les gaz qui s'engouffrent dans les fissures y participent.

La décroissance des contraintes est toutefois très rapide. A courte distance, 3 à 5  $r_c$  (rayon de la charge), elles sont revenues en deçà de la résistance à la compression de la roche (zone mesurée supérieur à celle calculée).

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamiques de la roche. Les roches cristallines à porosité faible



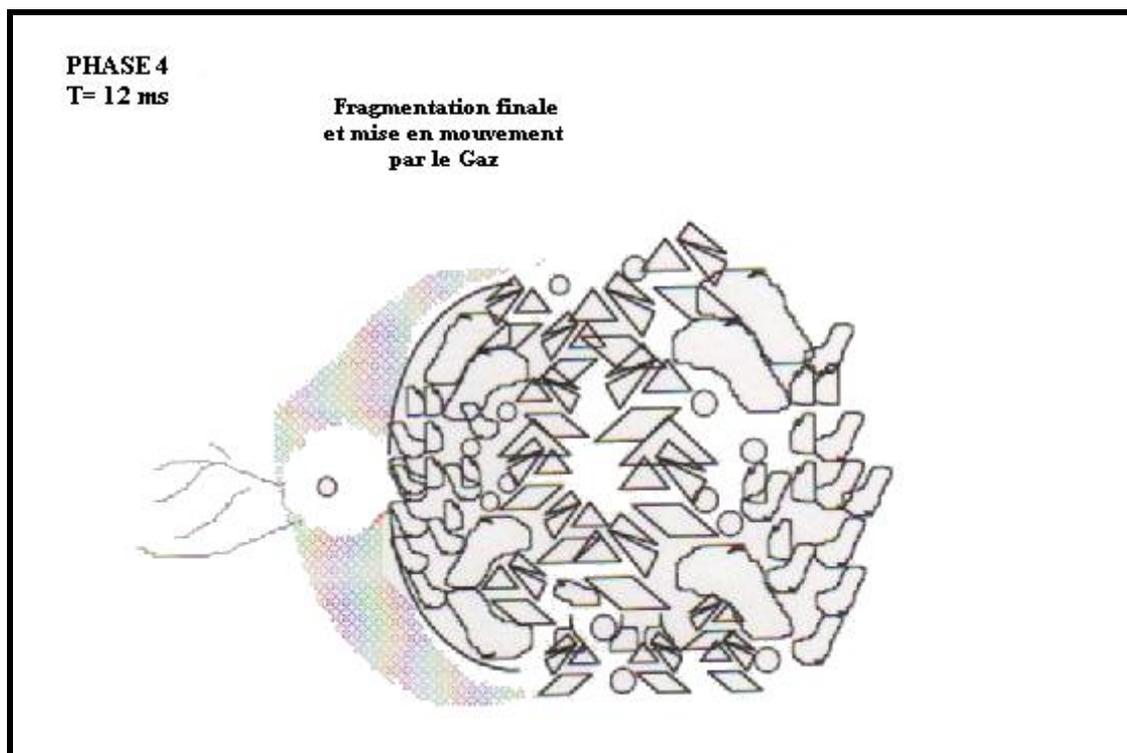
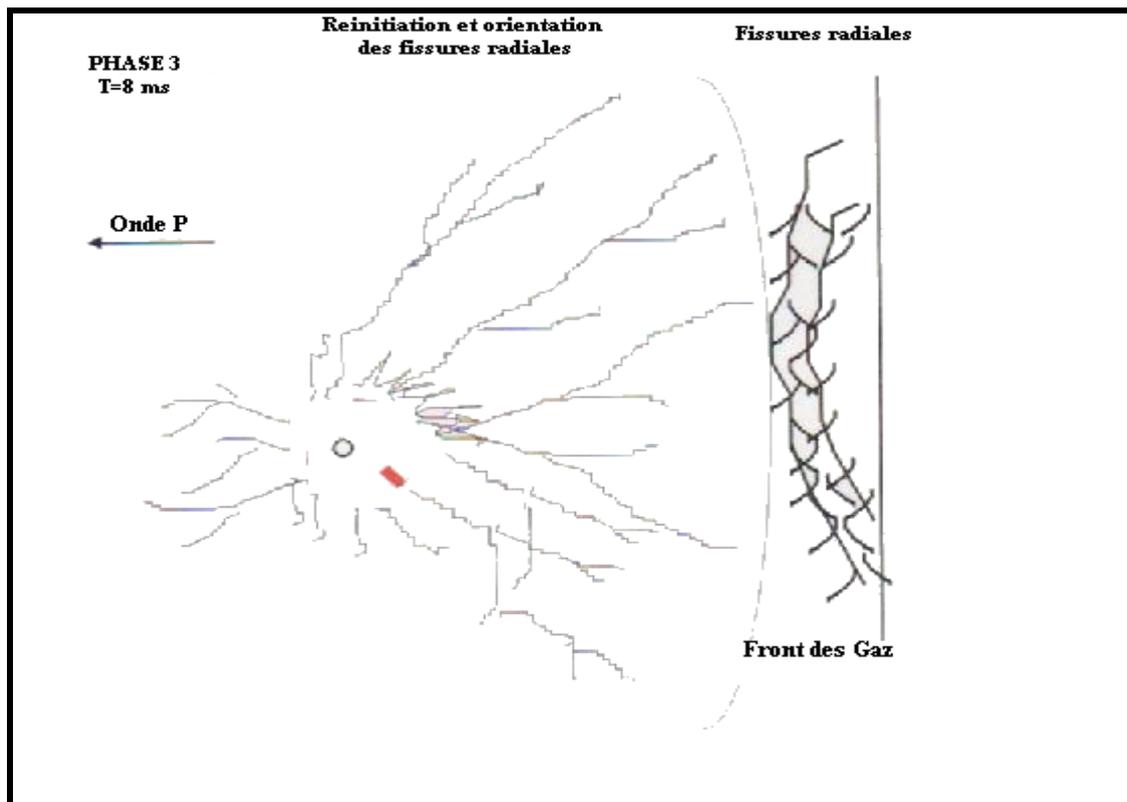


Figure II.4 – Développement de la fissure et de la fracturation  
offrent une résistance plus importante au broyage que les roches tendres et/ou poreuses  
Hagan, (1979). La pression à la paroi du trou dépend de la densité du massif et de la vitesse de

détonation. Cette dernière dépend elle de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité de chargement.

### **Zone de fissuration radiale (zone transitoire)**

L'hypothèse du régime hydrodynamique n'est plus justifiée et l'état de contrainte n'est plus identique dans toutes les directions. La variation de masse volumique n'est toutefois pas négligeable aussi ne peut-on pas, en toute rigueur, appliquer les théories classiques de mécanique des roches. Cette zone est appelée parfois zone transitoire. Néanmoins, certains théoriciens appliquent quand même les lois de l'élasticité avec des résultats en accord avec certains résultats expérimentaux, figure II.4- phase 2. La roche subit en plus de la contrainte de compression radiale une contrainte tangentielle de traction. Celle-ci malgré une décroissance en  $1/r^3$  dans la zone de broyage en  $1/r^2$  par la suite, demeure néanmoins supérieure à la résistance à la traction sur une distance importante. La mécanique des milieux fissurés ne contredit pas les différents états définis par la mécanique des milieux continus. Elle apporte néanmoins quelques indications complémentaires sur le mécanisme. La probabilité qu'une fissure puisse être activée est d'autant plus faible que le niveau de contraintes est bas. Le nombre de fissures radiales diminue donc rapidement avec la distance. Ce sont les gaz et les contraintes résiduelles qui sont responsables de la propagation des fissures une fois initiées, ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50 rc.

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

### **Zone sismique**

Au-delà aucune fissuration microscopique marquante n'apparaît. Les variations de masse volumique au cours de la déformation sont négligeables. Un modèle classique de comportement est alors utilisable (par exemple le comportement élastique). Il ne faudrait pourtant pas conclure que l'onde de contrainte n'a aucun effet sur le milieu de propagation. Elle continue à affaiblir le massif mais sans mettre pour autant en cause sa structure globale (pré-fissuration).

Effet des ondes réfléchies

Dans le cas précédent, nous avons supposé le massif infini. En fait, les tirs sont généralement réalisés près d'une face libre qui continue une discontinuité importante. En effet, dès qu'elle rencontre une discontinuité, l'onde de contrainte émise se scinde en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux de part et d'autre de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche/air pris dans cet ordre, la réflexion est presque totale, Blanchier et al, (1988). L'onde de compression se réfléchit en une onde de traction. Celle-ci peut conduire à des contraintes excédant la résistance à la traction de la roche. Cela se produit lorsque la distance entre la source et la discontinuité est faible. Une fissuration parallèle au plan d'onde apparaît alors. Ce phénomène est appelé écaillage (phénomène illustré par le test de la barre d'Hopkinson), figure II.4- phase 2 et 3 et figure II.5. Hino (1959) et Duvall et Atchison (1957) ont proposé que ce mécanisme soit le facteur principal de la fragmentation de la roche. La présence de nombreuses discontinuités dans le massif (micro-fissures) induit deux effets sur l'onde qui se propage :

- Affaiblissement du maximum de contraintes ;
- Diminution des fréquences associées aux ondes de contraintes (phénomène vibratoire).

Les ondes réfléchies jouent deux rôles :

- Modification de l'orientation des fissures radiales ;
- Initiation de nouvelles fissures. Ainsi une nouvelle fissuration perpendiculaire à l'écaillage apparaît au voisinage de la surface libre.

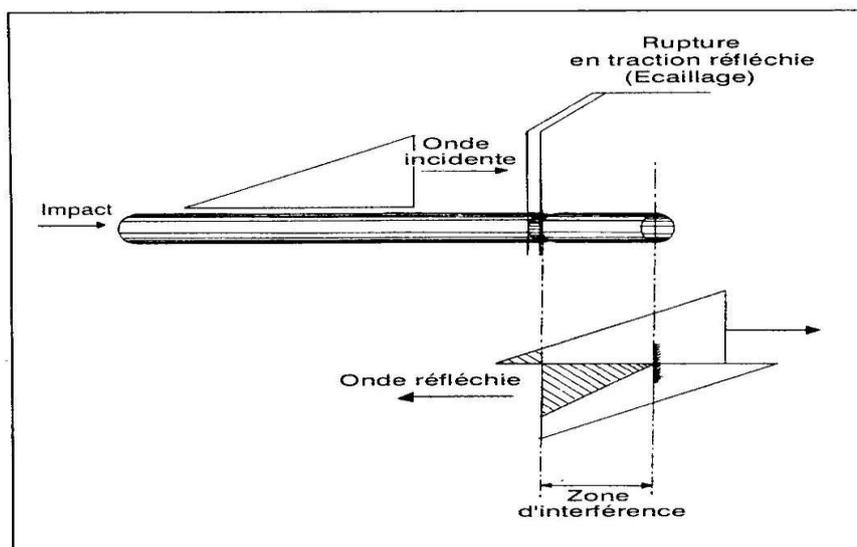


Figure II.5 – principe de la barre d'Hopkinson (expérience de Hino)

## **Fragmentation finale**

La fissuration générée par l'onde émise et l'onde réfléchie permet au gaz de poursuivre leur propagation et d'affaiblir davantage le massif. Ils filtrent dans les fissures, prolongeant éventuellement la fissuration et mettent en mouvement les blocs obtenus, figure II.4 - phase 4. Jaeger et Cook (1979) prétendent que les gaz libérés sont le facteur principal de la fragmentation. La génération de la fissuration ne peut pas être le résultat de l'onde de choc émise, selon eux, car la vitesse de propagation des ondes est bien plus élevée que la vitesse de propagation de ces fissures. C'est alors la pression quasi-statique créée par les gaz libérés qui engendre des contraintes compressives radiales et des tractions tangentielles lesquelles génèrent ces fissures. Elles sont par la suite prolongées par les gaz sous pression responsables de la fragmentation finale.

Le niveau de contrainte de l'onde de choc dépend :

- De la nature de l'explosif ;
- Du chargement et du mode d'amorçage ;
- Des conditions de transferts de l'onde.

Dans les trous de mines, dans le cas de l'utilisation d'explosif encartouchés, un vide annulaire apparaît entre la charge et le massif. Nous dirons que l'explosif est découplé. Dans la plupart des cas, l'espace annulaire est rempli d'air. L'onde de choc émise devra donc se propager dans l'air avant de pénétrer dans la roche. Compte tenu du transfert explosif-air, de la décroissance de l'onde dans l'air et de l'impédance de l'air et de la roche, la transmission de l'onde de choc se fait alors mal : l'onde de choc est écrêtée. Pour des découplages en diamètre de 3 ou 4, l'onde de choc est totalement écrêtée. Ce phénomène est en particulier utilisé dans les opérations de « découplage » de la roche en travaux publics, Berger J., Viard J., (1962).

Pour tenir compte de ce phénomène, certains spécialistes utilisent dans les relations de transfert par impédance, la densité de chargement de l'explosif dans le trou au lieu de la densité d'encartouchage. La relation d'impédance n'a plus alors aucune signification physique.

L'effet des gaz est complémentaire de celui de l'onde de choc. L'état du massif rocheux à abattre conditionne l'impédance relative du choc et des gaz. Il constitue donc un des facteurs du choix de l'explosif. Au voisinage du trou de mine le réseau de fissures radiales est très dense. Au-delà, quelques fissures radiales seulement se propagent, Fosse C., (1968).

## II.5 - Rapport de la dynamique avec le comportement des roches

Avec les interprétations thermodynamiques de Charman et mécaniques de Jouguet et de Crussart, un pas considérable est fait dans l'explication théorique des phénomènes liés à la détonation d'un explosif. Différentes théories furent développées par la communauté scientifique pour analyser la célérité de propagation de l'onde de détonation : le modèle de Chapman-Jouguet (CJ), le modèle de Zeldovich – von Neuman – Doering (ZND). Toutes ces approches conceptuelles, guidées par l'expérience, décrivent mathématiquement des possibilités de couplage entre les variables représentatives de l'écoulement de matière et celles relatives à la cinétique chimique de décomposition. Il sont introduits dans des codes de calcul divers pour simuler la détonation d'un explosif dans des confinements différents (air, eau, roche, etc...). Delpuech et al. (1992) ont menés une comparaison qualitative entre deux explosifs aux moyens des caractéristiques CJ. Soient deux explosifs de même caractéristiques CJ (pression  $P_{cj}$  et vitesse de détonation  $D_{cj}$ ) mais de natures très différentes :

-l'explosif 1, intrinsèquement très énergétique (courbe représentative haute dans le diagramme  $P_{cj}(\rho_0)$ ) mais de masse volumique faible ;

- l'explosif 2, présentant un contenu énergétique assez faible (courbe représentative basse). Si l'on se contente de comparer  $P_{cj}$  et  $D_{cj}$ , ces deux explosifs peuvent être jugés équivalents. L'examen des courbes de détente isentropique montre qu'il n'en est rien. Le diagramme pression  $P$ - volume  $V$  montre que la pression des produits de détonation de l'explosif 2 chute rapidement en cours de la détente, cet explosif ne disposant pas de réserves d'énergie. Il s'ensuit que le travail total fourni au milieu extérieur, égal à l'aire sous la courbe  $P(V)$ , est nettement faible que dans le cas de l'explosif 1, figure II.6. Cette comparaison montre que les caractéristique CJ sont insuffisantes pour juger des performances énergétique d'un explosif. Les usages courants de l'explosif font qu'il est généralement associé à un milieu adjacent. On ne saurait étudier la détonation de l'explosif sans se procurer de ses performances énergétiques et du comportement de la roche qui modifie la propagation de l'onde et récupèrent l'énergie mécanique Ortiz R., et Tijani M., (2002).

Le comportement mécanique dynamique des matériaux fait l'objet de nombreuses études pour des applications militaires/ protection, blindage, implosion de charge (nucléaire ou conventionnelles). La complexité des phénomènes mécaniques et les durées très courtes des expériences (de l'ordre de la microseconde) rendent les approches expérimentales et théoriques délicates. Ces différentes études peuvent être classées en deux grands ensembles Ortiz R., Tijani M.,(2002) :

- La plasticité dynamique
- La rupture dynamique

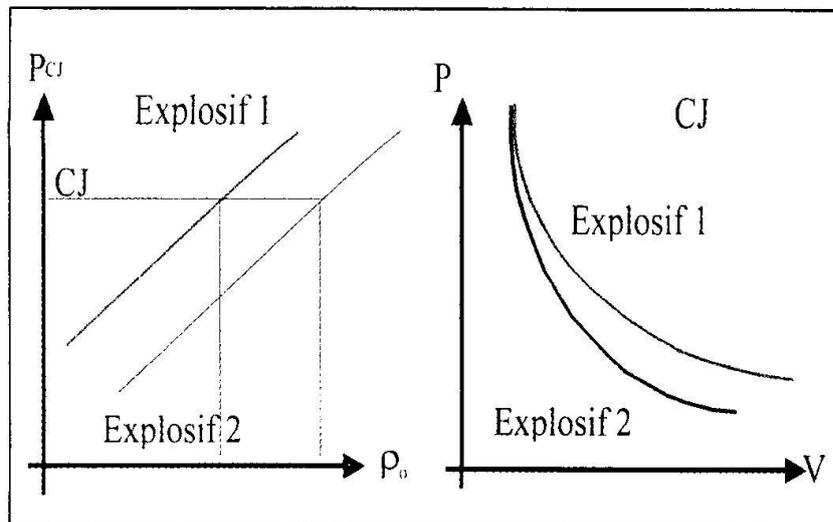


Figure II.6- Comparaison énergétique de deux explosifs caractéristique CJ.

La déformation plastique des matériaux résulte du déplacement des dislocations. Ce déplacement peut être très différent suivant les conditions de vitesse. Les mécanismes de déformations se traduisent généralement par une évolution particulière de la contrainte d'écoulement avec la vitesse de déformation. De manière générale cette évolution de contrainte avec la vitesse de déformation peut se traduire par le comportement schématisé sur la figure II.7. Aux faibles vitesses de déformation (zone I), la contrainte est quasiment insensible à la vitesse de déformation. Aux vitesses plus élevées (zone II), la contrainte croît linéairement. Enfin, aux grandes vitesses (zone III), on observe une augmentation très rapide de la contrainte avec la vitesse de déformation. L'existence et l'étendue de ces domaines dépend de la structure du matériau.

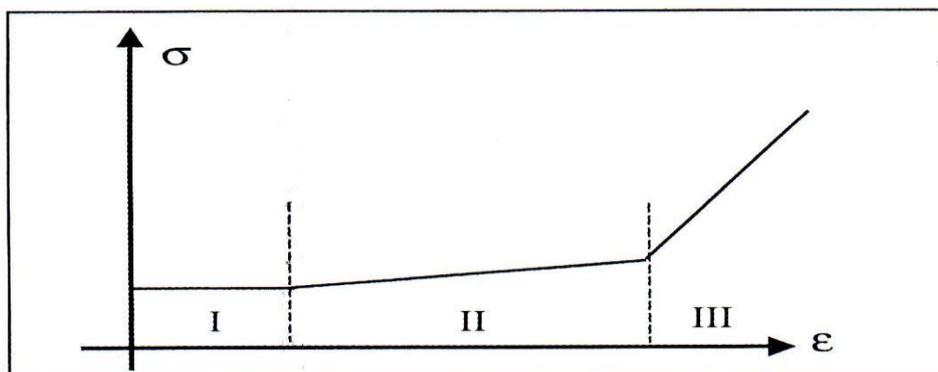


Figure II.7 – Evolution de la contrainte en fonction de la vitesse de déformation

La détonation d'un explosif dans un trou de mine permet de définir trois zones bien distinctes (zone de broyage dite hydrodynamique, zone de fissuration radiales et zone sismique). La première zone associée à des pressions importantes ( $P > 20$  Gpa) est un domaine où les mouvements de matière s'effectuent sous l'effet d'ondes de choc. Pour décrire l'état des matériaux, on se sert alors des outils utilisés en détonique : hugoniot, adiabatique dynamique, polaire de choc... Le comportement du matériau n'est défini que par son équation d'état :

$$\varphi(p, \rho, E) = 0 \quad , \quad (\text{II.7})$$

Où P est la pression ;  $\rho$  -la masse volumique ; E- l'énergie interne spécifique. La résistance du matériau n'est pas prise en compte.

De toute évidence, la connaissance des lois de comportement et des équations d'état est indispensable à la modélisation des matériaux soumis à des chocs intenses comme ceux rencontrés dans le cadre de la fragmentation des roches à l'explosif. Celle-ci nécessite de plus une analyse très complète de l'ensemble des phénomènes physiques pouvant être rencontrés dans des conditions de sollicitations intenses. Une telle modélisation s'appuie à la fois sur la théorie et sur l'expérience, ces deux domaines devant être étroitement liés pour comprendre les phénomènes complexes mis en jeu. C'est justement ces différents phénomènes physiques (dynamique, choc, gaz, propagation et réflexion des fissures..) qui sont la base même des difficultés rencontrées dans le cadre de l'élaboration d'un modèle. La réalisation d'expériences adaptées au cas étudié (essais dynamique, présence des gaz...) est une tâche difficile dans la mesure où elle doit permettre de vérifier les hypothèses introduites d'une part et de valider un modèle d'autre part.

Dans leurs investigation Ortiz R., and Tijani M., (2002) ont élaboré une loi de comportement dynamique, sur la base des expériences de tir à l'explosif réalisés avec du PETN comprenant 7% de cire. Ce choix s'explique aussi par la nécessité de rendre compte des phénomènes de choc. Notons que l'influence des gaz n'est pas prise en compte dans cette étude.

L'interaction explosif-roche est modélisée par une courbe caractéristique P(t), figure II.8. Le code de calcul VIPLEF3D dynamique qui a été développé par M. Tijani, donne le champ de contrainte et de déformation en tout point ainsi que l'accélération. La connaissance du champ de pression et de déplacement à la paroi du trou permet de calculer l'énergie réellement transférée à la roche de la manière suivante :

$$E_1 = S \int_0^t P \frac{du}{dt} dt, \quad (\text{II.8})$$

Où S représente la surface correspondant au trou de charge ; u – le déplacement et P- pression

à la paroi du trou.

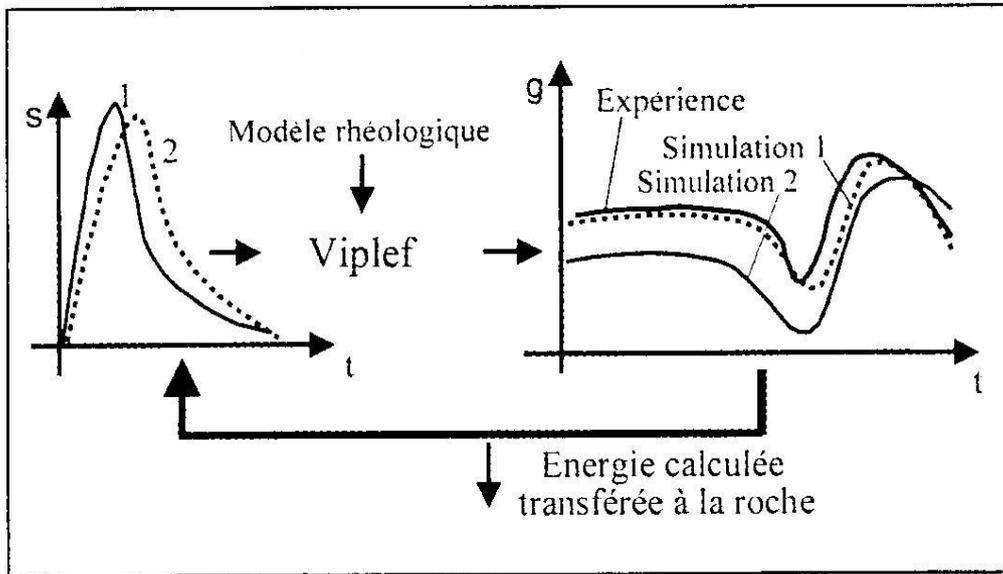


Figure II.8 – Principe de calage

L'étude menée par Tijani et al., s'avère satisfaisante du point de vue comparatif entre le volé expérimentale et le volé calcul. En effet, les accélérations calculées pour les trois géométries de blocs (rayon respectifs 125 mm (figure II.9a), 150 mm (figure II.9b) et 187,5 (figure II.9c) sont :

- 78000 g à une distance de 125 mm du trou de charge
- 53000 g à une distance de 150 mm du trou de charge
- 40000 g à une distance de 187,5 mm du trou de charge.

Nous constatons que l'expérience montre très peu de différence pour les deux géométries  $r=150$  mm et  $r=187,5$  mm, alors que le calcul montre clairement une diminution de l'accélération en fonction de la distance.

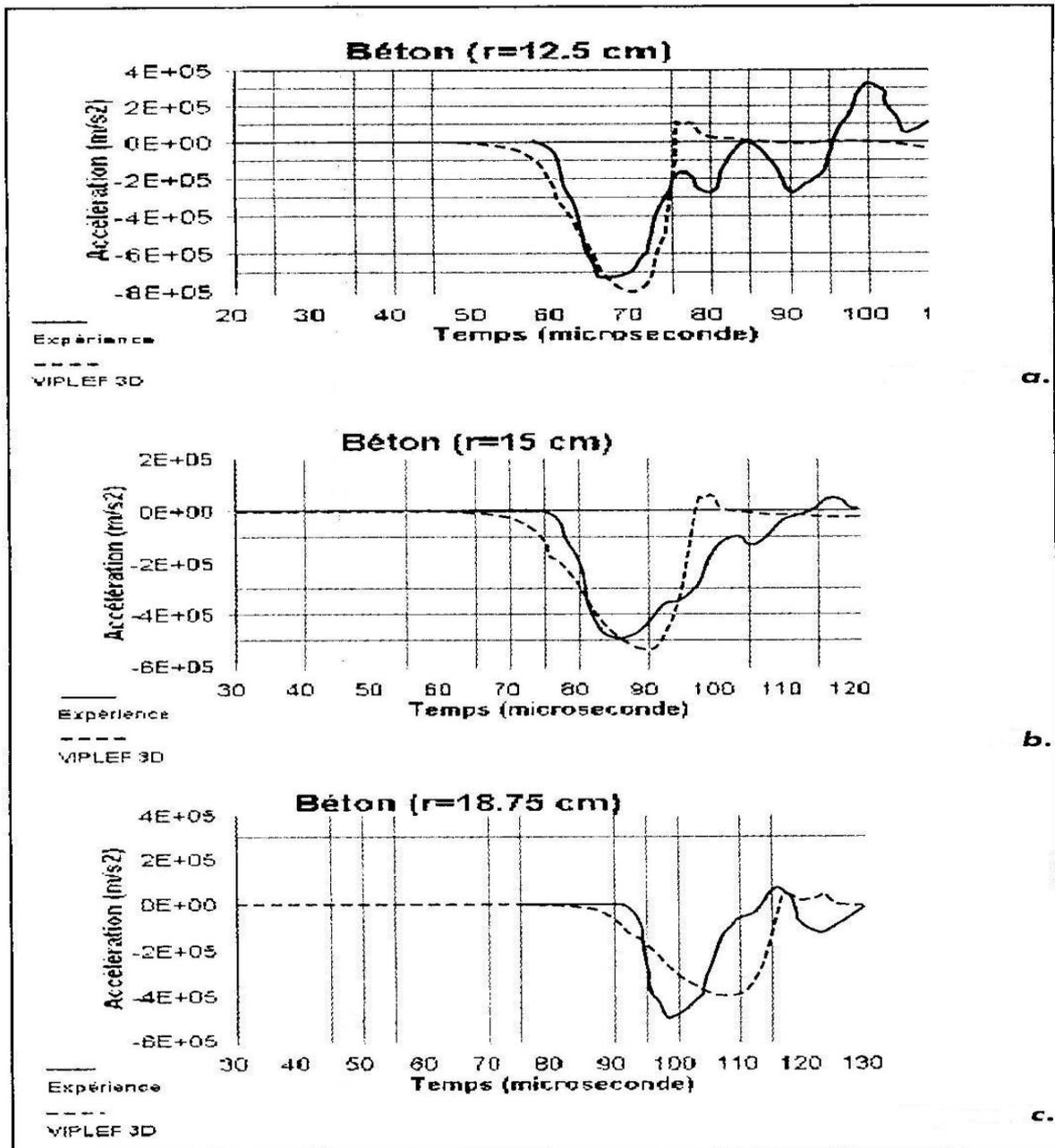


Figure II.9 – calcul des accélérations en fonction du temps pour les différentes géométries

Dans leurs investigation Ortiz R., Tijani M., (2002), ont constaté que la contrainte tangentielle est différente.. En effet, en élasticité, la contrainte tangentielle est pratiquement l'opposé de la contrainte radiale, figure II.10. De même, ils ont constaté une décroissance en  $1/r^2$  en élasticité et en  $1/r^{0.55}$  en plasticité, figure II.11. Le constat avancé par les auteurs à pour but de montrer, qu'une étude élastique ne peut traduire des phénomènes propres à la plasticité.

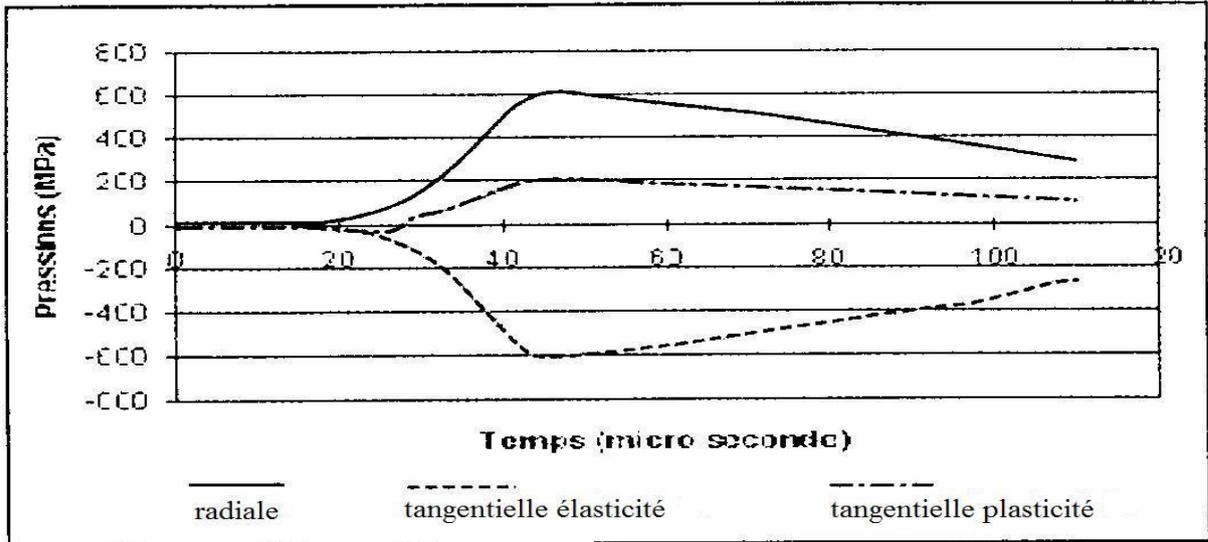


Figure II.10 – Contraintes radiale, et tangentielle en élasticité et en plasticité en fonction du temps.

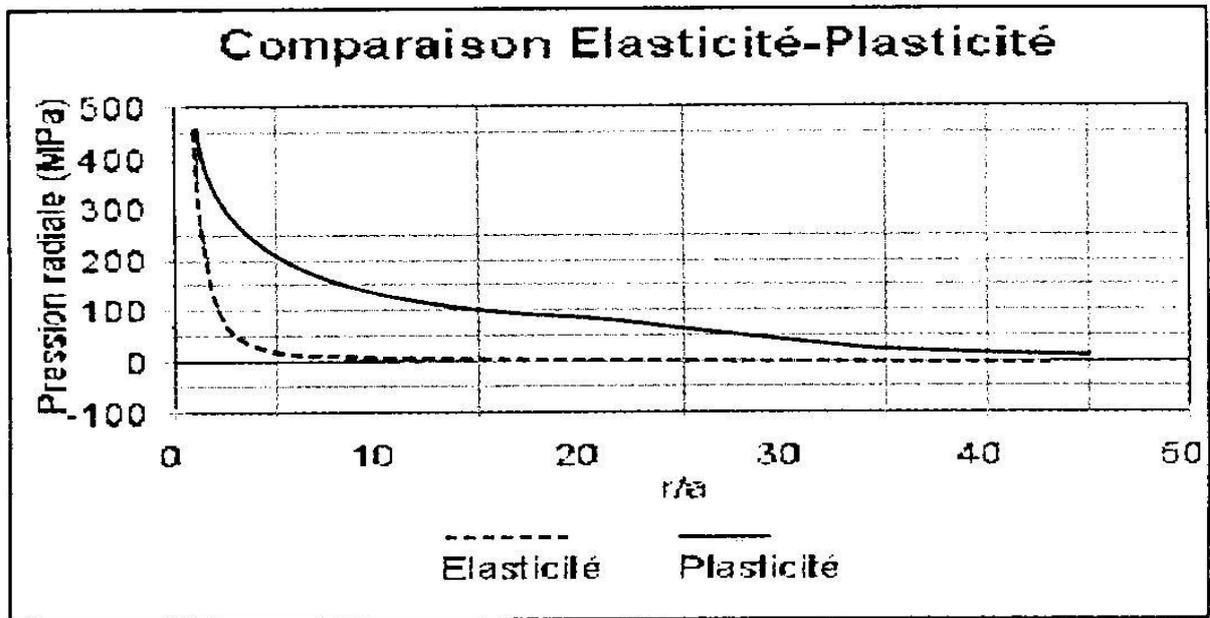


Figure II.11 – décroissance des contraintes radiales en fonction de la distance à la paroi.

Sur la base de l'étude de la représentation GGS ( Gates-Gaudin-Schuhmann), figure II.12, Ortiz R., Tijani M., (2002), ont déduis que le comportement à la fragmentation de la roche est un paramètre intrinsèque. La fragmentation de la roche dépend en premier lieu de la nature de la roche à fragmenter et uniquement dans une seconde approximation du type de processus de fragmentation. Des études réalisées par Steiner V. J. (1998) et Hochholdinger (1999),

montrent également qu'il est possible de déterminer une pente caractéristique pour un type de roche donnée.

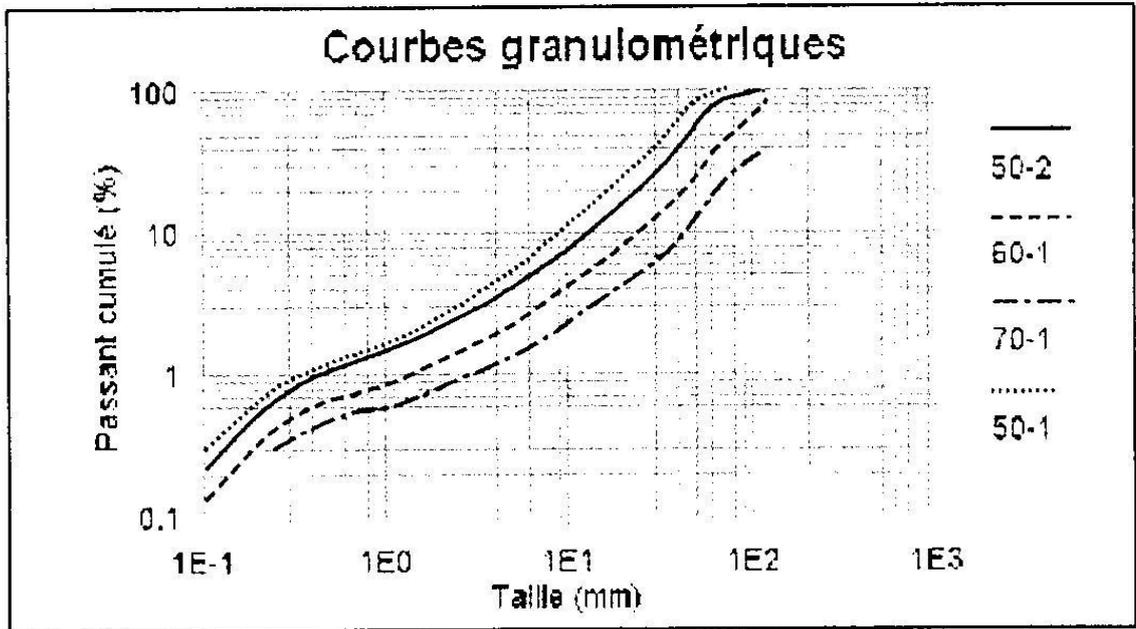


Figure II.12 – Diagrammes GGS

La translation de ces courbes dépend de l'énergie transférée à la roche. Plus l'énergie fournie à la roche est élevée plus la courbe est surélevée, figure II.13 et figure II.14.

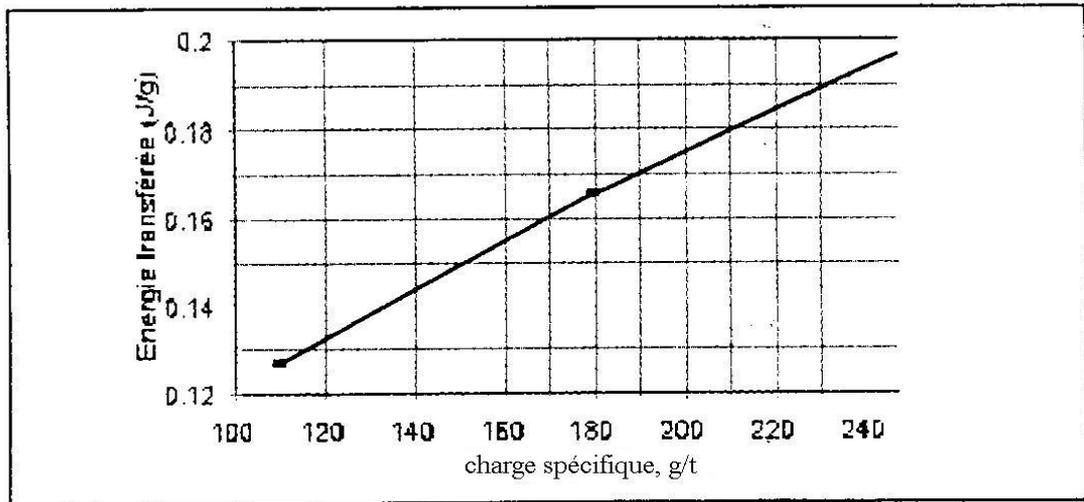


Figure II.13- Energie transférée ( $E'1$ ) calculée en fonction de la charge spécifique

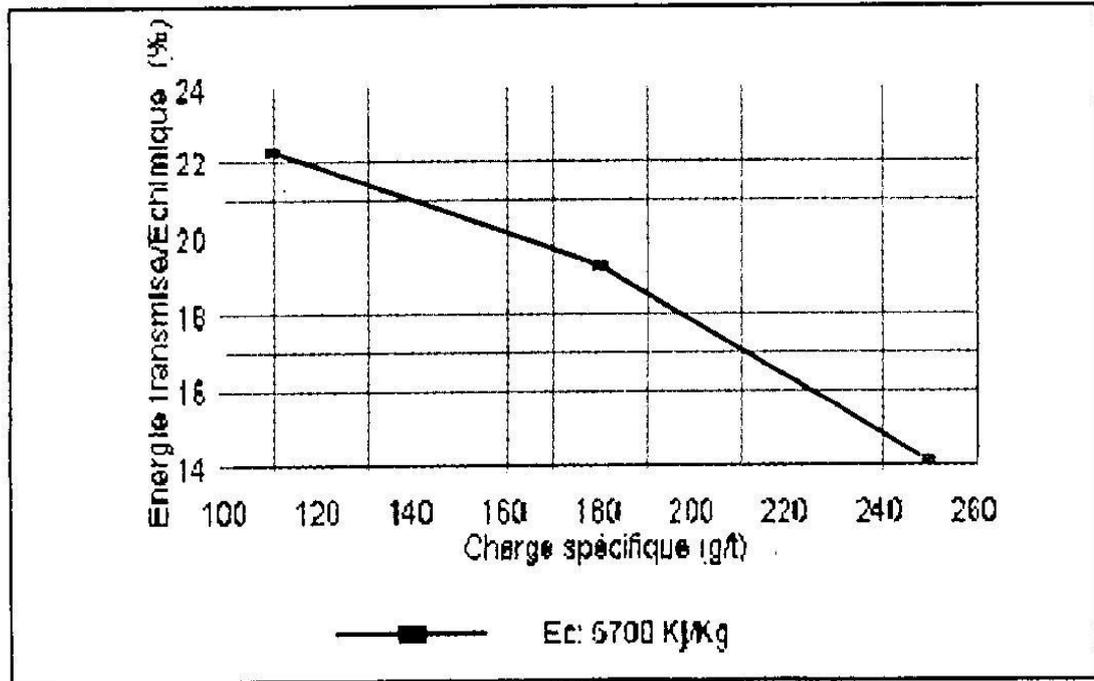


Figure II.14- Taux d'énergie utilisée en fonction de la charge spécifique.

### Conclusion.

L'étude entreprise dans ce chapitre nous a permis de déduire, qu'aujourd'hui la simulation numérique permettait d'apporter des explications sur les mécanismes d'interaction roche explosif (énergie transféré, rupture et fragilisation du massif...) à condition de ne pas perdre de vue que l'élaboration d'une loi de comportement dynamique est nécessaire si l'on souhaite déterminer les effets de l'explosif sur le massif environnant. Donc, cette étude nous a permis d'approcher et de comprendre la théorie de transfère de l'énergie explosive dans le massif rocheux. Certes, du point de vue réalisation, le phénomène est un peut compliquer, mais le progrès scientifique dans la détonique a pu donner des éclaircissements sur des points qui dont le passé été des énigmes pour les chercheurs. Dans le prochain chapitre nous allons essayer de faire une approche théorique sur l'étude de l'explosion d'une charge explosive dans un trou et d'étudier l'état de développement des fissures qui sont les points initiaux du début de la propagation de la fragmentation du massif rocheux.

## Chapitre IV - Modélisation de la direction de propagation des fissures dans un trou de mine

### VI.1-Introduction

A partir des méthodes de fragmentation des roches par minage, il est possible de déterminer les premières directions des fractures de roches. L'affaiblissement délibéré de la zone du contour de trou conduit à une forte concentration dans cette zone d'explosion. Il détermine les directions les plus probables de la propagation des fissures radiales. Par rapport aux méthodes traditionnelles de minage, ces méthodes ne sont pas encore largement employées dans le forage et le minage. Les difficultés techniques et le manque d'une étude approfondie d'un phénomène tel celui de la fracture de la roche peut être déterminé par application d'une impulsion explosive aux parois d'un trou de mine.

Cette recherche présente une analyse comparative des différentes décisions théoriques suggérés du problème de croissance de deux fissures radiales diamétrales lors de l'explosion d'une charge dans un trou de mine, sans autant toucher à l'homogénéité des solides et aux résultats de la modélisation de la direction radiale de propagation de deux fissures arbitrairement dirigées en plexiglas tout en tenant compte de l'influence de la surface libre

La conduite des travaux de recherche a été menée de la manière suivante : Par résultat de la détonation instantanée à l'instant initial d'un trou de mine avec une longueur  $L_0$  et un diamètre  $2R_0$ , rempli de gaz suivant une densité  $\rho_0$  et une pression initiale  $P_0$ . Il est nécessaire de déterminer la loi de propagation et la taille finale de deux fissures radiales dirigées, symétrique à l'axe du trou suivant deux fissures avec  $\delta = \text{longueur } l_0 - r_0$  (Figure IV.1). Il est supposé que le gaz ne pénètre pas dans la fissure, s'écoule seulement par l'orifice du trou, et cela si et seulement si le diamètre reste constant. Les effets des fractures inférieurs sont ignorés. Une relation empirique pour le plexiglas entre la propagation des fissures de vitesse unique "l" et le facteur d'intensité de contrainte au point de fissure a été proposé par Sher N.E. (1974 ;1982).

$$l = V_m [1 - \exp(\alpha (1 - k_I / k_{Ic}))] \quad (\text{IV.1})$$

Cette formule comprend des constantes telles que la vitesse maximale de fissure  $V_m$ , le facteur d'intensité critique de la contrainte  $k_{Ic}$  et le paramètre  $\alpha$ .

En appliquant la formule (IV.1) sur un solide arbitrairement fracturé, il est possible de décrire la dynamique de croissance des fissures radiales qui se développent à partir d'une seule limite de la cavité d'explosion, si l'on connaît bien sur la variation de la magnitude  $k_1$  en fonction de la croissance de la longueur de la fissure  $l$ , suivant la loi donnée de variation de pression  $P(t)$  dans la cavité d'explosion.

Tout d'abord, examinons l'approche quasi-statique du problème. Une telle approximation permet de déterminer de nombreuses particularités qualitatives de la décision du problème donné et qui sera encore plus exacte en termes de précision avec l'approximation dynamique

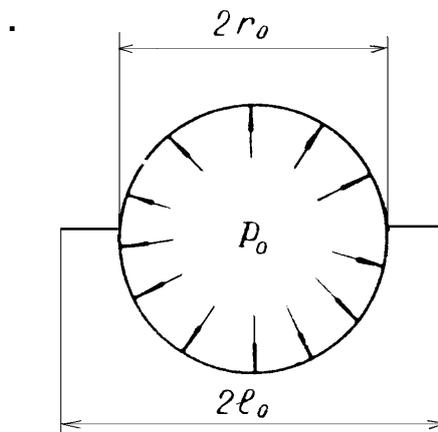


Figure IV.1- Répartition des fissures initiales (encoches) le long du contour de forage

## VI.2- Approximation quasi statique

Il a été suggéré par Sher N.E (1974), de résoudre le problème mécanique de la rupture de l'équilibre des fissures radiales, uniformément réparties autour de la cavité, dans le cas où la longueur de la fissure  $l$  est bien supérieure au rayon de la cavité d'explosion.

$$K_I = \frac{2P(t) \sin \frac{\pi}{n}}{\sqrt{(2\pi/n + \sin 2\pi/n)l}}, \quad (IV.2)$$

Pour les grandeurs de la longueur des fissures  $l$  semblables à  $r_0$ , cette équation peut être complétée avec des dépendances graphique (Figure IV.2) proposé par F. Ouchterlony (1974). Pour fermer le système d'équations (IV.1) et (IV.2) il est nécessaire d'établir une loi de

variation des pressions dans la cavité en fonction du temps. Le trou de mine est supposé être rempli de gaz parfait avec un repère de l'isotrope  $\gamma = 3$ .

En appliquant la théorie de l'unidimensionnelle isentropique de motion de gaz et de l'hypothèse de l'immobilité d'une paroi du trou, on peut formuler la loi de variation de pression  $p(x, t)$  dans la cavité d'explosion sous la forme d'une fonction à deux variables: les temps  $t$  et la coordonnées de la longueur du trou  $x$ .

### Première phase

Une onde de raréfaction du gaz se propage de l'orifice du trou de forage ( $x = 0$ ) avec la vitesse du son  $C_o$  jusqu'au moment de sa réflexion à partir du fond du trou ( $t \leq L_o / C_o$ ).

$$P(t) = \begin{cases} P_o, C_o t \leq L_o \\ P(x, t), 0 \leq x \leq C_o t \end{cases}, \quad (IV.3)$$

Où,

$$P_1(x, t) = P_o (1 + (x / C_o)^3) / 8,$$

$$C_o = (\gamma P_o / P)^{0.5}$$

### Deuxième phase

L'onde de raréfaction réfléchiée est propagée à partir du fond du trou ( $x = L_o$ ) jusqu'à l'orifice du trou de mine ( $L_o / C_o < t \leq 2L_o / C_o$ )

$$P(x, t) = \begin{cases} P_2(t), 2L_o - C_o t < x \leq L_o \\ P_1(x, t), 0 \leq x \leq 2L_o - C_o t \end{cases} \quad (IV.4)$$

Où,

$$P_2(t) = P_o (L_o / C_o t)^3$$

### Troisième étape

Sortie libre des vagues de gaz à partir du trou de mine,

$$P(x, t) = P_o (L_o / C_o t)^3, \quad (IV.5)$$

Il est évident, qu'à partir de la fonction donnée  $P(x, t)$  que le profil de pression sur toute la longueur du trou est instable jusqu'au début de l'écoulement libre du gaz de la cavité (à savoir jusqu'au  $t = 2L_o / C_o$ ). En ce moment, le profil de pression dans le trou de mine se stabilise et son ampleur devient 8 fois plus petite que la pression initiale. Il en résulte de l'équation que lorsque le facteur de l'intensité  $k_1$  est beaucoup plus grand que le facteur d'intensité de la

contrainte critique  $k_{IC}$ , la vitesse de propagation des fissures  $V_m$  est proche du maximum. Ainsi, si on observe la relation ( $K_I \gg C_{IC}$ ) avec l'intervalle de pression ( $P \geq P_o \geq P_o / 8$ ), englobant l'ensemble des phases des ondes de la vitesse de propagation de fissures dans la cavité, a ce stade, la vitesse  $V_m$  est constante et son front est pratiquement parallèle à l'axe du trou. Ainsi, pour faciliter les futurs calculs de la loi uniforme de changement de pression dans la cavité correspondant au fond du trou, la formule suivante peut être utilisée.

$$P(t) = \begin{cases} P_o, & 0 \leq t \leq L_o / C_o \\ P_o ((L_o / C_o t)^3 - t > L_o / C_o, \end{cases} \quad (IV.6)$$

Par conséquent, la liste complétant les paramètres initiaux du problème est la suivante: le facteur d'intensité de la contrainte critique  $C_{IC}$ , la vitesse maximale de la fissure  $V_m$ , la constante  $\alpha$ , le rayon du trou  $r_o$ , la longueur du trou de mine  $L_o$ , la taille des encoches déterminées par leurs rayon  $l_o$ , pression initial  $P_o$ , la vitesse du son  $C_o$  et l'indice de l'anisotropie  $\gamma$ . Selon la théorie de dimensionnement de la solution numérique d'un problème donné, il dépend de six paramètres sans dimension:

$$\bar{K}_{IC} = K_{IC} / P_o (r_o)^{0.5}, \quad \bar{V}_m = V_m / C_o,$$

$$\bar{l}_o = l_o / r_o, \quad \bar{L} = L_o / r_o, \quad \alpha \text{ and } \gamma.$$

Pour permettre la suite de comparaison des résultats des calculs avec les expériences, tous les calculs ont été effectués tout en tenant compte les propriétés et des caractéristiques du plexiglas ( $C_{IC} = 1 \text{ MPa.m}^{1/2}$ ,  $V_m = 650 \text{ m/s}$ ,  $\alpha = 1$ ). A partir de l'exemple de l'approche quasi-statique du problème (équations (IV.1), (IV.2), (IV.3) avec les conditions initiales  $l = l_o$  et  $t = 0$ ), l'influence des paramètres de base sur le processus de l'étude et la taille finale des fissures a été réalisée. Dans ce cas, et aussi dans le cas de deux de fissures ( $n = 2$ ) sont analysés par la formule (IV.2) appliquée à un problème suivant un certain nombre de fissures uniformément répartis sur les parois du trou de mine.

### Dimension des fissures

Les calculs avec différentes valeurs du rayon relative aux encoches  $\bar{l}_o$  variant dans la l'intervalle  $1.05 \leq \bar{l}_o \leq 2$  ont prouvés que la valeur de  $\bar{l}_o$  n'influe pas pratiquement (précisément jusqu'à 3-4%) sur la taille finale des fissures. La valeur de  $\bar{l}_o$  est pertinente dans

le cas d'une possibilité, qu'au "départ" d'une fissure suivant une pression initiale donnée dans le trou de mine.

### Exposant de l'anisotropie

Comme il a été souligné ci-dessus, la dynamique des gaz de l'explosion de l'ensemble des sorties de la cavité a été décrite par les lois du gaz parfait avec l'exposant de l'anisotrope  $\gamma = 3$ . A cet égard, la question de la possibilité d'une approximation dans le comportement des produits de détonation lorsque les valeurs de  $\gamma$  atteignent 1,4 en fonction de la pression est posée. Les calculs pour les deux valeurs de  $\gamma$  égal à 3 et 1,4 ( $\bar{K}_{IC} = 0.0066, \bar{V}_m = 0.22$ ) . Le reste des paramètres du problème dans les calculs comparatifs reste inchangé, et la loi des pressions varie dans la cavité où  $t > L_o / C_o$  pour  $\gamma = 1,4$  avec la formule, Baum F.A., Koutouzov V.V., Ivanov I.Y. (1975), Sher E.N. (1980), Kostrov B.V.(1979).

$$P(t) = (0,27L_o / C_o t - 0,83L_o)^{1,55}, \quad (IV.7)$$

Les résultats des calculs montrent que la valeur de  $\gamma$  dans les problèmes où les caractéristiques temporelles du processus sont plus importantes, n'influe pas pratiquement sur le résultat de la solution numérique. Par conséquent, les décisions avec  $\gamma = 3$  peuvent être appliquées à des cas réels suivant des gaz connus tels que les produits de détonation des explosifs.

### Échelle de l'explosion et de la pression initiale

L'ampleur de l'explosion se caractérise par la taille du trou de mine (rayon  $r_o$ ) qui est inclus dans le paramètre normalisé du facteur d'intensité de la contrainte critique  $\bar{K}_{IC} = K_{IC} / P_o (r_o)^{0,5}$ . Par conséquent, contrairement aux problèmes de "zone" fracture, le résultat n'est pas similaire à celui de  $r_o$ .

**Pression initiale.** Pour définir l'influence du paramètre  $P_o$  sur les calculs numériques, il est nécessaire d'avoir une relation entre  $P_o$  et un autre paramètre important du problème - la vitesse du son  $C_o$ . Un cas concret est celui de la charge explosive avec un jeu d'air annulaire. En termes de dynamique des gaz, avec un gaz parfait, et  $\gamma = 3$ , on peut obtenir l'équation,

$$C_o = C_i \sqrt[3]{P_o / P_i}, \quad (IV.8)$$

Cette équation relie les paramètres initiaux du gaz de remplissage de la cavité du trou après la détonation de la charge d'explosive  $P_o$  et  $C_o$  avec les paramètres du produit non expansées de la détonation  $P_i$  et  $C_i$  et qui sont égaux si il n'ya pas de dégagement d'air annulaire. Les

résultats montrent que la réduction de la quantité de la charge métrique influent sur la taille finale des fissures seulement si la pression initiale du gaz est très faible, proche du minimum, ce qui provoque le commencement du développement des fissures du contour du trou de mine. Quant à la dépendance (IV.8), il convient de noter qu'elle reflète exactement le lien entre la pression initiale du gaz et la vitesse du son par rapport à l'anisotropie réels des produits de détonation, et par conséquent les résultats des calculs peuvent être considérés comme un reflet des tendances actuelles.

En conclusion, à partir de l'analyse des résultats de la solution quasi-statique du problème posé, il est nécessaire de noter ce qui suit. Le calcul comparatif de la spécification de la valeur de  $K_I$  pour les faibles valeurs à l'aide des graphiques de dépendance (Figures IV.2) n'est possible que dans le cas où les valeurs initiales du facteur d'intensité de contrainte  $K_I$  ne sont pas supérieures à 3 fois sa valeur et supérieure à la critique  $K_{IC}$ . Ce phénomène peut s'expliquer par l'analyse de la formule (IV.2), à partir de laquelle il est clair que si  $K_I > 3K_{IC}$ , alors la vitesse de propagation des fissures est proche du maximum et ne dépend pas de la valeur précise de  $K_I$ .

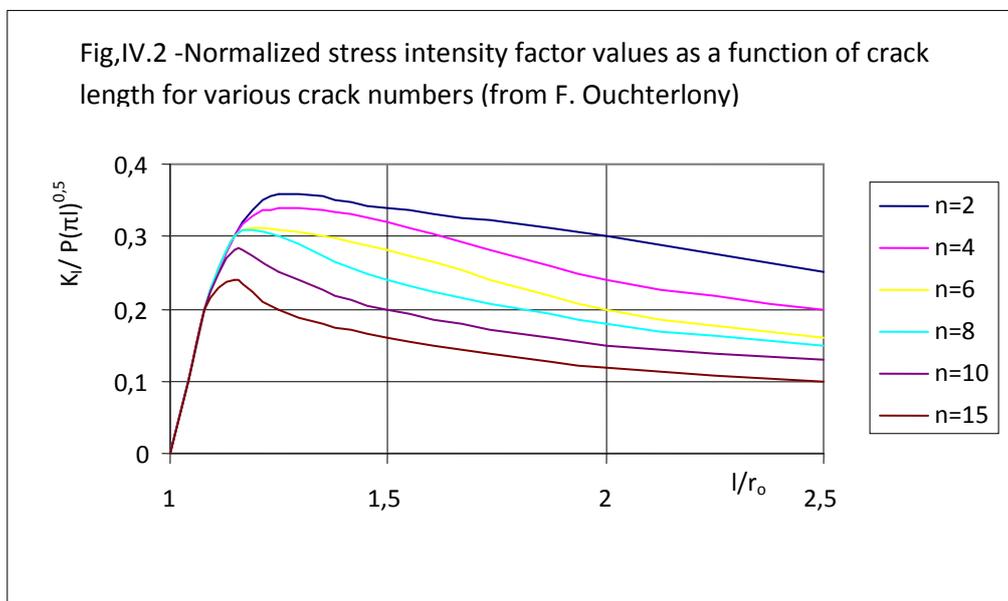


Figure IV.2: valeurs normalisées des intensités des contraintes en fonction des facteurs de longueur des fissures suivant la variation du nombre des fissures (de F. Ouchterlony)

### VI.3 - Approche dynamique

Pour l'approximation dynamique du problème relatif à «l'approximation de la fissure semi-infinie» les auteurs Sher E.N. (1980), Kostrov B.V.(1979), Sarajkin V.A. (1979), Isakov A.L.,

Kouk M.A, Pavlotenkov B.M. (1980), Chiem C.Y., Sieffert J.G et Hwajja B.H. (2006) ont suggérés d'utiliser des vitesses élevées de la propagation des fissures (pas moins de 0,4 de la vitesse des ondes de Rayleigh  $C_R$ ). Selon cette approximation, au lieu d'un problème avec une seule fissure, une longueur variable et sollicitées par des forces concentrées dans le centre, d'où il est possible de considérer que le problème de la fissure semi-infinie est chargée par les mêmes forces appliquées au point qui coïncide avec la fissure du point de l'instant initial. Par leurs travaux scientifiques les chercheurs Tshibangu K. (2005), Vervoort A., and Tshibangu K. (2001), Tshibangu K., Vanoverbeke V., Chantry R., Legrain H., Tshibangu K. (2006) ont proposés une approche efficace du problème de la fissure semi-infinie arbitrairement chargée le long du contour du trou et se propagent à la vitesse inférieure à celle des ondes de Rayleigh. L'application de cette solution au problème considéré, a permis d'obtenir l'expression du facteur d'intensité de contrainte dynamique qui dépend non seulement de la longueur de la fissure  $l$ , mais aussi de sa vitesse  $\dot{l}$ .

$$K_I = \frac{1 - l/C_R}{\sqrt{1 - \dot{l}/a_*}} K(l, t), \quad (IV.9)$$

Où,

$$K(t) = \sqrt{2/\pi} \left[ P(t - l/a_*)/l^{0.5} - 2\sqrt{1/C_R - 1/a_*} \int_0^{\sqrt{U_*/C_R} - t} P(Z^2 + t - l/C_R) dz \right]$$

$$U_t = C_o t + l(l - C_R / a_*)$$

$a_* = 1,1 V_S$  - vitesse effective du modèle approché,  $V_S$  - la vitesse des ondes transversales, et la fonction  $P(t)$  est en conformité avec (IV.3).

L'équation finale pour résoudre le problème dynamique de la propagation de la fissure unique sous l'influence des forces concentrées obtenu par la substitution de (IV.9) dans (IV.1) se présente comme suit.

$$\frac{\sqrt{1 - l/a_*}}{1 - C_R} \left[ 1 - \frac{1}{\alpha} \ln(1 - \dot{l}/V_m) \right] = \frac{K(l, t)}{K_{IC}} \quad (IV.10)$$

La solution numérique (IV.10) a été obtenue sur la base de la condition initiale  $l = r_o$  avec  $t = r_o/V_m$

Toutefois, les valeurs absolues de la taille maximale des fissures sont environ deux fois plus grandes. Cette discordance peut être expliquée par l'effet de retard de l'arrivée du signal du centre d'application de la charge au point de la fissuration en mouvement. Un tel retard conduit à l'augmentation du temps

de la charge effective du point de la fissuration d'environ  $(1 - \dot{l}/C_R)^{-1}$  fois. Avec l'intensivité de chargement de la vitesse de propagation des fissures suivant des valeurs maximum ( $\dot{l} \approx V_m$ ) la valeur de la vitesse de fissure maximale  $V_m$  du plexiglas est d'environ la moitié de la vitesse des ondes de Rayleigh  $C_R$ , et le résultat est précisément deux fois plus.

#### VI.4 - Solution quasi-statique avec "report"

En substituant l'argument dans la fonction de pression pour  $(t - l/C_R)$  dans l'équation (IV.2) avec un pré-réglage de la valeur du facteur d'intensité de contrainte à un certain moment du temps. Dans ce cas, un paramètre supplémentaire  $\bar{C}_R = C_R/C_o$  sera ajouté et un certain nombre de valeurs sans dimension déterminent la solution numérique du nouveau problème et sera comme suit :  $\bar{K}_{IC}$ ,  $\bar{V}_m$ ,  $\bar{C}_R$ ,  $\bar{L}_o$ ,  $\bar{l}_o$ ,  $\alpha$  et  $\gamma$ .

Les résultats des calculs sont présentés par les figures IV.3, IV.4 et IV.5.

Si les résultats, de la comparaison de la solution dynamique avec celle de la solution quasi statique avec "retardement", prouvent leur coïncidence dans le cas de grandes vitesses de propagation des fissures, alors a des vitesses de propagation faible si la pression initiale, par exemple égal à 100 MPa , la discordance des solutions sous comparaison devient remarquable et la solution quasi-statique avec "report" se révèle être plus proche de la quasi-statique que celle la dynamique .

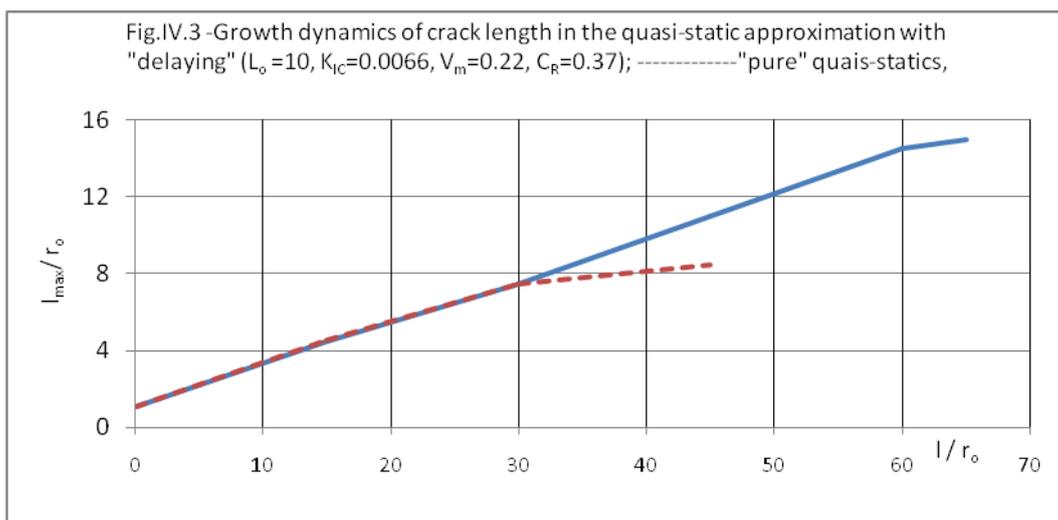


Figure IV.3 - Croissance dynamique de la longueur de la fissure dans l'approximation quasi-statique avec "report"

$L_o= 10$ ;  $K_{IC}=0,0066$ ;  $V_m=0,22$ ;  $C_R= 0,37$ ; ..... "pure" quasi-statics.

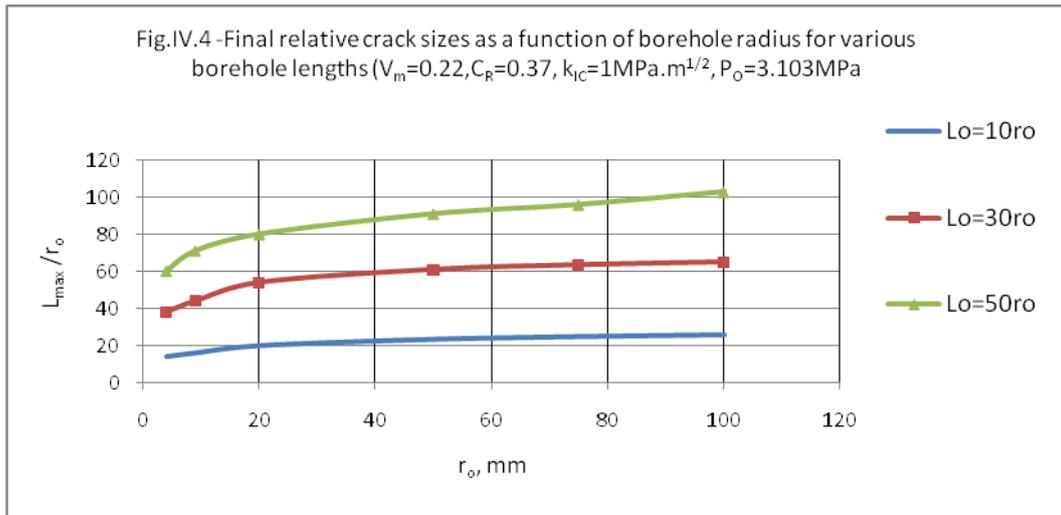


Figure IV.4 - Les tailles finales relative des fissures en fonction du rayon du forage pour les différentes longueurs de forage

$$V_m = 0,22; CR = 0,37; K_{IC} = 1\text{MPa}\cdot\text{a}\cdot\text{m}^{1/2}; P_o = 3,103\text{ MPa}.$$

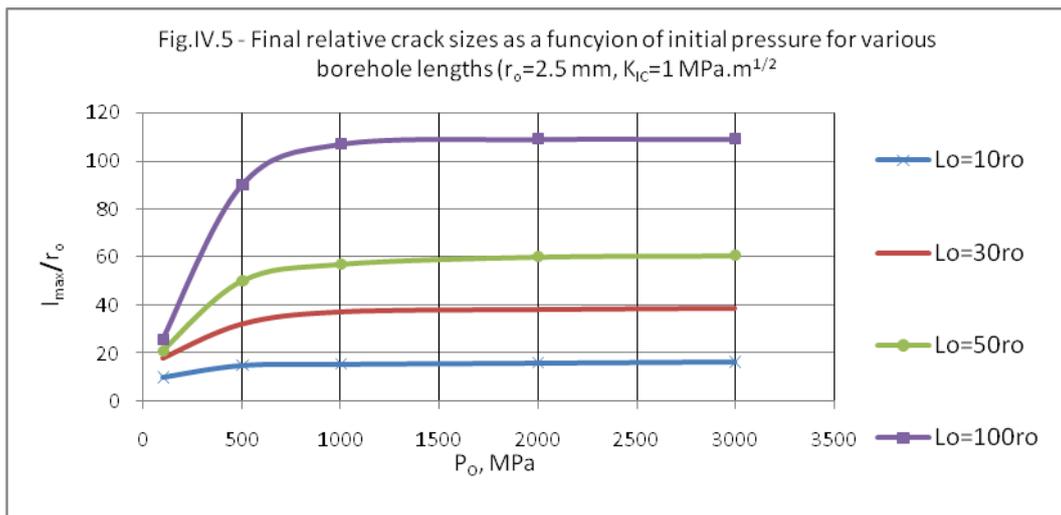


Figure IV.5: Les tailles finales relatives des fissures en fonction de la pression initiale pour diverses longueurs de forage ( $r_o = 2,5\text{ mm}; K_{IC} = 1\text{MPa}\cdot\text{m}^{1/2}$ ).

La figure IV.6 montre la dynamique de croissance de l'une des fissures après des explosions trois fois répétée dans le trou avec la longueur  $L_o = 50 r_o$  et une pression initiale  $P_o = 3000\text{MPa}$ . Chaque explosion successive a été effectuée après l'arrêt complet des fissures et l'écoulement des gaz de l'explosion précédente dans le trou de mine. Les lignes horizontales des parcelles affichent les temps du signal du point de la fissure au centre de l'application de la charge. Suite aux explosions répétées des tailles de fissures radiales dirigées trois fois plus grandes ont été réalisées.

Toutefois, une telle augmentation de la longueur de la fissure n'est pas possible avec toute la force de charge par mètre. Les calculs pour le cas identique à la pression initiale  $P_o = 100$  MPa (figure IV.7) montrent que l'efficacité des explosions répétées peut être minime si les charges appliquées sur les parois suivant des cavités assez petites.

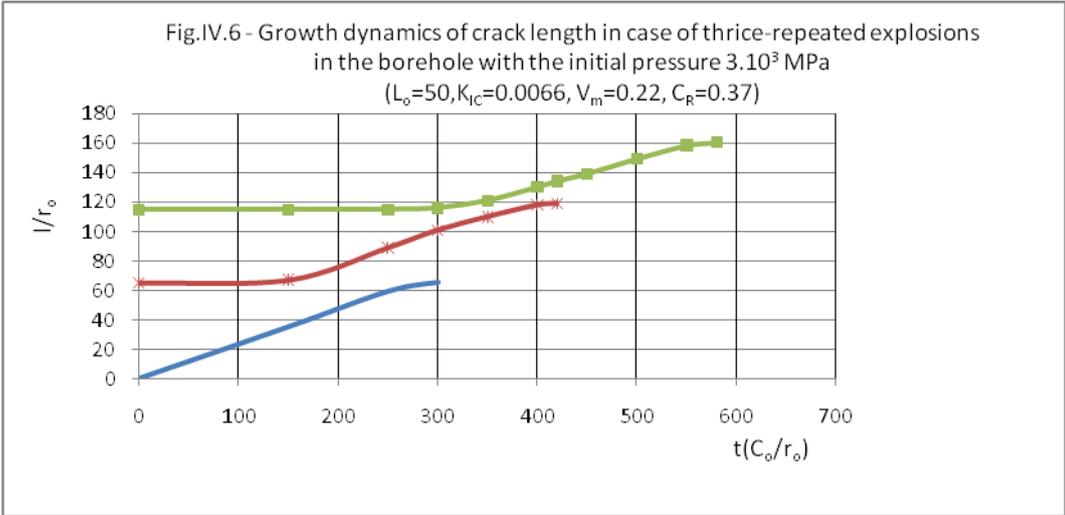


Figure IV.6: Croissance dynamique de la longueur de la fissure dans le cas d'explosions trois fois répétée dans le trou avec la pression initiale  $3,10^3$  MPa ( $L_o=50$ ;  $K_{IC}=0,0066$ ;  $V_m=0,22$ ;  $C_R=0,37$ ).

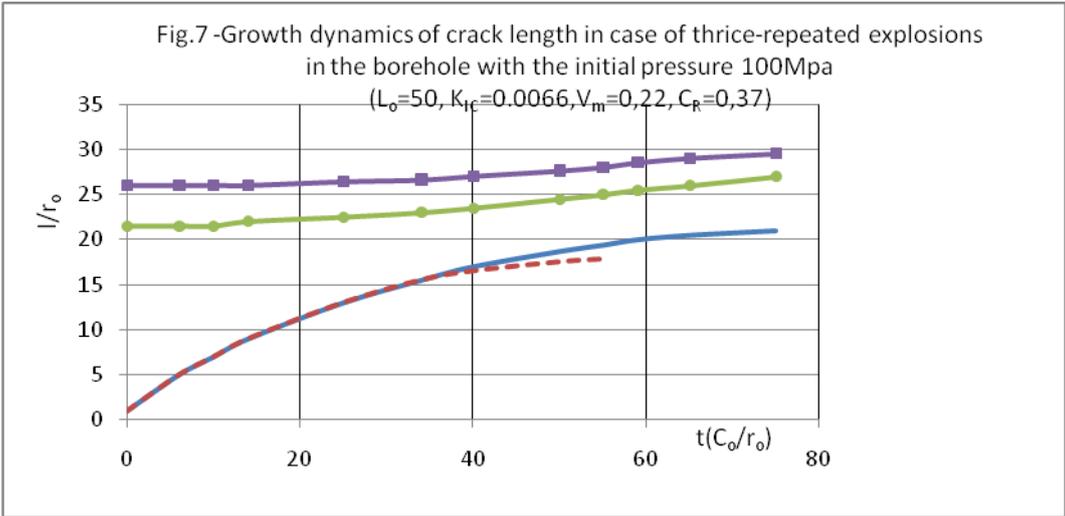


Figure IV.7- Croissance dynamique de la longueur de la fissure dans le cas d'explosions trois fois répétées dans le trou avec les pressions de 100 MPa

( $L_o = 50$ ;  $C_{IC} = 0,0066$ ;  $V_m = 0,22$ ;  $C_R = 0,37$ ).

## VI.5 - Description et résultats de la modélisation

Cette partie du travail décrit les résultats de la modélisation statique sur du plexiglas tout en montrant l'interconnexion entre la géométrie du modèle et la valeur de la charge de rupture conduisant à la propagation des fissures dirigées à partir du contour du trou jusqu'à la surface libre.

Des expériences ont été effectuées sur du plexiglas de la manière suivante. Un trou imitant une cavité de charge est foré à la distance  $h$  de la surface libre (voir figure IV.8). Au contour du trou deux encoches sont faites ressemblant à peu près à de petites fissures avec des côtés liés. Le trou est réalisé suivant une certaine pression et son développement est effectué jusqu'à ce qu'à l'ouverture de la fissure, c'est à dire les deux fissures principales développées à partir des encoches arrivent à la surface libre (figure IV.9). La valeur de la pression de d'arrêt  $P$ , est alors mesurée.

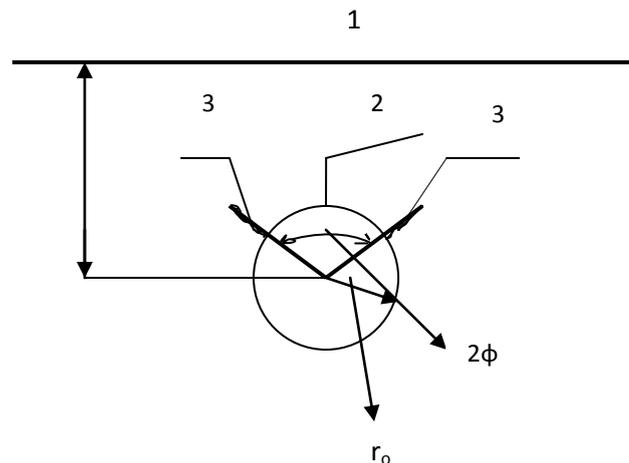


Figure IV.8- Disposition d'un trou avec des encoches de la plaque (1 - surface libre, 2 - contour du trou, 3 - encoches).

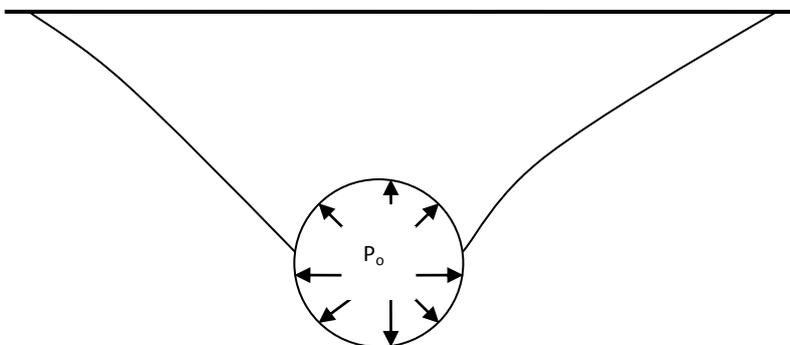


Figure IV.9 - modèle de rupture de la plaque en plexiglas de la modélisation

L'étude de l'influence de différents facteurs sur la pression de rupture, qui est similaire à la force de la charge métrique de l'explosif, et la modélisation est d'un intérêt primordial dans de telles expériences. Si les longueurs des encoches sont égales à la pression de rupture, alors elles sont principalement influencées par la profondeur du trou et l'angle entre les encoches.

La figure 10 montre la parcelle expérimentale de la valeur de la pression de rupture  $P$  en fonction de  $\varphi$  ((demi angle entre les encoches), qui a été créée pour le cas où la distance entre le trou et la surface libre  $h$  est égale à 1,5 du rayon du trou  $r_0$ . Ainsi, il est clair que la valeur de la pression minimale  $P = P^*$  pour la profondeur donnée du trou, lorsque la fracture de l'échantillon  $\varphi = 45^\circ$ . Ce phénomène peut être interprété de la manière suivante. Observons une explosion réelle d'une charge sur une certaine profondeur en prolongement. Si la profondeur de la charge n'est pas au maximum (dans notre cas, cela signifie que la pression de fracturation  $P = P_1 > P^*$  (voir figure IV.10)) donc c'est un faisceau de fissures principales qui débouchent à la surface libre. Plus la force de l'explosion est grande et plus petite la profondeur de la charge explosive, alors le faisceau est plus large, si les orientations initiales  $\varphi_1 \leq \varphi \leq \varphi_2$  ( $P(\varphi_1) = (P(\varphi_2) = P_1)$ ) des fissures qui peuvent se développer dans les fissures principales débouchent à la surface libre. Il représente l'existence du pilier ininterrompue entre la surface libre et le trou encadré de deux côtés par un faisceau de fissures radiales.

Les résultats obtenus, suivant la modélisation des profondeurs  $h$ , ont montré que l'augmentation du rapport  $h / r_0$  provoque l'affaiblissement de la pente de l'intrigue  $P = P_0$ . Les parcelles comme le montre la figure IV.10 permettent d'optimiser la valeur de la profondeur de la charge et les angles entre les fissures dirigées avec la force de la charge prédéfinie par mètre dans le but d'obtenir le maximum possible de volume de roche fragmenté.

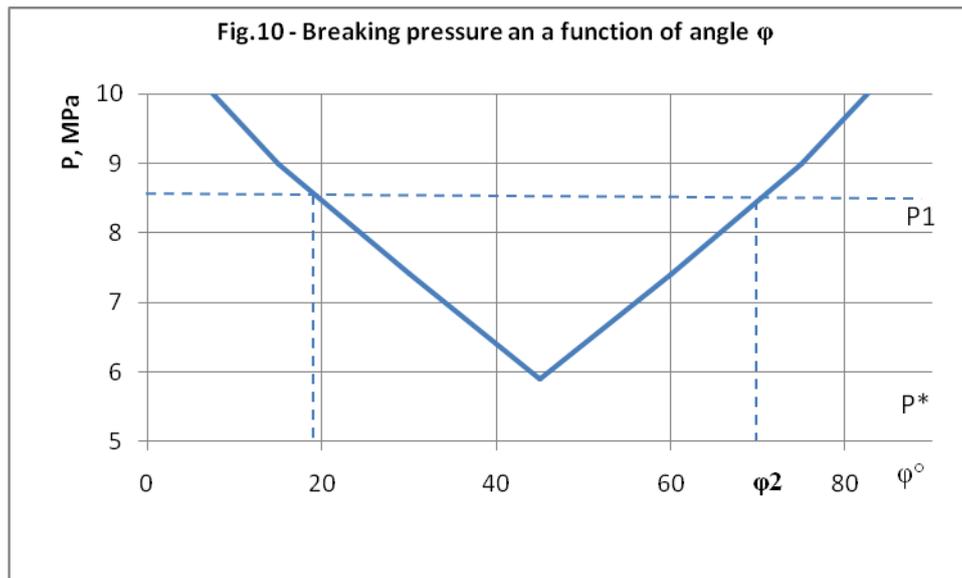


Figure IV.10: Rupture de pression "P" en fonction de l'angle "φ".

## Conclusion

1. L'analyse comparative de l'approximation du problème dynamique de croissance et de développement des fissures réalisé dans un trou avec une charge explosive a permis de tirer une conclusion sur l'applicabilité de l'approximation quasi-statique avec "report" et la description du processus de l'étude suivant la vitesse de propagation des fissures radiales.
2. L'étude du problème a permis de préciser ce qui suit:
  - la longueur des fissures initiales (encoches) n'influe pratiquement pas sur la dynamique du processus et le développement de la taille finale des fissures radiales.
  - la valeur de l'indice d'isotropie des produits de détonation  $\gamma$  utilisée dans les calculs n'a pas une grande influence sur le produit final;
  - la croissance et l'augmentation de la force de l'explosion, contrairement aux problèmes de "zone" de fracture, conduit à une augmentation sensible de la taille des fissures dirigées;
  - la valeur du facteur d'intensité de contrainte critique produit un peu d'influence sur le résultat final du processus, par conséquent, la précision des valeurs de pré réglage des  $C_{IC}$  dans le problème donné ne doit pas nécessairement être élevé;
  - la réduction de la pression initiale du trou à plusieurs centaines de MPa par l'apurement de l'air annulaire à proximité de la charge explosive, ne réduit pratiquement pas la taille finale des fissures qui se sont développées, ce qui prouve l'inutilité de l'augmentation de la charge métrique des fractures rocheuses.

**3.** L'utilisation des explosions répétées successivement mené dans un seul et même trou de mine, est possible suivant des paramètres prédéfinis du problème susceptible de recevoir une augmentation de la taille des multiples fissures radiales dirigées.

**4.** La méthode proposée de modélisation d'explosion des roches par le chargement statique au voisinage de la surface libre, permet de combiner la simplicité et la visualité des méthodes traditionnelles de modélisation statique avec le contrôle de la fracture du matériau modélisé. Elle permet d'établir l'interconnexion entre les paramètres de forage et d'explosion seulement sur le modèle.

## **Chapitre III – Approche théorique du travail de l'explosif dans le massif rocheux**

### **III.1 Introduction**

Le fonctionnement d'un produit explosif est une réaction chimique déclenchée par une « mise à feu », tributaire des conditions dans laquelle elle se produit. Une part importante du travail de mise en œuvre consiste à adapter les produits (et leurs limites de fonctionnement) aux prévisions des conditions de l'utilisation : choix de l'amorçage, détermination d'une quantité suffisante d'énergie explosive, définition de la nature et de l'état des matériaux. Que ce soit en démolition ou en déroctage, la réussite d'un tir (efficacité et sécurité) est liée aux interactions du couple « produits explosifs-matériaux ».

Le terme « produits explosifs » recouvre l'ensemble des produits et des dispositifs d'amorçage. Un explosif est une substance ou un mélange de substances qui se décompose en entraînant la libération brutale d'une grande quantité d'énergie pendant un temps très court. Le mode de décomposition est fonction de la nature du produit, mais aussi de la nature et de la puissance de l'amorçage de la réaction.

### **III.2 Rôles de l'onde de choc et de la pression des gaz dans le processus de fragmentation**

Le processus de fragmentation à l'explosif a été étudié depuis longtemps, et en particulier les travaux de Kutter et Fairhurst (1971) donnent une vue synthétique des rôles respectifs de l'onde de choc et de l'action des gaz. La détonation est en effet un phénomène évolutif dans le temps, mais le temps correspondant à l'application de l'onde de choc est très court par rapport à celui correspondant à l'action des gaz. Si ces deux phénomènes de natures différentes (respectivement dynamique et statique) ne sont pas totalement indépendants, ils peuvent cependant être étudiés séparément, et on distingue deux phases successives.

#### **\* Phase dynamique**

L'onde de choc associée à la détonation génère tout d'abord un pic de pression qui provoque dans la roche une onde de compression qui se propage radialement à la vitesse des ondes sismiques. Elle engendre des contraintes radiales  $\sigma_R$  et tangentielles  $\sigma_T$  dont l'évolution est caractérisé, figure III.1.

- 1) Dans le temps, par un passage successif d'un état de compression à un état de traction, mais ce sont les contraintes tangentielles qui présentent les valeurs de traction maximales, Panet et Weber, (1971).

- 2) Dans l'espace, par une atténuation rapide due à la divergence géométrique cylindrique représenté en fonction de la distance « r » par une loi du type  $1/r^\alpha$  (avec  $\alpha = 1$  au voisinage du trou, puis  $\alpha = 0,5$  à l'infini).

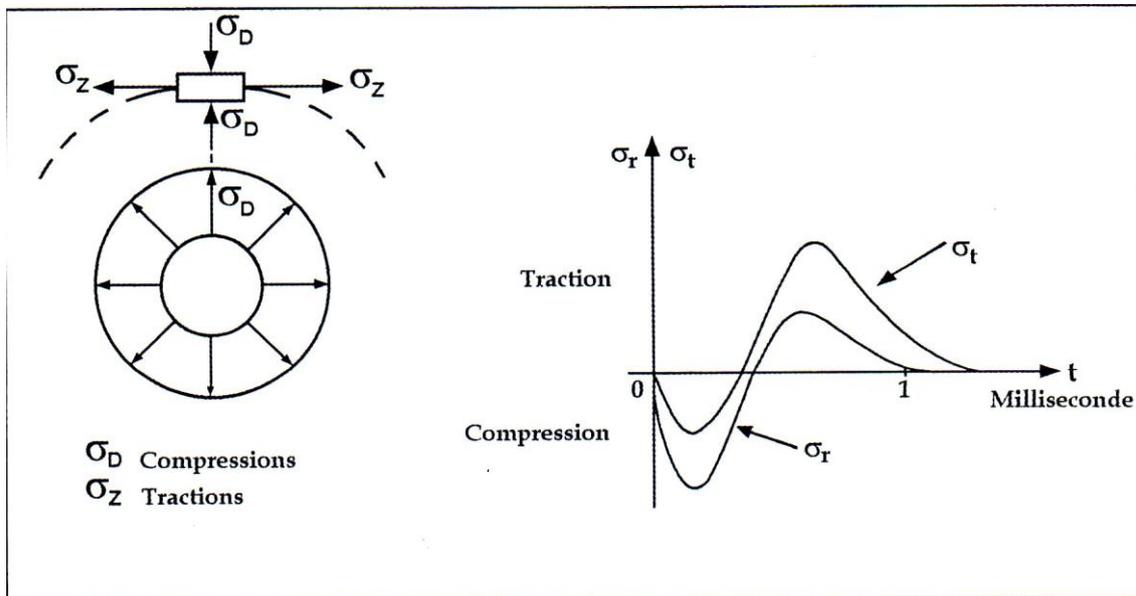


Figure III.1 – Evolution des contraintes radiales et tangentielles dans le temps et dans l'espace autour d'un trou de mine.

Juste autour de la charge, les niveaux des contraintes sont extrêmement élevés, et la roche, dont les résistances à la compression et à la traction sont largement dépassées, est broyée voir pulvérisée, figure III.2. Ensuite, on distingue successivement une zone broyée par dépassement de la résistance en compression de la roche, puis une zone de fracturation radiale due aux contraintes tangentielles en traction, ceci sur une distance importante tant que les contraintes dépassent la résistance à la traction dynamique de la roche. Au-delà, dans la zone dite élastique, il n'y a pas création de nouvelles fractures mais extension des fractures déjà existantes. Des phénomènes éventuels de réflexion de l'onde de compression en onde de traction sur des surfaces libres peuvent également contribuer à augmenter la fracturation de la roche.

#### \* Phase quasi-statique

Après le passage de l'onde de choc, les gaz résultant de la combustion exercent une pression intense sur les parois de la cavité initiale, mais aussi dans les fractures radiales créées autour du trou lors de la phase dynamique. Elle provoque l'expansion de la cavité, l'extension de la zone non linéaire, l'extension des fractures radiales par ouverture en traction, et éventuellement la mise en mouvement de la masse fragmentée, figure III.2. La transmission au massif rocheux de l'énergie libérée par l'explosif va cependant fortement dépendre du

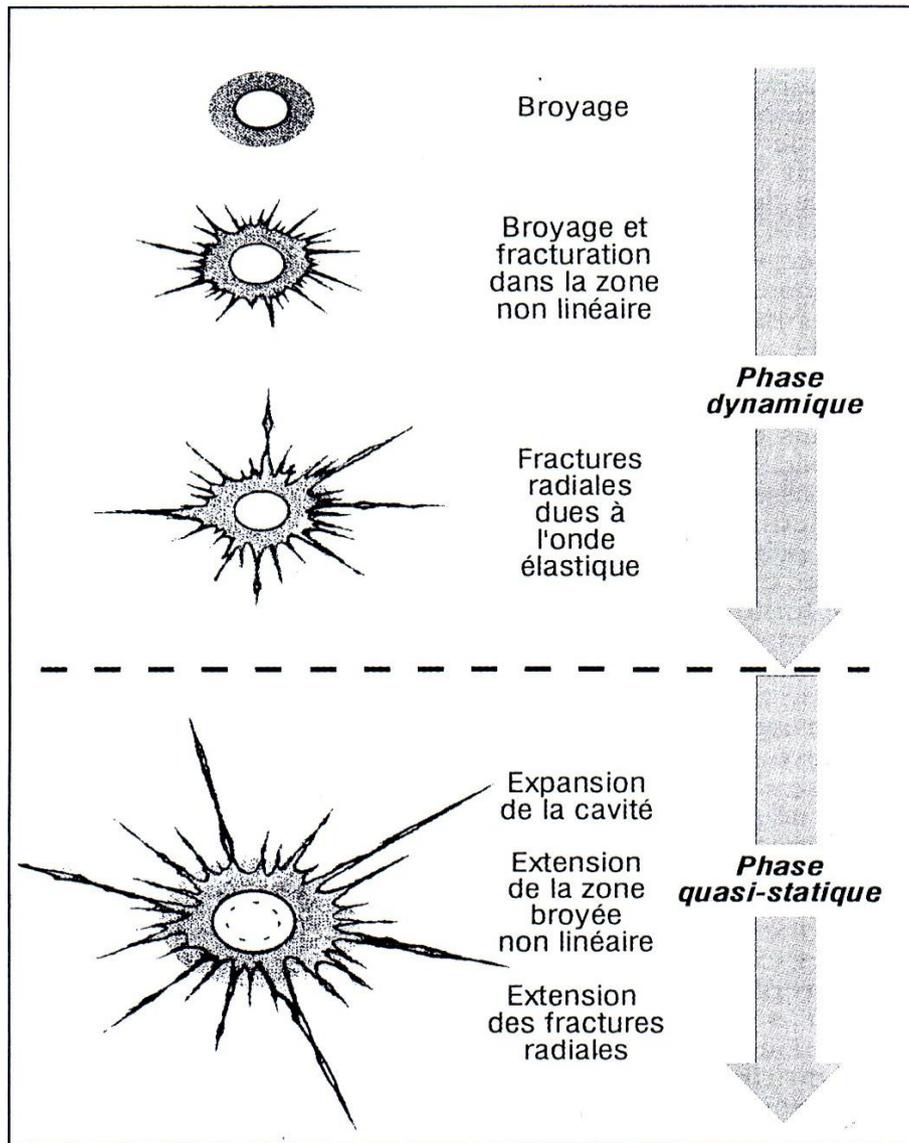


Figure III.2 – Phases successives de la détonation

découplage, c'est-à-dire du rapport entre le diamètre du trou et celui de l'explosif, mais aussi de la nature du matériau de bourrage éventuel. La présence d'air entre l'explosif et la paroi du trou agit comme un milieu tampon qui écrête l'onde de choc ; les résultats expérimentaux montrent en effet que le découplage fait disparaître le pic de pression et que le niveau des contraintes autour du trou est en forme de plateau, même si le vide annulaire entre l'explosif et la paroi du trou est rempli par du matériau à condition qu'il soit de nature très différente de la roche ,Ito et Sassa, (1966), figure III.3. Selon l'importance du découplage ou la nature du remplissage, le développement de la zone broyée et de fissures au voisinage de la paroi du trou peut donc être fortement limité voire totalement annulé. Dans leurs investigations, Thiarp, (1996) et Blanchier, (1994) ont réalisés des valeurs minimales de découplage issues de l'expérience dans des carrières.

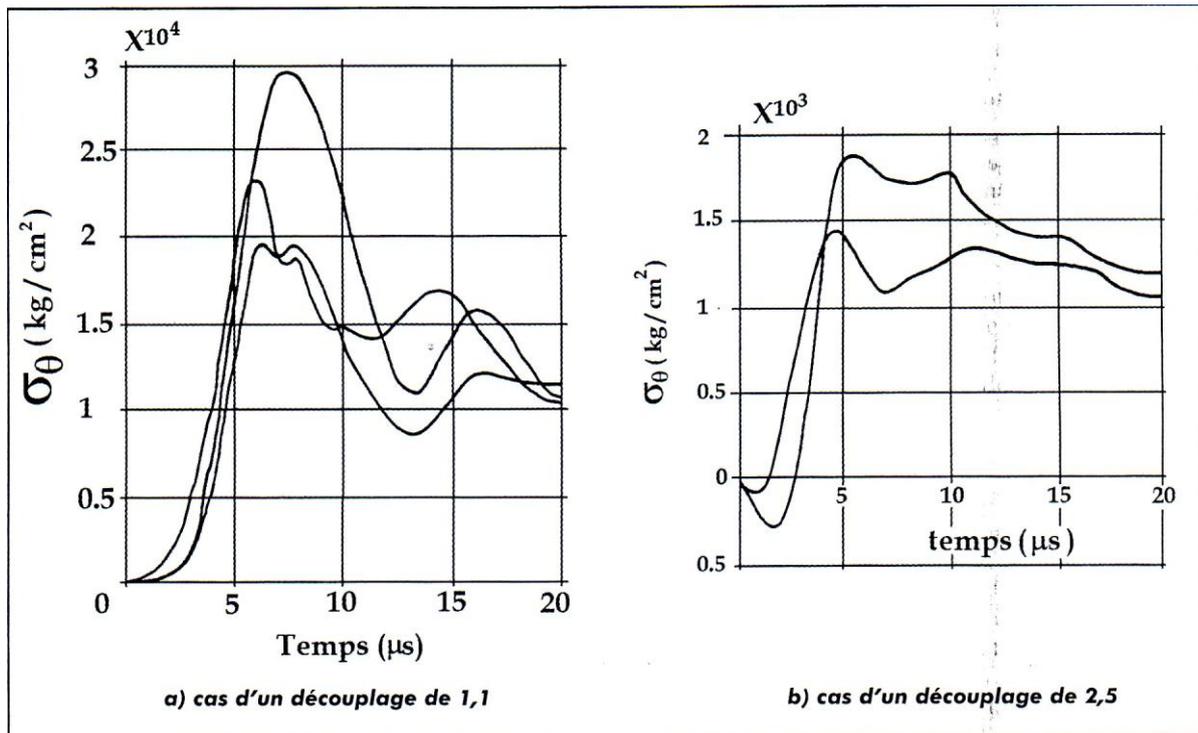


Figure III.3 – Influence du découplage sur la variation de la contrainte tangentielle apparaissant à la paroi du trou

On s'inspirant des considérations citées plus haut, la théorie donnant le rôle prédominant à l'action dynamique, et celle privilégiant l'action quasi-statique peuvent faire l'objet d'étude et d'explication du mécanisme de découplage.

### III.3 Approche dynamique.

#### III.3.1 Aspect théorique

C'est l'approche la plus ancienne résultant en particulier des travaux de Estève (1998), Weber et al (1971), qui montrent que, d'un point de vue théorique, le découplage trouve son origine dans l'interaction des ondes de contraintes tangentielles en traction développées par deux trous de mine voisins détonant simultanément, figure III.4.

Soient  $\sigma_{\theta 1}$  et  $\sigma_{\theta 2}$  les ondes de contraintes tangentielles générées respectivement par la détonation des trous 1 et 2. Une fissuration apparaît d'abord sur un rayon  $r_f$  autour de chaque trou tant que la contrainte tangentielle est supérieure à la résistance en traction dynamique de la roche  $\sigma_t$ . Sachant que la contrainte tangentielle décroît au voisinage du trou en  $1/r$ , au-delà de la zone fissurée, J.A. Fleurisson, (2002), on a :

$$\sigma_\theta = \sigma_t \frac{r_f}{r}, \quad (\text{III.I})$$

La détonation étant simultanée, seul le point I, centre de la ligne joignant les deux trous est atteint au même moment par les ondes de contraintes qui peuvent ainsi se cumuler. Si, en ce

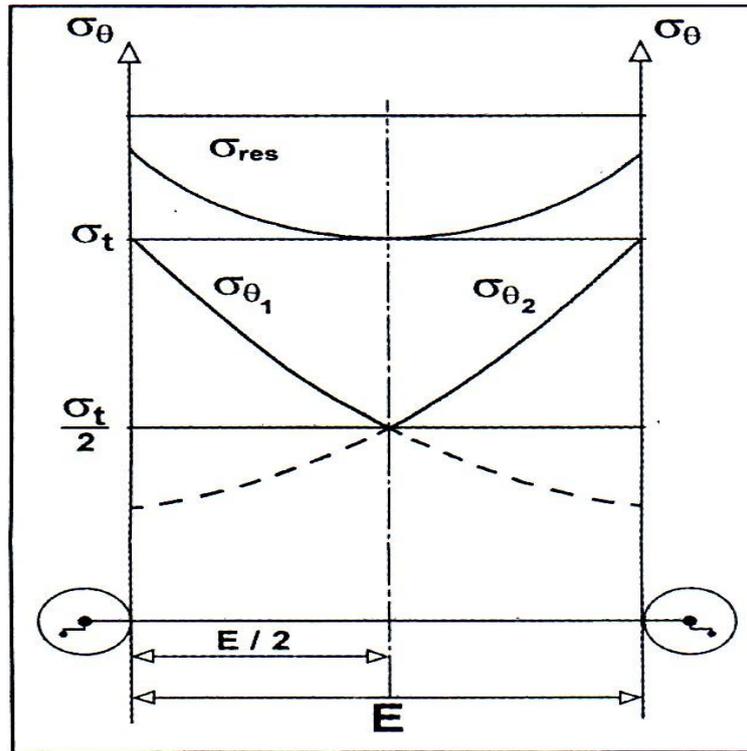


Figure III.4 –Allure des contraintes tangentielles maximales  $\sigma_{\theta 1}$  et  $\sigma_{\theta 2}$  et de la contrainte tangentielle résultante  $\sigma_{res}$  engendrée par deux fronts d’ondes issus de deux charges explosant simultanément.

point, la contrainte résultante, qui vaut le double de la contrainte tangentielle induite par chaque trou, est supérieur à la résistance à la traction dynamique de la roche, une fissuration va s’amorcer et pouvoir se propager en direction de chaque trou par combinaison des contraintes. L’action des gaz intervient ultérieurement pour achever et ouvrir la fissure de découplage ainsi créée, J.A. Fleurisson, (2002). La condition de contrainte au point I est

$$\text{vérifiée si :} \quad \sigma_{\theta}(I) = 2\sigma_t \left( \frac{r_f}{E/2} \right) = \sigma_t, \quad (\text{III.2})$$

Avec E, l’espace entre les deux trous qui doit donc valoir :  $E=4r_f$

### III.3.2 Constat des aspects pratiques issus de l’approche dynamique

Les aspect théoriques de l’approche dynamique ont longtemps conduit à mettre en œuvre les pratiques de tir suivantes pour réaliser le découpage : Utilisation d’un explosif brisant générateur d’une onde de contrainte puissante tel que du cordeau détonant de 70g/m, amorçage simultané des trous de la ligne de découpe, espacement entre les trous de l’ordre de 10 fois le diamètre du trou. Les travaux de Rebeyrotte, (1988) soulignent cependant un certain nombre critiques concernant ces dispositions pratiques par rapport à la théorie dynamique.

### III.3.2.1- Utilisation d'un explosif brisant

Selon Weber et al., (1971), un explosif brisant libère à la paroi du trou une quantité importante d'énergie sous la forme d'une pression qui va s'appliquer sur la paroi du trou pendant un temps plus ou moins long selon la brisance de l'explosif, figure III.5. Cette pression est à l'origine de l'onde de contrainte (contrainte radiale en compression, et contrainte tangentielle en traction) qui va se propager à l'intérieur du massif. L'énergie libérée peut donc être dépensée pour la fracturation de la roche et pour le rayonnement vibratoire. D'après J.A. Fleurisson, (2002), quelque soit l'explosif utilisé, l'énergie libérée va dépendre de la quantité d'explosif utilisée. Celle-ci doit être suffisante pour dégager l'énergie nécessaire et suffisante à la création de fractures, qui dépend des propriétés mécaniques du matériau, mais pas trop importante, car, comme nous le savons, au-delà d'un certain seuil, il ne se produit pas de fracture supplémentaires, mais un certain broyage et destruction de la roche. Plus l'explosif est brisant, plus le temps d'application de la pression est court. Dans leur travail, Weber et al. (1971) ont montré que, pour une même valeur de pic de pression  $P_0$ , plus le temps d'application de la pression est court, plus la contrainte tangentielle maximale appliquée à la paroi du trou est faible. Avec un explosif très brisant, on profite donc moins bien du potentiel de pression initiale. Si l'énergie est suffisante pour fracturer la roche, il y aura toujours une zone de fissuration radiale sur un rayon «  $r_f$  » autour de chaque trou tant que la contrainte tangentielle est supérieure à la résistance en traction dynamique de la roche. Kuter et al. (1971) a démontré dans ces travaux, qu'une fissuration en formation continue à se prolonger lorsque la contrainte tangentielle chute sous la résistance à la traction. Il y a donc fissuration dans toutes les directions autour du trou de mine. Cette fissuration serait égale dans toutes les directions si le matériau était isotrope, ce qui est rarement le cas. En réalité, la roche présente souvent une anisotropie mécanique et il est fréquent que des discontinuités recoupent le trou de mine. Les effets sur le milieu environnant peuvent être beaucoup plus importants dans ce cas. L'effet des fronts d'ondes seul ne semble pas pouvoir créer une fissure de découpage continue car la vitesse de propagation des fissures est bien inférieure à la vitesse de propagation des ondes. La fissure en création ne peut donc pas suivre la propagation de la contrainte, et il en résulte une fissuration en pointillé et diffuse, dont l'ouverture finale ne sera complétée que par l'action des gaz. Donc, c'est le cas de la théorie dynamique, qui stipule que la fracturation n'est possible que si la contrainte tangentielle est supérieure à la résistance à la traction dynamique, qui est plus élevée que la résistance à la traction statique, J.A., Fleurisson (2002).

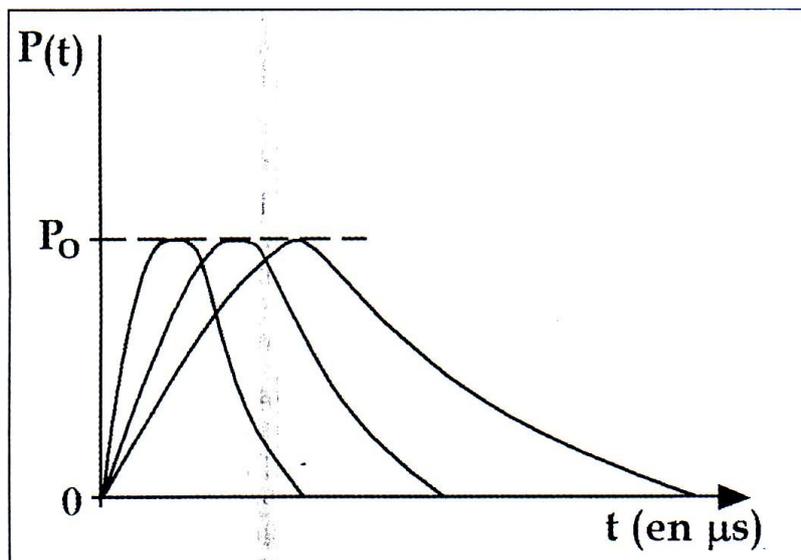


Figure III.5 – Profils de pression de paroi ayant la même intensité de pic mais des durées d'application différentes.

### III.3.2.2- Amorçage simultané

Théoriquement, l'amorçage simultané a la capacité de favoriser la conjugaison des fronts d'ondes au centre de la ligne joignant les trous permettant ainsi la création de la fissure de découpage. On sait cependant qu'en pratique, l'ensemble des trous étant reliés par un cordeau maître, un léger retard s'instaure entre les trous sans s'opposer à la découpe. D'après, leurs observations in situ ainsi que des essais de laboratoire, Kutter, (1971), et Simha (1983) montrent que la fissure de découpe ne naît pas entre les deux trous comme le prévoit la théorie, mais qu'au contraire cette zone est le point d'intersection des fractures progressant à partir de chaque trou.

Dans son étude de laboratoire, Kutter, (1971) a envisagé le cas où l'amorçage n'est plus ou moins simultané en considérant quatre types de retard plus ou moins longs entre les deux trous 'A' et 'B', le trou B détonant en dernier lieu, figure III.6. Dans le cas 1 où le retard est le plus important, la détonation de 'A' a modifié le champ de contraintes autour du trou 'B'

Qui n'est plus une forme, mais présente une contrainte tangentielle en traction égale à  $-\sigma_R(A)$  aux points I et II, c'est-à-dire suivant la ligne de trous, et une contrainte tangentielle en compression égale à  $3\sigma_R(A)$  aux points III et IV, figure III.7. Les résultats obtenus permettent de considérer que le champ de contraintes induit par la détonation du trou 'B' va se surimposer à cet état de contraintes initiale, et qu'il sera donc plus facile de créer une fissure par traction dans la direction du trou 'A' que dans les autres directions. Des résultats similaires ont été obtenus avec les autres types de retard testés. Donc, les essais réalisés au laboratoire par J.A. Fleurisson (2002) montrent que la présence d'un retard entre deux trous

voisins n'empêche pas, et peut même au contraire faciliter, la création d'une fissure entre les deux trous en raison de la modification, autour du trou du second trou, du champ de contraintes induit par la détonation du premier trou. La fissure a donc toujours tendance à ce faire dans le plan désiré.

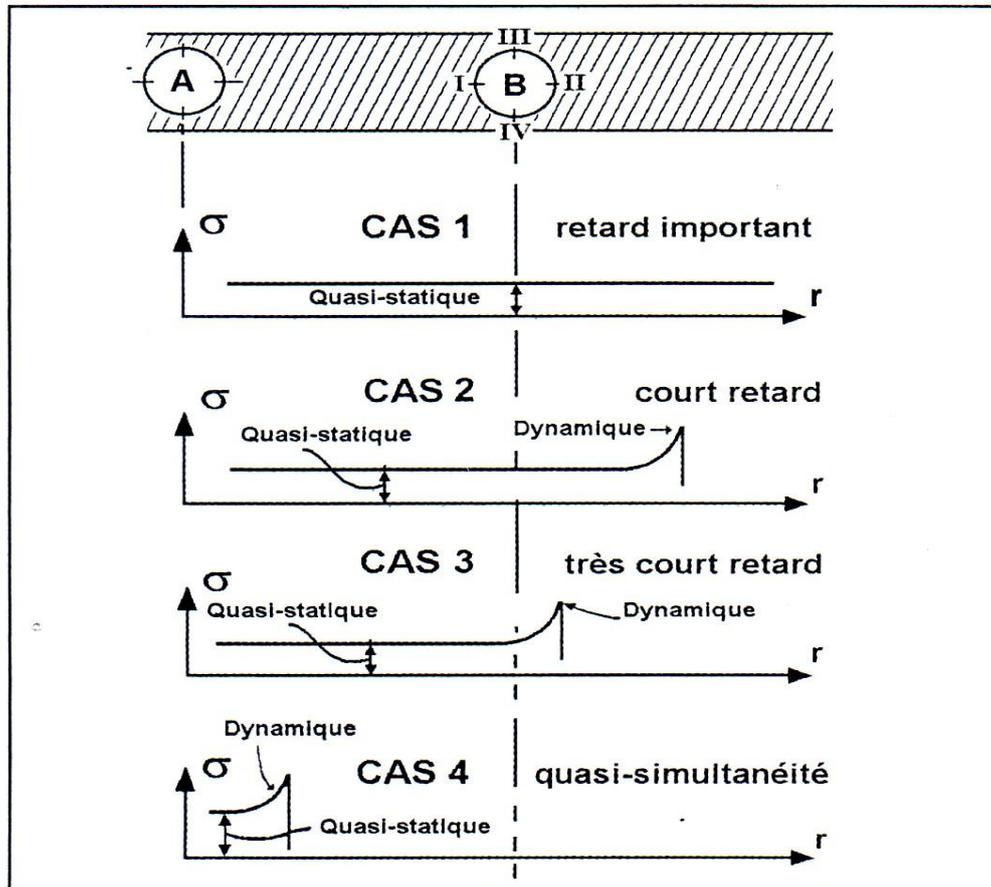


Figure III.6 – Position des phases dynamiques et quasi-statiques induites par la détonation du trou 'A' pour différents retards entre les deux trous 'A' et 'B'.

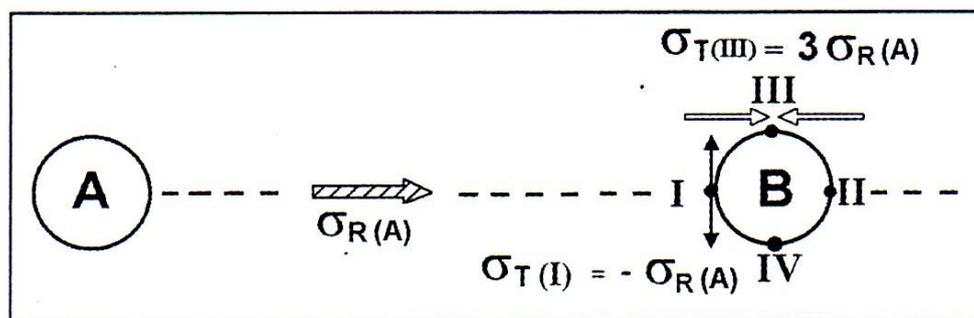


Figure III.7 – Contraintes induites par la détonation du trou 'A' autour du trou 'B'.

### III.3.2.3 - Utilisation de charge découplée

Dans leurs investigation, Ito et Sassa (1966) avaient déjà mis en évidence que le découplage de la charge écrête l'onde de choc de manière significative, et donc limite le pouvoir brisant

de l'explosif. Ces résultats expérimentaux ont été largement confirmés par des mesures d'énergie en piscine qui permettent de quantifier les parts relatives de l'énergie de choc et de l'énergie des gaz. Dans le tableau 1, sont illustrés les valeurs d'énergie de choc pour du cordeau détonant de 70 g/m sans découplage, et avec découplage avec ou sans remplissage du trou. On constate que l'énergie de choc chute de manière importante lorsque la charge est découplée, et qu'elle est peu influencée par la présence d'un matériau de remplissage.

Tableau III.1. Valeurs d'énergie de choc pour du cordeau détonant

Configuration de tir	Energie de choc en J/g (moyenne de trois essais)
Tir de référence sans découplage, ni remplissage	3360
Tir avec découplage ( $d_t=73,6$ mm) et sans remplissage	787
Tir avec découplage ( $d_t=73,6$ mm) et avec remplissage avec des gravillons	791

Dans son étude, Bernard (1983) par une modélisation physique montre clairement une augmentation de l'énergie de choc en fonction du couplage, mais également une diminution, parallèle de l'énergie de gaz. En d'autres termes si le découplage réduit l'énergie de choc et donc le pic de contrainte tangentielle à l'origine de la découpe dans la théorie dynamique, l'énergie de gaz est maintenue, voire augmentée, et devient alors prépondérante, figure III.8.

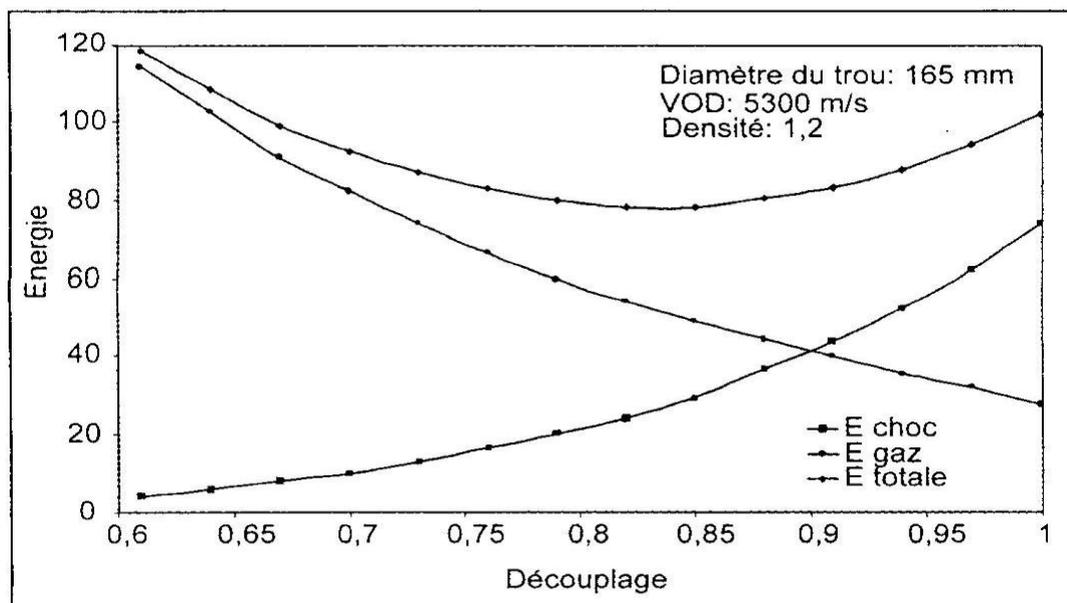


Figure III.8 – variation de l'énergie de choc et de l'énergie de gaz en fonction du couplage.

### III.3.3 -Approche quasi-statique

#### Introduction

Un certain nombre de contradictions basées à la fois sur des observations de terrain et sur des expériences en laboratoire apparaissant donc entre la théorie dynamique et ses applications pratiques. Certaines d'entre elles mettent même en cause l'explication théorique de l'onde de choc dans le mécanisme de la découpe. En particulier, l'utilisation pratique de charges découplées réduisant considérablement l'onde de choc ou d'explosifs déflagrants dans les carrières de roches ornementales ou d'explosifs à faible énergie de choc et forte énergie de gaz, laisse d'avantage à penser que l'énergie de gaz joue un rôle prépondérant dans le mécanisme physique de la découpe.

De plus, on sait qu'une découpe peut également, dans certaines conditions, être obtenue par l'utilisation d'éclateurs chimiques, tel que le ciment expansif, pour lesquels seule la pression exercée par le produit sur la paroi du trou est à l'origine de la découpe.

#### III.3.3.1 -Théorie et expérimentation

De nombreuses études menées depuis une trentaine d'années dans le domaine du découpage des roches à l'explosif ont mis en évidence le rôle majeur joué par la détente des gaz et souligné également le rôle passif de l'action dynamique dans le processus physique du découpage. La formation de la fissure de découpe a lieu pendant la phase quasi-statique, et c'est la pression des gaz qui permet la propagation de la fracture dans la direction désirée.

Le problème de l'expansion quasi-statique de cavité cylindrique a été largement étudié en mécanique des roches et en mécanique des sols.

Dans le cas d'un trou cylindrique dans un milieu élastique infini, soumis à une pression sur la paroi du trou et à une contrainte externe, en faisant l'hypothèse que le rayon du cylindre est petit devant sa longueur et que la pression est constante sur toute la hauteur du cylindre, le problème peut être réduit de 3 à 2 dimensions en déformation plane.

Soient  $P_0$  la pression s'exerçant dans un trou cylindrique de rayon  $r_0$  et  $P$  la pression s'appliquant aux limites extérieurs du trou, la solution analytique de ce problème est la suivante :

$$\text{Contrainte radiale} \quad \sigma_r = (P_0 - P) \frac{r_0^2}{r^2} + P, \quad (\text{III.3})$$

$$\text{Contrainte tangentielle} \quad \sigma_\theta = (P_0 - P) \frac{r_0^2}{r^2} + P, \quad (\text{III.4})$$

$$\text{Contrainte de cisaillement} \quad \sigma_{r\theta} = 0, \quad (\text{III.4})$$

L'application d'une pression sur les parois d'un trou de mine génère donc autour du trou, un champ de contraintes uniforme avec des contraintes radiales en traction et des contraintes tangentielles en compression, de la distance dont la décroissance est inversement proportionnelle au carré de la distance.

Cependant, par leur investigation et sur la base des essais sur des plaques en plexiglas, Kutter et Fairhurst, (1971) ont montré, que même si l'effet dynamique de l'onde de choc est considérablement réduit par l'utilisation de charges découpées ou d'explosifs à faible énergie de choc, il n'est cependant pas possible de totalement négliger la présence de microfissures radiales dans la paroi du trou au moment de la détente des gaz. D'après eux, l'effet des gaz est simulé par l'injection d'huile sous pression dans le trou percé dans les plaques en plexiglas ; les résultats de leur investigation peuvent être résumés de la manière suivante :

- **Premier cas** : un trou sous pression et sans fissure dans la paroi ;
- **Deuxième cas** : un trou présentant une fissuration radiale avec une pression de gaz s'appliquant uniquement sur la paroi du trou ;
- **Troisième cas** : un trou présentant une fissuration radiale avec une pression de gaz s'appliquant à la fois dans le trou et dans les fissures.

Pour un trou cylindrique de rayon unitaire ( $r_0=1$ ), si 'R' représente le rayon de la zone fracturé, 'r' la distance entre le centre de la cavité et un point quelconque et 'p<sub>0</sub>' la pression des gaz, les contraintes principales en dehors de la zone fracturée autour du trou sont les suivantes :

$$1^{\text{er}} \text{ cas : } \quad \sigma_r = -\sigma_\theta = P_0 \frac{1}{r^2}, \quad (\text{III.5})$$

$$2^{\text{ème}} \text{ cas : } \quad \sigma_r = \frac{P_0}{r} \quad \sigma_\theta = 0 \quad \text{pour } 1 < r < R, \quad (\text{III.6})$$

$$\sigma_r = -\sigma_\theta \approx P_0 \frac{R}{r^2} \quad \text{pour } r > R, \quad (\text{III.7})$$

$$3^{\text{ème}} \text{ cas : } \quad \sigma_r = -\sigma_\theta \approx P_0 \frac{R^2}{r^2}, \quad (\text{III.8})$$

La comparaison entre les différents cas montre clairement le rôle important que la fissuration radiale joue sur la répartition des contraintes autour de la cavité.

On voit en particulier que dans le troisième cas, l'action des gaz peut être considérée comme identique au premier cas en considérant un 'trou équivalent' d'un rayon 'R' égal au rayon de la zone fissurée (rayon du trou augmenté de la longueur des microfissures). D'autre part, ces expériences montrent également que la pression critique (pression nécessaire à la création d'une fracture entre deux trous) dans le cas d'un trou avec fissures radiales peut être inférieure de 50% à celle nécessaire dans le cas d'un trou non fissuré.

Si les fissures autour du trou sont de tailles différentes, les résultats montrent que la plus forte concentration de contraintes en traction se trouve à la pointe de la fissure la plus longue. La fissure la plus longue se propage donc toujours en premier, et elle favorise aussi la propagation de la fissure qui lui est diamétralement opposée. De plus, la pression nécessaire pour étendre une fissure de longueur fixée, est minimale lorsque deux fractures sont diamétralement opposées.

L'existence d'un champ de contraintes in-situ a une très grande influence sur la direction de propagation des fractures quelles que soient les directions des fissures préexistantes. La fissure a tendance à se développer alors dans la direction imposée par le champ de contraintes.

#### III.4 - Pression de paroi et pression critique

De nombreux auteurs ont analysé le processus d'expansion des gaz dans un trou de mine, ce qui permet en particulier de calculer la pression exercée sur la paroi du trou ' $P_d$ ' :

$$P_d = \frac{1}{8} \rho D^2 \left( \frac{\phi_e}{\phi_t} \right)^{2.6}, \quad (\text{III.9})$$

Où ;

$\rho$  -masse volumique de l'explosif ; D – vitesse de détonation de l'explosif ;  $\phi_e$  – diamètre de l'explosif ;  $\phi_t$  – diamètre du trou.

Blanchier et al. (1984) suggère que pour initier une fracturation, cette pression doit être supérieur à une valeur appelée pression critique qui dépend des caractéristiques mécaniques de la roche, du nombre et de la longueur des microfissures pouvant être présentes autour du trou. D'ailleurs, dans la littérature technique, beaucoup d'auteurs suggèrent une pression de paroi comprise entre 20 et 30 MPa.

### Modélisation numérique

Dans leurs investigations, Rebeyrotte (1988), Rocchini (1995); Sarajkin (1979) et Sanchidrian et al. (2006), ont abordé la question du découpage par l'action statique des gaz au moyen de la modélisation numérique pour des applications pratiques. Certes, ces modélisations numériques, ne peuvent donner une approche théorique, mais d'une manière ou d'une autre contribuent à mieux comprendre le rôle des gaz dans le mécanisme du découpage et apporte une explication intéressante sur l'influence d'un certain nombre de paramètres. Par application d'une pression dans un trou de mine réalisé dans un matériau homogène et isotrope, formé de contraintes radiales en compression et de contraintes tangentielles en traction, les différentes investigations a déduits que l'état de contraintes est cependant très modifié par la présence de microfissures à la périphérie du trou, la pression étant appliquée sur les parois du trou et des microfissures : Cet état de lieu, a permit de constater que les contraintes tangentielles sont maximales et en traction à l'extrémité des fissures, tandis qu'elles sont en compression entre les fissures, figure III.9.

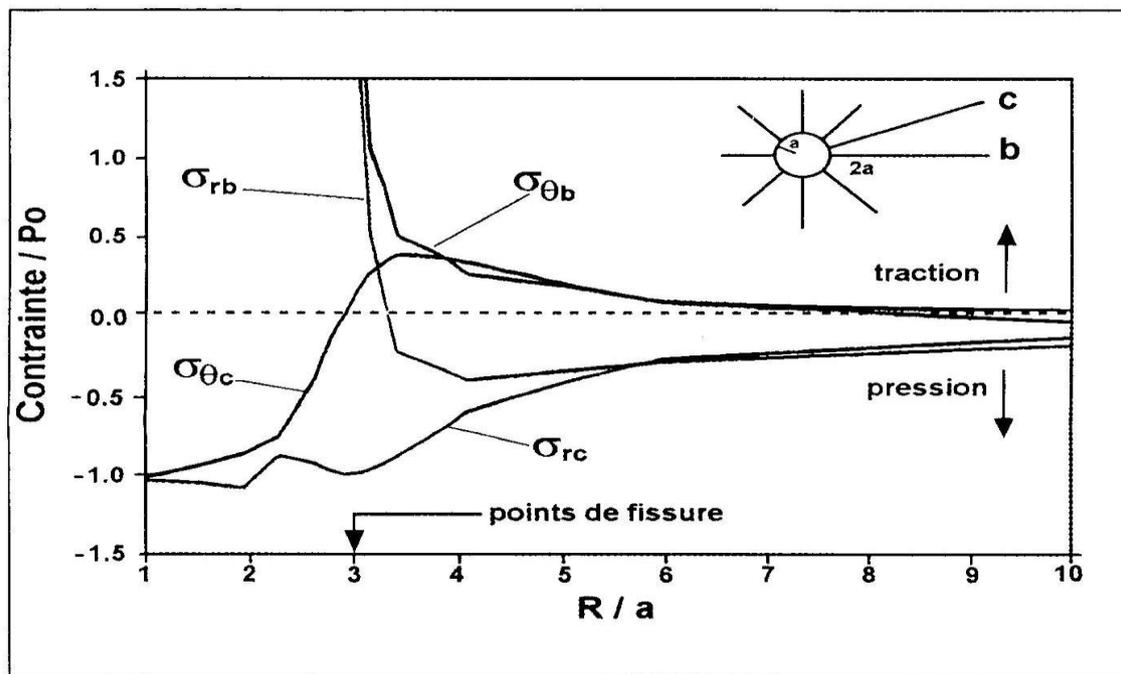


Figure III.9 – distribution des contraintes radiales et tangentielles autour d'un trou

Si les fissures présentes autour du trou sont de longueurs différentes, c'est la fissure la plus longue qui présente à son extrémité la contrainte tangentielle en traction la plus élevée. Si celle-ci est supérieure à la résistance en traction de la roche, c'est la fissure la plus longue qui va se prolonger la plus facilement, figure III.10. Par contre, la zone comprise entre les lèvres

de la rainure et la paroi du trou est en compression. Ces phénomènes sont d'autant plus marqués, que la rainure est longue devant les fissures. Par conséquent, la présence d'une rainure artificielle de quelques millimètres de longueur va favoriser la découpe dans sa direction tout en limitant l'extension d'éventuelles microfissures présentes autour du trou.

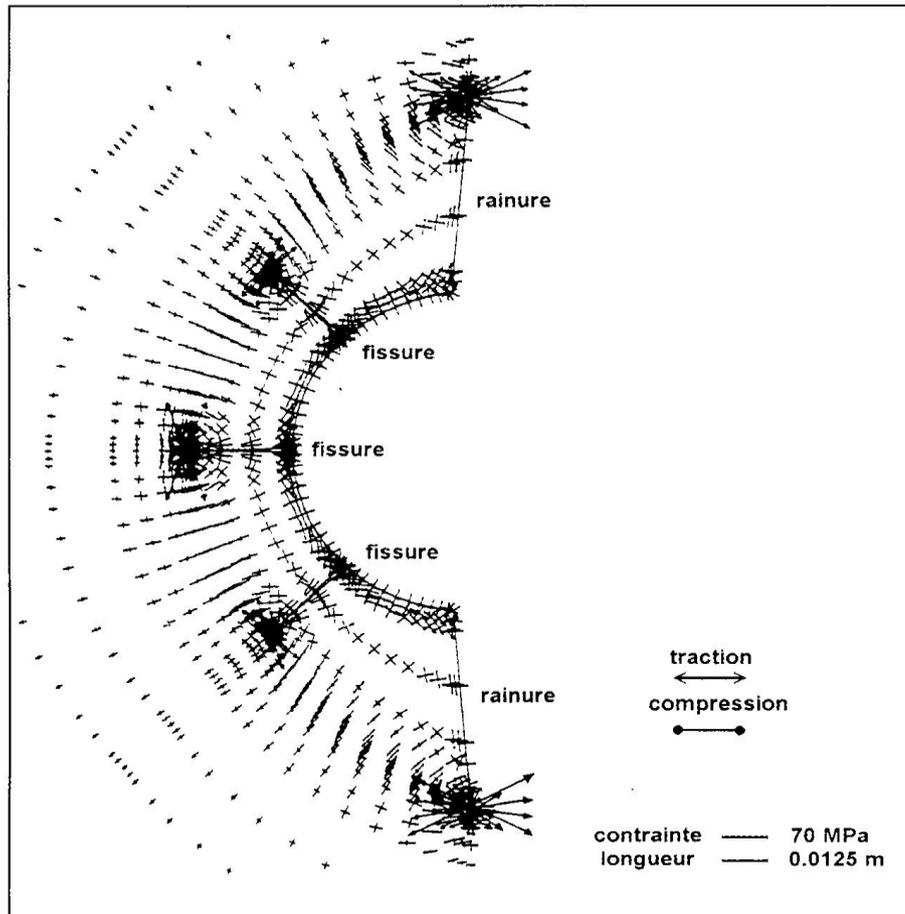


Figure III.10 – Distribution des contraintes radiales et tangentielles autour d'un trou avec des fissures et rainures radiales dans un milieu homogène

### Conclusion

D'un point de vue théorique, l'action dynamique seule, liée à l'onde de choc, et l'action quasi-statique seule, liée à l'effet des gaz, permettent d'expliquer la formation d'une fissure de découpage qui, si les conditions sont suffisantes, se développe préférentiellement dans le plan joignant les trous des mines.

La théorie dynamique soulève cependant de nombreuses incertitudes sur la réussite de la découpe, et surtout l'effet dynamique est à l'origine d'un certain nombre d'effets nocifs sur le massif rocheux en place.

Dans le chapitre qui suit, nous allons étudier les deux cas supposés (statique et quasi-statique), afin de bien comprendre le développement des fissures à partir des parois des trous et leurs propagandes vers les trous voisins, et d'en déduire les résultats et les conséquences sur les résultats du tir à l'explosif lors de l'abattage des roches.

## **Chapitre V – impact des travaux miniers sur l’environnement**

### **V.1 – Introduction générale**

L’exploitation des mines et des carrières peut être une source potentielle de richesse dans les pays en développement, par contre elle a des effets très visibles sur l’environnement. La dégradation du site, la destruction de la végétation et la disparition de la faune indigène sont les signes les plus marquants. Les mines à ciel ouvert sont en outre une source fréquente de contamination des eaux de ruissellement et des eaux souterraines, en particulier dans les mines où se pratiquent l’extraction par lixiviation et l’abattage hydraulique.

En vertu des dispositions en vigueur, tout projet minier doit comporter un volet de gestion de l’environnement. Il est notamment exigé que l’exploitation minière soit précédée d’études d’impact sur le milieu, qu’un programme de réhabilitation progressive du site minier prévoyant la remise en état du terrain, le reboisement, le rétablissement de la végétation et la réintroduction de la faune indigène, etc., soit établi et qu’un programme de contrôle à long terme soit instauré concurremment. Il importe évidemment que ces dispositions ne restent pas lettre morte et ne soient pas qu’une simple déclaration d’intention annexée au dossier soumis pour l’obtention du permis d’exploitation.

### **V.2 - L’industrie extractive**

Bien que les activités soient en général limitées dans le temps, les interventions peuvent provoquer des dégradations irréversibles. Les dégâts directs les plus sévères concernent la surface du sol et le bilan des eaux souterraines et superficielles. L’extraction de minéraux à ciel ouvert s’accompagne en outre d’une pollution atmosphérique, de nuisances sonores, de l’altération des sols, de la faune et de la flore, ainsi que de problèmes sociaux dus à des conflits d’intérêts, des transferts de domicile, etc. Dans tous les cas, les conséquences dépendent toutefois des étendues touchées, du site et du climat. Par ailleurs, les aspects juridiques et les possibilités de contrôle jouent un rôle décisif pour l’ampleur des dégâts et pour leur limitation, notamment par remise en culture ou restauration du site. Quoi qu’il en soit, la remise en culture des surfaces impliquées revient toujours à substituer un nouvel écosystème à celui rencontré initialement.

Le succès des actions réparatrices reste souvent aléatoire, en particulier sur les sites pour lesquels on manque d’expérience. La limitation des dégâts passe par une planification, une préparation et une exécution rigoureuse du projet. Elle a pour condition préalable impérative l’analyse complète de la situation ex ante, à partir de laquelle s’établira le

programme devant tenir compte des modifications induites par l'exploitation dans la région et des effets sur l'environnement. On inclura dans les mesures accompagnatrices non seulement les indemnités requises, mais également le déplacement des groupes de population habitant sur le site et l'élaboration d'un plan de restauration.

Ces mesures seront complétées par la formation et la sensibilisation des agents des organismes et institutions impliquées et autres personnes concernées, afin que le projet soit conduit dans le souci de la protection de l'environnement.

### **V.3 - Prévenir et réduire les risques liés aux anciennes mines**

Pour accompagner la fermeture des grandes mines, et la disparition de leurs exploitants, les pouvoirs publics mettent en place un plan d'action pour l'après-mine afin de gérer plus efficacement les sites miniers présentant des risques pour les personnes, les biens et l'environnement (effondrements de terrain figure V.1 et figure V.2, émanations de gaz ou encore pollutions des eaux et des sols, figure V.3 et Figure V.4). Des actions de surveillance, d'exploitation d'installation de sécurité, de travaux sur d'anciens sites miniers devront être menées durant plusieurs années.

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



Figure V.1 – affaissement de terrain



Figure V.2 – répercussions d'un affaissement de terrain sur des habitations



Figure V.3 – eaux superficielle par résultat de fermeture des carrières



Figure V.4 – destruction d'un puits de mine source d'émanation des gaz

#### V. 4 - Présentation du domaine d'intervention

Le secteur des exploitations à ciel ouvert englobe toutes les formes d'extraction de matières premières minérales à partir de gisements affleurant. Le gisement est mis à nu par enlèvement des roches de recouvrement ou morts-terrains (déblais) pour permettre la récupération du minerai. Selon les propriétés physiques du matériau brut et les contraintes imposées par la nature du site, il existe différentes méthodes d'exploitation de mines à ciel ouvert:

L'extraction à sec de substances tendres ou dures. Si les matériaux sont trop durs pour pouvoir être excavés directement, ceux-ci doivent d'abord être abattus. Ils sont ensuite chargés mécaniquement et transportés vers les ateliers de préparation mécanique. Les exploitations de surface pratiquant l'extraction à sec nécessitent des dispositifs d'exhaure évacuant les infiltrations d'eau, tableau V.1.

Tableau V.1 - Modes d'exploitation des gisements affleurant et principales matières premières extraites

Gisements de matériaux consolidés		Gisements de matériaux non consolidés	
Extraction à sec		Extraction à sec	
Matériaux de construction Diamants Pierres précieuses Feldspath Gypse Calcaire/ MP du ciment	Minerais métalliques (cuivre, fer, argent, étain) Schistes bitumineux Charbon Minerais uranifères	Lignite Diamant Or Kaolin Phosphates Sable, gravier	Minerais lourds (illménite, rutile, minéraux rares riches en terres, zircon), Argile, Cassitérite

Les sites des activités minières sont imposés par la nature. Les exploitations nouvelles ou les extensions d'exploitations en place entrent donc souvent en concurrence avec d'autres possibilités offertes par les sites concernés ou obligent à mettre en place les infrastructures nécessaires à l'activité minière. En ce qui concerne les différentes activités, il est difficile de séparer l'extraction de la préparation des matières premières, puisque ces opérations s'enchaînent et sont généralement implantées sur le même site.

### V.5 - Effets potentiels des exploitations à ciel ouvert

Les effets de l'exploitation à ciel ouvert de matières premières sont tous caractérisés par le fait qu'ils sont toujours liés au site et aux zones mises à contribution, notamment en ce qui concerne le climat et le contexte social et infrastructure, Tableau V.2.

Tableau V.2 - Principaux évènements en fonction des lieux

lieux	Evènements
Site/ paysage	Surfaces dévastées ; altération de la morphologie ; risques de chutes de pierres sur les gradins ; destructions de biens culturels
Air	Bruit ; ébranlements dus aux tirs à l'explosif; dégagements de poussières par le trafic, les tirs à l'explosif, le vent ; effluents gazeux suite à l'ignition spontanée de terrils, gaz nocifs, vibrations
Eaux de surface	Modification du bilan en éléments nutritifs (évent. eutrophisation), pollution par des eaux usées contaminées ; pollution due au renforcement de l'érosion
Nappes	Abaissement du niveau ; altération de la qualité des eaux

souterraine.	
Sols	Décapage sur le lieu d'extraction: dévalorisation, assèchement, affaissements, risque d'envasement après remontée du niveau de la nappe phréatique, érosion
Flore	Destruction de la flore sur le lieu d'extraction ; destruction partielle/ modification sur le périmètre environnant en raison de la variation du niveau de la nappe phréatique
Faune	Emigration
Population	Conflits d'intérêts ; effets de colonisation, destruction d'aires de villégiature, de stations climatiques etc.
Bâtiments	Dégâts dus aux remontées d'eau (rétablissement du niveau de la nappe phréatique)
Autres	Modification éventuelle du micro-climat

## **V. 6 - Limitation des effets sur l'environnement**

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

### **V.6.1 - Mesures précédant l'exploitation**

A ce stade du projet, il est essentiel d'examiner la situation du moment afin de pouvoir apprécier à leur juste mesure les effets produits par la suite d'après les changements constatés.

Cet examen consistera en un inventaire des monuments historiques et biens culturels, des sols, des eaux superficielles et souterraines (quantité et qualité), de la flore et la faune, des exploitations agricoles, etc.

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

Dans le cadre de la planification, on pourra déjà obtenir une réduction sensible des effets sur l'environnement en établissant par ex. un calendrier des travaux autorisant d'une part l'archivage et la conservation des éventuelles découvertes archéologiques ou l'abattage de

bois d'œuvre dans la zone d'extraction, tout en écourtant le plus possible la période durant laquelle la mine restera ouverte. Dans l'intérêt des groupes de personnes concernés directement (personnes à déplacer) ou indirectement (pêcheurs par ex.) et pour prévenir des tensions sociales, on veillera à consulter ces personnes lors des travaux de planification. La participation des groupes de population concernés et des autorités régionales est particulièrement importante pour la mise au point et la réalisation des transferts de domicile, les indemnisations et la réinstallation éventuelle des personnes déplacées après fermeture de la mine.

Avant que la mine soit mise en exploitation, on entreprendra déjà de former et de sensibiliser les décideurs et autres participants au projet aux thèmes de la santé et de l'environnement.

#### **V.6.2 - Mesures accompagnant l'exploitation**

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

Pour éviter les nuisances sonores, les différents appareils utilisés devront être dotés de dispositifs d'amortissement du bruit. Les unités entières peuvent être encoffrées ou dotées d'échappements spéciaux en guise de protection acoustique. Pour le personnel, on aura recours à des protections auditives individuelles telles casques, bouchons d'oreilles, etc.

Finalement, on peut encore obtenir une réduction des nuisances sonores en limitant les travaux bruyants à certains moments de la journée, par ex. en ne pratiquant les tirs à l'explosif qu'une fois par jour. En outre, la propagation des ondes sonores peut être réduite par ex. en aménageant des écrans acoustiques autour des sources de bruit.

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

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

poussières par voie sèche ou humide. Arbres et haies constituent également un moyen de rabattre les poussières et de parer à la déflation.

Les eaux usées peuvent être neutralisées, épurées et débarrassées des matières en suspension dans des stations d'épuration, afin de respecter les seuils prescrits pour les rejets dans les eaux superficielles. Pour toute solution ou suspension produite, il existe des procédés de séparation liquide/liquide et solide/liquide auxquels on aura recours pour épurer les eaux contaminées. Les procédés électrolytiques par exemple s'appliquent aux eaux acides et les procédés à échange d'ions aux eaux radioactives. On mettra en oeuvre tous les moyens possibles pour lutter contre les sources de pollution. Pour citer un exemple, l'emploi de filtres fins montés en dérivation dans les circuits de lubrification des moteurs qui, en augmentant la durée d'usage du lubrifiant, permettent de réduire jusqu'à 90% les quantités d'huile usagée produites.

Lorsque les fronts d'abattage sont instables, les pentes des bords de fosse devront être calculées de manière à écarter tout risque de glissement de terrain ou d'éboulement.

En ce qui concerne l'abattage à sec de charbon, on veillera à ce que les terrils soient protégés contre les inflammations spontanées susceptibles de se produire en raison des teneurs restantes en charbon. A cet effet, ils seront compactés en surface et maintenus à l'abri de l'air.

Les piliers abandonnés et les fronts d'abattage restant à vif posent le même problème et devront donc faire l'objet d'une imperméabilisation afin d'éviter les feux couverts.

Quant aux écosystèmes avoisinants, des mesures spéciales telles l'interdiction d'accès, la délimitation par des clôtures et le barrage des voies d'accès pourront contribuer à leur protection.

Les groupes de personnes concernées par les activités minières finalement feront eux aussi l'objet de mesures visant à minimiser les répercussions sur leur cadre de vie et sur leurs conditions de travail. On nommera notamment des préposés à l'environnement, des responsables de la sécurité et on chargera des médecins du suivi médical du personnel travaillant dans la mine. Les effets de l'exploitation sur l'environnement ne se limitant pas au périmètre de la mine, les personnes vivant au voisinage devraient également bénéficier de services médicaux appropriés.

Toutes les activités minières et toutes les mesures visant à réduire l'impact de ces activités sur l'environnement doivent s'accompagner du contrôle permanent des principaux paramètres en jeu. On mesurera donc notamment les effluents gazeux, les niveaux sonores, les vibrations, les charges polluantes dans l'eau, les émissions de poussières, la stabilité des talus, les affaissements et le niveau de la nappe phréatique.

### **V. 6.3 - Mesures suivant la cessation des activités**

Dès qu'un quartier d'exploitation est épuisé et que le vide créé a été comblé par les déblais d'un autre chantier d'abattage, il faudra lancer les premières mesures de réhabilitation.

Les exploitations à ciel ouvert étant souvent très étendues, ces actions correctrices se font parallèlement à la progression des chantiers d'abattage. Les mesures de réhabilitation consistent à réintégrer les surfaces exploitées dans l'environnement de façon à leur redonner l'aspect d'un paysage naturel.

Les terrils, les bords de la fosse, les verses extérieures et les surfaces désaffectées doivent immédiatement être plantées d'espèces végétales locales. Ceci permet de limiter et même d'éviter entièrement les effets de l'érosion notamment en climat tropical humide et la déflation en climat aride. Dans les zones particulièrement menacées par l'érosion, on aura recours à des méthodes anti-érosives spéciales comme les drainages et les travaux de consolidation.

Finalement, on s'efforcera d'obtenir la remise en culture des surfaces correspondant aux portions du gisement épuisées afin de pouvoir les réutiliser à des fins agricoles, mais on pourra également envisager une autre valorisation du site après son réaménagement. Si l'on prévoit une utilisation agricole, les sols devront être nivelés, compactés et recouverts de couches de terre et d'humus en vue de les faire reverdir et de pouvoir les exploiter par la suite.

Avec la remise en culture, on ne parvient toutefois qu'à limiter les dégâts écologiques. D'une part ces travaux s'étalent sur de longues périodes, d'autre part leur succès reste souvent aléatoire. Pour la remise en culture de stations situées dans des régions tropicales notamment, les connaissances dont on dispose demandent encore à être sérieusement approfondies, par ex. en ce qui concerne l'ordre de plantation et la sélection d'espèces adaptées au site.

Le succès de l'entreprise suppose également qu'on parvienne à rétablir le caractère naturel du sol, c'est-à-dire pour les facteurs physiques par ex. une perméabilité, une granulométrie et une structure donnée et pour les facteurs chimiques par ex. un certain pH, un certain équilibre biologique et l'absence de polluants, afin que ce sol puisse à nouveau remplir ses diverses fonctions de réservoir d'eau, cadre de vie pour la faune et la flore et substrat pour la production agricole.

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

## V.7 Vibrations dues aux tirs

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

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

Des précautions particulières doivent être prises compte tenu des vibrations engendrées par les tirs à l'explosif et se propageant sous forme d'ébranlements vers les structures avoisinantes.

Une étude effectuée par des services spécialisés permet de déterminer un seuil admissible fonction de la qualité de l'ouvrage et du terrain encaissant. Un choix judicieux des paramètres du plan de tir (quantité d'explosif, géométrie du plan de tir, retards d'amorçage) permet de respecter le niveau sismique admissible. Ces problèmes peuvent conduire au fractionnement du plan de tir prévu, voire même à l'élimination des explosifs et éventuellement à l'utilisation de machines foreuses à attaque ponctuelle ou pleine section.

Actuellement, on peut noter deux grandes tendances contraires : d'une part sous l'impulsion des entrepreneurs, il y a une volonté de réaliser moins de trous de diamètre plus grands, accueillant des charges nominales plus importantes ; d'autre part les organismes de contrôle soucieux du respect des normes et du respect de l'environnement de la carrière et de son site préconisent l'augmentation du nombre de trous de forage et donc la diminution des charges, ce qui diminue les vibrations en étalant la durée du tir.

Une partie de l'énergie explosive utilisée pour fragmenter et abatte la matrice rocheuse (environ 20 %) se propage et se dissipe dans l'environnement sous forme d'ondes vibratoires solidiennes et aériennes qui s'amortissent avec la distance.

Les structures situées à proximité des travaux peuvent être affectées par ces ondes vibratoires et présenter des risques de dommages et d'instabilité pendant la phase des travaux ou à plus long terme.

Afin d'évaluer cette sujétion et son incidence sur la réalisation des travaux, il est procédé à une étude préalable des vibrations et si besoin est des procédures de contrôles sont préconisés.

L'étude des ébranlements liés à l'utilisation des explosifs consiste schématiquement à :

- faire l'inventaire des structures ou sites naturels sensibles aux vibrations situées au voisinage de l'ouvrage à réaliser ;
- définir pour chacune des structures des seuils admissibles qui feront l'objet de clauses contractuelles ;
- établir pour le site des travaux une loi d'amortissement des vibrations engendrées par l'explosif ;
- estimer les charges maximales d'explosif à mettre en oeuvre de manière à préconiser les méthodes de terrassement adaptées et à appréhender leur incidence sur les coûts et les délais.

Des études tout à fait comparables peuvent être entreprises pour toute méthode de terrassement susceptible d'engendrer des vibrations nocives pour l'environnement (brise-roche, compacteur dynamique, machine à attaque ponctuelle, vibro-fonçage, battage de palplanches, machine foreuse pleine section, trépannage,...).

Par rapport aux tirs à l'explosif, les seuils maximaux admissibles sont généralement plus faibles pour tenir compte du caractère continu de l'oscillation ou du caractère répétitif de l'impulsion qui accroît la probabilité de dommages. Les études conduisent alors à définir les spécifications des matériels utilisés (généralement en valeur de puissance) ou à définir des distances minimales d'utilisation pour un matériel de caractéristiques données.

Les risques étant liés directement à la proximité, l'expérience montre qu'il convient de faire un inventaire dans une bande minimum de 200 m autour de l'axe du projet. Au-delà de cette distance, les amplitudes des vibrations sont généralement très faibles mais dans un contexte géologique particulier (horizon de marnes faisant office de réflecteur par exemple) des oscillations peuvent être ressenties beaucoup plus loin (1 à 2 kilomètres).

Les seuils admissibles des vibrations :

Les seuils de vibrations maximales admissibles par une structure doivent être définis ou fixés impérativement avant l'exécution des travaux.

Ces seuils dépendent à la fois :

- du type de la sollicitation : impulsionnelle, s'il s'agit de tirs à l'explosif ; continue, dans le cas de creusement mécanisé ;
- des caractéristiques de la structure : matériaux constitutifs ; état de vétusté ; type de fondation ;
- de la qualité du massif
- de l'usage de la structure : habitation ; ouvrage d'art en exploitation.



L'intervention d'un laboratoire spécialisé n'est nécessaire qu'en début de chantier pour procéder à un enregistrement complet du signal vibratoire permettant de mettre au point le plan de tir ou de procéder à de profondes modifications.

Le laboratoire analyse dans un premier temps le signal temporel de la vibration permettant de déterminer le niveau d'amplitude de vibrations propres à chaque amorce du plan de tir.

Il procède également à une analyse fréquentielle de ce signal temporel par Transformée de Fourier Rapide (FFT) de façon à étudier la densité spectrale des vibrations.

## **Conclusion**

Bien que la conduite des travaux de l'exploitation minière soit indispensable pour l'industrie et le développement des pays, il est impératif de prévoir, pour chaque projet d'exploitation, les procédures et les techniques de protection de l'environnement. L'emploi des matières explosives peut dans une certaine mesure porter atteinte à l'environnement si des mesures adéquates ne sont pas prises dans le temps et l'espace. Donc, étant donné que les plans de tir représentant l'emploi des explosifs pour les travaux extractifs, il faut minutieusement les confectionner afin d'optimiser les travaux de tir sans oublier de contrôler la distance sécuritaire de l'effet sismique et les gaz et poussières toxiques qui se libèrent après les tirs.

## Conclusion générale

L'étude entreprise dans cette thèse, nous a permis d'éclaircir certains points liés principalement à l'action des matières explosives dans les roches. L'explosion des charges, la propagation des ondes de chocs et leurs effets sur le massif rocheux a été toujours la préoccupation majeure des mineurs, car c'est la principale opération dans une chaîne technologique à partir de laquelle dépend la réussite de la technologie d'extraction. L'approche théorique, l'action dynamique seule, liée à l'onde de choc, et l'action quasi-statique seule, liée à l'effet des gaz, permettent d'expliquer la formation d'une fissure de découpage qui, si les conditions sont suffisantes, se développe préférentiellement dans le plan joignant les trous de mine.

Donc, cette étude nous a permis de déduire et d'avancer les points suivants :

1. L'analyse comparative de l'approximation du problème dynamique de croissance et de développement des fissures réalisé dans un trou avec une charge explosive a permis de tirer une conclusion sur l'applicabilité de l'approximation quasi-statique avec "report" et la description du processus de l'étude suivant la vitesse de propagation des fissures radiales .

2. L'étude du problème a permis de préciser ce qui suit :

- La longueur des fissures initiales (encoches) n'influe pratiquement pas sur la dynamique du processus et le développement de la taille finale des fissures radiales.
- La valeur de l'indice d'isotropie des produits de détonation  $\gamma$  utilisée dans les calculs n'a pas une grande influence sur le produit final;
- La croissance et l'augmentation de la force de l'explosion, contrairement aux problèmes de "zone" de fracture, conduit à une augmentation sensible de la taille des fissures dirigées;
- La valeur du facteur d'intensité de contrainte critique produit un peu d'influence sur le résultat final du processus, par conséquent, la précision des valeurs de préréglage des  $C_{IC}$  dans le problème donné ne doit pas nécessairement être élevé;

-La réduction de la pression initiale du trou à plusieurs centaines de MPa par l'apurement de l'air annulaire à proximité de la charge explosive, ne réduit pratiquement pas la taille finale des fissures qui se sont développées, ce qui prouve l'inutilité de l'augmentation de la charge métrique des fractures rocheuses.

**3.** L'utilisation des explosions répétées successivement mené dans un seul et même trou de mine, est possible suivant des paramètres prédéfinis du problème susceptible de recevoir une augmentation de la taille des multiples fissures radiales dirigées.

**4.** La méthode proposée de modélisation d'explosion des roches par le chargement statique au voisinage de la surface libre, permet de combiner la simplicité et la visualité des méthodes traditionnelles de modélisation statique avec le contrôle de la fracture du matériau modélisé. Elle permet d'établir l'interconnexion entre les paramètres de forage et d'explosion seulement sur le modèle.

## Références bibliographiques

- 01.** Adams D.J., Gay N.C., and Gross M. (1993). Preconditioning- A technique for controlling rock bursts. Proc. 3<sup>rd</sup>, Int. Symp. On rock Bursts and seismicity in mine, Kingston, Ontario, Canada, pp 29-33.
- 02.** Aubertin, M., Simon, R. (1997): A damage initiation criterion for low porosity rocks. Proc. 36<sup>th</sup> U.S. Symposium on Rock Mech., Int. J. Rock Mech. & Min. Sci., 34, Paper No. 017.
- 03.** Aubertin, M., Li, L., Simon, R. (2000): A multiaxial stress criterion for short- and long-term strength of isotropic rock media. Int. J. Rock Mech. Min. Sci., 37, 1169-1193.,
- 04.** Baum F.A., Koutouzov V.V., Ivanov I.Y.(1975)."Physics of explosion", Moscow.
- 05.** Barton, N., Lien, R., Lunde, J. (1974): Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mech., 6, 189-239.
- 06.** Bergmaan, O, 1983. Effect of explosive properties, rock type and delay on fragmentation in large model blasts. Trans, First international symposium of rock fragmentation by blasting, Vol 1, holemberg, R et Rustan, A, eds, lulea, Suede, pp 71-78
- 07.** Bernard A., (1998). Les vibrations dues aux tirs de mines: Méthodes générale pour prévoir les niveaux et calculer les plans de tirs. Revue d'Industrie Minérale, n° », pp 51-56 ;
- 08.** Blanchier A., Sauvage C. (1984), théorie du travail à l'explosif, revue de l'industrie minérale, Mines et carrières, les techniques, pp. 18-22.
- 09.** Blanchier A. (1994). Optimisation of blasting operation with PC Blastand application to the open cast mine (in franch); Industrie Minerale.V.70. pp 24-27.
- 10.** Bieniawski Z.T. (1990). Tunnel design by rock mass classification. Pennsylvania State University. Department of Mineral Engineering. 321p.
- 11.** Bieniawski, Z.T. (1973): Engineering classification of jointed rock masses. The Civil Engineer in S.Afr., 15, 335-344.
- 12.** Bieniawski, Z.T. (1984). Rock Mechanics Design in Mining and Tunnelling.
- 13.** Bond F.C. (1959). The work index in blasting. Symposium on rock mechanics quarterly of the Colorado School of Mine.V.59, n°3.
- 14.** Chau, K.T. (1990). Localization of deformation in brittle rock: Theoretical and laboratory investigations. Proc. Int. Conf. on Micromech. of Failure of Quasi-Brittle Materials, 115-124.
- 15.** Charlez, P.A. (1991): Rock Mechanics, Vol. 1 Theoretical Fundamentals. Editions Technip.

- 16.** Chiem C.Y., J. G. Sieffert et B. H. Hwaija.(2006). Etude expérimentale sur le comportement statique et dynamique à grande vitesse de déformation des microbétons. *Materials and Structures*. SpringerNetherlands, pp. 426-435.
- 17.** Cunningham C. (1989). Computer – aided blast design quarry management. N° 9. Pp33-41
- 18.** Costin, (1987) et Cristescu, (1989). Costin, L.S. (1987). Time-dependent deformation and failure. *Fracture Mechanics of Rock*, B.K. Atkinson (ed.), Academic Press, 167-215.
- 19.** Cristescu, N. (1989). *Rock Rheology*. Kluwer Academic Publishers.
- Da Gama C.D. (1984). Microcomputer Simulation of rock blasting to predict fragmentation. *Jour; Rock Blasting Technique*. N°2, pp 93-107.
- 20.** Delpuech A ., et Bugaut F., (1992). Conception de nouvelles molécules explosives, *Rvue scientifique et technique de la direction des applications militaires*, n° 5, pp. 19-31, septembre.
- 21.** Dick R.A., Fletcher C.R., D’Andrea D.V. (1983). *Explosives and blasting procedures manual*. Minneapolis, MN:US Department of the Interior Bureau of Mine. Ic 8925, p105.
- 22.** Dolov M.N. (1983). The structure of the general solution in rock blasting. *Proceeding of the first National Symposium on seasonal Show Cover*, 28-30 April. New Delhi. V.2
- 23.** Duvall et Atchison (1957) ., *Empirical Approach to Problems in Blasting Research*, 8<sup>th</sup> *Rock Mecanics Symposium*, University of Minnesota, pp.500-23.
- 24.** Esteves J.M., Weber R.N. (1978). Control of vibration caused by blasting. *Laboratorio de Engenharia Civil, Memoria 409; Ministerio da Habitacao e Obios Publicas*, Lisbon, Portugal, p11.
- 25.** Favreau R. (1993). Développement et utilisation du programme de simulation de tir BLASPA. *Industrie minière*.
- 26.** Fleurisson J.A.(2001).Structure géologique st stabilité des pentes dans les massifs rocheux : description, analyse et modélisation. *Revue Française de Géote..n°5*, pp. 67-78.
- 27.** Fleurisson J.A. (2002). *Interaction massif rocheux-énergie explosive et stabilité de front de taille*. Edition Paris ENSMP.202p.
- 28.** Fourny et al (1983). Fourny WL. Mechanisms of rock fragmentation by blasting. In: Hudson JA, editor (1983).*Comprehensive rock engineering, principles, practice and projects*. Oxford: Pergamon Press; p. 39–69.
- 29.** Fourny W et Dick, R,eds Bethel(1987). CT,USA,pp 530-541.
- 30.** Franklin, J.A., Dusseault, M.B. (1989). *Rock Engineering*. McGraw-Hill.
- 31.** Froment B. (1974). *Tir en masse et vibrations*. Edition: EGICO, Beaune -France

- 32.** Grady Z., Kipp R.V.(1980). Continuum Modeling of Explosive Fracture in Oil Sahale. Int.J. Rock. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 17, 147-157.
- Gramberg, J. (1989). A Non-Conventional View on Rock Mechanics and Fracture Mechanics.
- 33.** Hagan, T.N. Blasting physics. (1979). What the operator can use in 1975. Proc.Australian inst. Min. Metal annual conf. Adelaide. Part B, pages 369-386.
- 34.** Harries N., and Mercer, J.K. (1983). The science of blasting and its use to minimise costs. Proc. Australian inst. Min. Metal. Annual conf. Adelaide, part B, pp. 387-399.
- 35.** Hino K. (1959). Theory and practice of Blasting, Nippo kayaku Co. Ltd., Japan.
- 36.** Hochholdinger R (1999); Mémoire de fin d'étude sur l'analyse de la fragmentation de différentes roches ; Laboratoire de Rittinger-université de Leoben –Autriche.
- 37.** Hoek E., Brown E.T. (1998). Parameters that matched field observations were clearly outside the range. Department of Civil Engineering, University of Toronto, Ontario. Canada. Pro. 15 th Canadian Rock Mecah. Symp.
- 38.** Hoek E., Brown E.T. (1988). Determination of shear failure envelope in rock mass. Journal Geotechnical Engenieering. Div; Am. Soc. Civ. 114, N° 3, pp 371- 392.
- 39.** Holomberg R. (1989). Rock blasting and Explosives engineering. Publisher CRC PrI LTc. 337p.
- 40.** Huang, J., Wang, Z., Zhao, Y. (1993). The development of rock fracture from microfracturing to main fracture formation. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., 30(7), 925-928.
- 41.** Isakov A., M. A. Kouk, B. M. Pavlotenkov. Method of modelling of blasting, URSS Sciences Academy PTT, n°8 (1980).
- 42.** Ito et Sassa (1966), étude sur le mécanisme de fragmentation au cours du sautage ménagé à l'explosif. Explosifs n°4 pp.93-105
- 43.** Jaeger, J.C. and Cook, N.G.W. (1979).Fundamental of rock mechanics. Chapter 2,13 and 18, Chapman & Hall ltd. , London.
- 44.** Kachanov, L.M. (1958). On the time to failure under creep conditions. Izv. AN SSSR Otd. Tekhn. Nauk, (8), 26-31.
- 45.** Kendorski, F.S., Cummings, R.A., Bieniawski, Z.T. (1983). Rock mass classification for block caving mine drift support. Proc. 15th Int. Cong. Rock Mech., ISRM, B101-B113.
- 46.** Klein,T,H.(1988). A mathematical model of rock breakage by blasting Phd thesis juilius kryttschnitt mineral research center (JKMRC) Dept of mining and metellurgical engineering, University of queensland ,p 446

- 47.** Kostrov B. ., (1974)."Cracks propagation with variable velocity", IMM, Moscow. **48.** Kuter N. (1967). Modelling materials for engineering rock mechanics. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. V.7. I. 1, pp 77-121.
- 48.** Kuter N., Fairhurst G.R. (1971). Stress analysis of pressurized circular hole with radial crack in a infinite elastic plate. Int. J. of Fracture, 6(3), pp 233-247.
- 49.** Kuzmenko A.A., Vorobev V.D. and Denisuk I.I. (1993). Seismic effect of blasting in rock. Translation in Russian. Distribution in USA by Balkema Publisher, 169p.
- 50.** Krajcinovic, D. (1996): Damage Mechanics. North-Holland series in applied mathematics and mechanics, Elsevier.
- 51.** Lajtai, E.Z., Dzik, E.J. (1996). Searching for the damage threshold in intact rock. Rock Mechanics:Tools and Techniques, Aubertin, Hassani & Mitri (eds.), Balkema, 1, 701-708.
- 52.** Langefors V. and Kihlstrom B.,(1963).The Modern Technique of Rock Blasting, J. Wiley and Sons, New York.
- 53.** Lau, J.S.O., Gorski, B., Jackson, R., Conlon, B. (1994).Progressive fracture of granite under compression: a laboratory study. 1st North American Rock Mechanics Symposium, Austin, Poster Volume, 42-45.
- 54.** Legrain L., Tshibangu K.(2006). Roughness characterization of fractures surfaces, in Proceedings of the International Symposium of the International Society for Rock Mechanics, Eurock, Liege, Belgium.
- 55.** Lemaître, J. (1996): A Course on Damage Mechanics. 2nd ed. Springer.
- 56.** Linvingston C.W.(1956). Theory of fragmentation in Blasting, 6th Drilling Symposium, Univ. Minnesota, pp.44-51.
- 57.** Margolin L.G., Adams D.J. (1998). Numerical Simulation of Fracture. The 23<sup>rd</sup> U.S. Symposium on rock mechanics, august 25-27. Berkeley.California
- 58.** Martin, C.D. (1993): Strength of Massive Lac du Bonnet Granite Around Underground Openings. Ph.D. Thesis, University of Manitoba.
- 69.** Martin, C.D., Chandler, N.A. (1994). The progressive fracture of Lac du Bonnet granite. Int. J.Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., 31(6), 643-659.
- 60.** Martin, C.D., Read, R.S. (1996). AECL's Mine-by experiment: A test tunnel in brittle rock. Rock Mechanics, Tools and Techniques, Aubertin, Hassani & Mitri (eds), Balkema, 1, 13-24.
- 61.** McHugh S.L. (1983). Crack extension caused by internal gas pressure compared with extension caused by tensile stress. International Journal of Fracture. V. 21, n° 3, pp 163-176.

- 62.** Meredith, P.G. (1990). Fracture and failure of brittle polycrystals: an overview. *Deformation Processes in Minerals, Ceramics and Rocks*. Barber & Meredith (eds.). Unwin Hyman, 5-47.
- 63.** Ortiz Z., Tidjani M. (2002). Interaction explosif roche. *Les technique de l'industrie minérale*, n°3, pp120-132.
- 64.** Ouchterlony F., Fracture mechanics applied to rock blasting. *Proc. 3-a congress of the international society for rock mechanics*, vol.2, part B, Denver (1974) 1377-1383.
- 65.** Panet M., Denis A. and Tourençy C. (1971). Rock identification by means of continuity index. In: *Proc. 4<sup>th</sup> Cong. Int. Soc. Rock Mech.*, Montreux. AA Balkema Rotterdam, pp 95-98.
- 66.** Paventi, M. (1995). *Rock Mass Characteristics and Damage at the Birchtree Mine*. Thèse de Ph.D. non publiée, Université McGill.
- 67.** Persson Persson P.A., Holmberg R. and Lee J. (1983). *Rock Blasting and explosives Engineering*, Chapter11: Blast Performance Control, p.306, 1970.
- 68.** Rabotnov, Y.N. (1969). *Creep Problems in Structural Members*. North-Holland Publ. Co., Elsevier.
- 69.** Rebeyrotte A., and Heraud H. (1988). *Méthode d'extarction pour les terrassements rocheux*. GE-38, LCPC.
- 70.** Rustan A.P., Sher E.N. and Rossmanith H.P (1999). Micro-segmental contour how does in influe mass? *Engineering Geology*. V. 49. Issue 4, pp 303-313.
- 71.** Rocchini J. (1995). *Découpage des roches ornementale à l'explosif: analyse et modélisation*. Edition : Paris : ENSMP. 305p.
- 72.** Rossmanith, H.P. , Klasmilner V.(1983).*Rock Fragmentation by Blasting*. *Proc. 4th Int. Symp. Colorado, USA*, pp. 541 -549.
- 73.** Sadwin L.D. and Junk N.M., (1966). Lateral shock pressure measurments at an explosive column, fourth symposium on detonation, ACR 126, Office of Naval Research, Washington, pp.92-95.
- 59.** Sanchidrian J.A., Segarva P., Lopez L.M. (2006). Energy compnents in rock blasting. *Int. J. of Rock Mechanics and Mining Sciences*, n°7, pp 130-147;
- 74.** Sarajkin V.A., (1979). *Plane problem of cracks dynamics in elastic material*, URSS Sciences Academy PTT n°4..
- 75.** Sauvage C. et Blanchier, A. (2002). - Effets de la dispersion des retards pyrotechniques sur un tir. *Sciences et Technique*, 9, pp 42-45.

- 76.** Scoble, M.J., Lizotte, Y.C., Paventi, M., Mohanty, B.B. (1997). Measurement of blast damage. *Mining Engineering*, 49(6), 103-108.
- 77.** Sgaoula, J., Aubertin, M., Gill, D.E. (1995). Using internal state variables for modeling the viscoplastic behavior of rock salt in the semi-brittle regime. *Proc. 35th U.S. Symp. Rock Mech.*, Daemen & Schultz (eds), Balkema, 749-759.
- 78.** Sher E.N. (1982). One instance of calculation of radial crack propagation in explosion in brittle solid with quasistatic approximation, *FTPRI*, n°2 21-28.
- 79.** Sher E.N. (1974). Another instance equilibrium of radial cracks system, *IMTF*, n°5, pp. 53-64.
- 80.** Sher E.N. (1980). On stressed state of growing with constant velocity linear isolated crack loaded from within by concentrated forces, *IMTF*, n°8, pp. 141-152.
- 81.** Shibangu K. Vanoverbeke, R. (2002). Chantry, Experimenting the electronic detonators in the Antoing Quarry – Belgium. 28th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, Las-Vegas.
- 82.** Simba K.R., Fournery W.L. and Dick R. D. (1983). An investigation of the use fullness of stemming in crater blasting. *Proc. Of the 2nd Int; Symp. On Rock Frag. By Blasting*, Keystone,
- 83.** Steiner H. zerkleinerungstechnische Eigenschaften von Gesteinen - fragmentation properties of rock\_FELS- BAU 16NR.5, pp.320-325, 1998.
- 84.** Thiarp, (1996). Tharp, T.M. (1996). A fracture mechanics analysis of stand-up time for mine roof beams. *Rock Mechanics: Tools and Techniques*, Aubertin, Hassani & Mitri (eds.), Balkema, 2, 1177-1184.
- 85.** Van Cothem A., Charlier R., Thimus J.F. (2006). Multiphysics coupling and long term behavior in rock mechanics: Proceeding of the international symposium. *Eurock*, Liege, Belgium, pp141-147
- 86.** Vervoort A., Tshibangu K.(1999). Influence of the stress path on micro-fracturing of rock in a true triaxial stress state, 6th International Workshop on Nonlinear Elasticity in Materials, K.U. Leuven
- 87.** Wawersik W., Rudnicki, J., Olsson, W., Holcomb D., and Chau K. (1990). "Localization of deformation in brittle rock: theoretical and laboratory investigations." *Micromechanics of Failure of Quasi-Brittle Materials*, S. Shah, S. Swartz, and M. Wang, eds., New York. Elsevier, 115–124.
- 88.** Weber N., Romdhane B., Blanchier C. (1971). La fragmentation des roches à l'explosif en carrière. *Revue de l'Industrie Minérale*. N° 6, pp 27-31.
- 89.** Worsey P.N. (1981). Geotechnical factors affecting the application of pre-split blasting to rock shops. Thesis (PhD) University Newcastle Upon Tyne.

**90.** Zheng,R,bailing,M.et schicai,G, (1987). The study of the influence of both burden and hole spacing upon fragmentation by blasting. Trans, second international symposium of rock fragmentation by blasting.

**91.** Zou,D. (1990). Experimental study of computer simulation of bench blasting in production scale, Third symposium of fragmentation, Brisbane August, pp.26-31.