

Sommaire

Introduction générale.....	1
Premier chapitre.....	4
Etude bibliographique sur l'art de tir à l'explosif.....	2
I.1. Introduction.....	4
I.2. Paramètres d'un plan de tir.....	5
I.2.1. Paramètres invariables.....	5
I.2.1.1. Comportement de la roche (Résistances et propriétés).....	5
I.2.1.1.1. Module de Young (E).....	5
I.2.1.1.2. Coefficient de Poisson (v).....	6
I.2.1.1.3. Coefficient de poussée (K).....	6
I.2.1.1.4. Coefficient de foisonnement dynamique (K_{fd}).....	7
I.2.1.1.5. Compression triaxiale.....	8
I.2.1.1.5.1. Construction de la courbe intrinsèque.....	9
I.2.1.1.5.2. Cas particuliers.....	10
I.2.1.1.5.2.1. Cas particulier n°1.....	10
I.2.1.1.5.2.2. Cas particulier n° 2.....	11
I.2.1.1.5.2.3. Cas intermédiaire.....	11
I.2.1.1.2. Discontinuités structurales	11
I.2.1.1.3. Conditions climatiques (Eau quelque fois contrôlable).....	13
I.2.1.3.1. Le Forage.....	13
I.2.1.3.2. Le choix de l'explosif.....	13
I.2.1.3.3. Le processus d'abattage.....	13
I.2.1.3.3.1. Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux.....	13
I.2.1.3.3.2. Rôle de l'eau comme agent de bourrage.....	13
I.2.1.3.3.3. Rôle de l'eau dans la transmission des vibrations.....	14
I.2.1.3.3.4. Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux.....	14
I.2.2. Paramètres contrôlables (Variables).....	14
I.2.2.1. Paramètre Explosif (type d'explosif).....	14
I.2.2.1.1. La déflagration.....	15
I.2.2.1.2. La détonation.....	15
I.2.2.1.3. Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine).....	16
I.2.2.1.3.1. Conservation de la masse.....	17
I.2.2.1.3.2. Conservation de l'énergie.....	17
I.2.2.1.3.3. Conservation de la quantité de mouvement.....	17
I.2.2.1.3.4. Stabilité des réactions de décomposition chimique.....	18
I.2.2.1.3.5. Diamètre critique de détonation.....	19
I.2.2.1.3.6. Cas particulier des émulsions – Désensibilisation.....	20
I.2.2.1.3.7. Mesure de la vitesse de détonation in situ.....	20
I.2.2.1.4. Les caractéristiques de performance.....	21
I.2.2.1.4.1. Energie et puissance.....	21
I.2.2.1.4.1.1. Méthodes de mesure.....	21
I.2.2.1.4.1.1.1. Le Coefficient d'Utilisation Pratique (CUP)..	21
I.2.2.1.4.1.1.2. Le Travail au Mortier Balistique (TMB).....	22
I.2.2.1.4.1.3. La mesure d'énergie en piscine.....	22

I.2.2.1.4.1.4. L'énergie déterminée par calcul thermodynamique.....	23
I.2.2.1.4.2. Densité.....	23
I.2.2.1.4.3. Vitesse de détonation.....	24
I.2.2.1.4.3.1. Méthode de mesure.....	24
I.2.2.1.4.3.2. Observation.....	24
I.2.2.1.4.4. Volume de gaz de réaction.....	24
I.2.2.1.4.4.1. Méthode de mesure.....	24
I.2.2.1.4.4.2. Observations.....	24
I.2.2.1.5. La consommation spécifique d'explosif.....	25
I.2.2.2. Paramètres liés aux trous.....	26
I.2.2.2.1. Qualité de forage.....	26
I.2.2.2.1.1. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	26
I.2.2.2.1.2 Les déviations de forages.....	26
I.2.2.2.2. Le diamètre du trou.....	28
I.2.2.2.3. L'inclinaison du trou.....	29
I.2.2.2.4. L'excès de forage (sous forage).....	29
I.2.2.2.5. Longueur du trou.....	29
I.2.2.3. Paramètres liés au Bourrage.....	30
I.2.2.3.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous.....	30
I.2.2.3.2. Qualité du matériau de bourrage.....	30
I.2.2.4. Paramètres liés au plan.....	30
I.2.2.4.1. Banquette.....	30
I.2.2.4.2. L'espacement.....	30
I.2.2.4.3. Rapport de maille.....	30
I.2.2.4.4. Présence des faces libres.....	30
I.2.2.4.5. Type d'amorçage et séquence d'initiation.....	31
I.2.2.4.6. Effet de retard entre trous.....	32
I.3 Processus de fragmentation.....	33
I.3.1. Décomposition de la substance explosive, champ de pression.....	33
I.3.2. Champ de contrainte, ondes de contraintes.....	33
I.3.3. Rupture ou endommagement.....	33
I.3.4. Détente des gaz et fragments de roche.....	33
I.3.5. Mise en mouvement des fragments.....	34
I.3.6. Effet de choc et effet de gaz.....	34
I.3.6.1. Phases de la détonation.....	34
I.3.6.1.1. Phase 1: temps ($t_0 + \epsilon$).....	34
I.3.6.1.2. Phase 2: temps ($t_0 + 0,7 \text{ ms}$).....	34
I.3.6.1.3. Phase 3: temps ($t_0 + 1,3 \text{ ms}$).....	35
I.3.6.1.4. Phase 4: temps ($t_0 > 15 \text{ ms}$).....	35
I.3.6.2. Analyse de l'effet de choc.....	35
I.3.6.2.1. Expérience de la barre de Hino.....	35
I.3.6.2.2. Analyse du résultat.....	36
I.3.6.3. Analyse de l'effet de gaz.....	37
I.3.6.3.1. Transformation d'une pression statique en effet de traction sur la paroi.....	37
I.3.6.3.2. Effet de Griffith (propagation des fissures).....	38
I.4. Modèle de conception d'un plan de tir.....	39
I.4.1. Etapes du calcul.....	39

I.4.2. Implémentation et analyse des résultats.....	39
I.4.3. Calcul de paramètres de tir en exploitation à ciel ouvert.....	39
I.4.3.1. La géométrie de la charge.....	40
I.4.3.1.1. Cas particuliers.....	41
I.4.3.2. Les formules de calcul (Langefors).....	41
I.4.3.2.1. Le coefficient d'énergie (S).....	41
I.4.3.2.2. La charge linéaire (L_f).....	42
I.4.3.2.2.1. Coefficient de tassement à appliquer.....	42
I.4.3.2.3. Le coefficient d'inclinaison (C_{in}).....	42
I.4.3.2.4. La résistance au tirage (R_T).....	43
I.4.3.2.4.1. L'état de fracturation.....	43
I.4.3.2.4.2. L'indice de continuité (I_c).....	43
I.4.3.2.5. Le rapport de maille (E_t/B).....	44
I.4.3.2.6. Constant de Langefors (1,08).....	44
I.4.3.2.7. Corrections.....	44
I.4.3.2.8. Calcul des charges.....	45
I.4.3.2.8.1. Charge de pied.....	45
I.4.3.2.8.2. Charge de cisaillement.....	45
I.4.3.2.8.3. Charge de poussée.....	45
I.4.3.2.8.4. Charge de colonne.....	45
I.4.3.2.8.4.1. Cas n° 1: explosif en vrac.....	46
I.4.3.2.8.4.2. Cas n° 2: explosif encartouché.....	46
I.5. Influence de degré de fragmentation sur la chaîne technologique de production....	47
I.5.1. Sur le cycle du chargement.....	47
I.5.2 Sur le cycle du transport.....	47
I.5.3. Sur le cycle du concassage primaire.....	48
I.6. Conclusion.....	50
Deuxième chapitre.....	52
Techniques de mesure.....	52
II.1. Introduction.....	52
II.2. Discussion des méthodes.....	53
II.2.1. Prédiction.....	53
II.2.1.1. Le Modèle (Kuz-Ram).....	53
II.2.1.1.1. Équation de Rosin-Rammler.....	53
II.2.1.1.2. Équation de prédiction de la taille médiane de Kuznetsov.....	53
II.2.1.1.3. Équation de prédiction de l'uniformité Rosin-Rammler.....	54
II.2.1.2. Le Modèle (CK).....	54
II.2.1.3. Le Modèle (BRW).....	55
II.2.1.4. Modèle de prédictions trou par trou.....	56
II.2.1.4.1. Prédiction en fonction des consommations spécifiques propres $q(i)$	56
II.2.1.4.1.1. détermination de la consommation spécifique propre à chaque trou $q(i)$	56
II.2.1.4.1.2. Prédiction des $x_{50}(i)$ et de $x_{50}(\text{globale})$	56
II.2.1.4.1.3. Prédiction des $x_{max}(i)$ et de $x_{max}(\text{globale})$	56
II.2.1.4.2. Prédiction trou par trou en fonction des banquettes géométriques $B(i)$	57
II.2.1.5. Prédiction basée sur la méthode de Monte Carlo.....	57
II.2.1.5.1. Préambule.....	57

II.2.1.5.2. Principes de tir adopté par Monte Carlo.....	58
II.2.1.5.3. Développement du simulateur Monte Carlo à l'aide de Visual Basic.Net.....	58
II.2.1.5.4. Application du simulateur Application du simulateur.....	59
II.2.1.6. Théorie de percolation.....	59
II.2.2. Criblage ou tamisage.....	61
II.2.2.1. Taille et calcul des proportions granulométriques par tamisage.....	62
II.2.2.2. Problèmes rencontrés lors de mesure de la distribution des tailles des fragments.....	62
II.2.3. Méthode de comptage des hors gabarits.....	63
II.2.4. Méthode de consommation d'explosifs en débitage secondaire.....	64
II.2.5. Méthode du taux de chargement de la pelle.....	64
II.2.6. Méthode de comblement de retard du concasseur.....	64
II.2.7. Méthode d'analyse visuelle.....	64
II.2.8. Méthode d'analyse photographique ou manuelle.....	64
II.2.9 Méthode photogrammétrique conventionnelle à haute vitesse.....	65
II.2.10. Méthode de mesure à la ficelle.....	65
II.3. Conclusion.....	66
Troisième chapitre	67
Techniques phot-analytiques potentielles.....	67
III.1. Introduction.....	67
III.2. Techniques de mesure.....	68
III.2.1. Échantillonnage photographique.....	68
III.2.1.1. Photographie au niveau de tas abattu.....	68
III.2.1.2. Photographie au niveau des camions de transport.....	69
III.2.1.3. Photographie sur trémie / convoyeur à bande.....	69
III.2.1.4. Résolution des images.....	71
III.2.1.4.1. Visibilité des objets.....	72
III.2.1.4.2. Dimensionnement des objets.....	72
III.2.1.4.3. Limite haute.....	72
III.2.1.4.4 Limite basse.....	73
III.2.1.5. Conseils.....	73
III.2.2. Définition et numérisation des contours des fragments.....	74
III.2.3. Mesure des surfaces et diamètres des fragments.....	74
III.2.3.1. Méthode de cercle équivalent (surface égale).....	75
III.2.3.2. Meilleur ellipse ajustée (<i>best fitting ellipse</i>).....	75
III.2.4. Détermination de la distribution de vrais fragments.....	75
III.2.4.1. Modèle sphérique.....	76
III.2.4.2. Modèle ellipsoïdal.....	77
III.2.4.2.1 Du tamisage virtuel à la distribution des tailles.....	78
III.2.4.3 Applicabilité des méthodes de sectionnement aux images projetées...	79
III.2.4.4. Méthodes antérieures d'estimation de la distribution de tailles des tas abattus.....	79
III.2.4.4.1. Méthode de Maerz.....	80
III.2.4.4.2. Méthode de Kemeny	80
III.2.5. Correction et ajustement de la distribution des tailles de vrais fragments....	82
III.2.6. Différents systèmes utilisés pour l'analyse d'images.....	82
III.2.6.1. Split.....	82

III.2.6.1.1. Recommandations.....	82
III.2.6.1.2. Reconstitution des images bidimensionnelles et estimation des fragments.....	82
III.2.6.2. WipFrag.....	83
III.2.6.2.1. Reconstitution des images bidimensionnelles et estimation des fragments.....	83
III.2.6.3. FragScan.....	86
III.2.6.3.1. La qualité des images.....	86
III.2.6.3.2. Reconstitution des images bidimensionnelles et estimation des fragments.....	86
III.2.6.4. IPACS.....	87
III.2.6.5. TUCIPS.....	87
III.2.7. Erreurs de mesure liées à l'analyse d'images.....	88
III.2.7.1. Erreurs dues à l'échantillonnage.....	88
III.2.7.2. Problèmes dus à la présence de particules fines.....	88
III.2.7.3. Erreurs dues à la technique employée pour l'extraction de l'information 2D.....	90
III.3. Conclusion.....	91
Quatrième chapitre.....	92
Etude de cas.....	92
IV.1. Introduction.....	92
IV.2. Situation Géographique.....	93
IV.3. Contexte géologique.....	93
IV.3.1. Géologie et structure du Hoggar.....	94
IV.3.1.1. Le Hoggar occidental: (la chaîne pharusienne).....	96
IV.3.1.1.1. Le rameau occidental.....	96
IV.3.1.1.2. Le mole In Ouzzal.....	96
IV.3.1.1.3. Le Rameau oriental.....	96
IV.3.1.1.3.1. Le pharusien I.....	96
IV.3.1.1.3.2. Le pharusien II.....	96
IV.3.1.2. Le Hoggar central polycyclique.....	96
IV.3.1.2.1. La zone de Tefedest Atakor.....	97
IV.3.1.2.2. La zone Egerée-Arefsa.....	97
IV.3.1.2.3. La zone d'Oumelalen-Tamasint.....	97
IV.3.1.3. Le Hoggar oriental.....	98
IV.3.1.3.1. La chaîne Tiririnienne ou la zone occidentale.....	98
IV.3.1.3.2. Le bloc de Tafassasset-Djanet.....	98
IV.3.1.3.3. La zone centrale.....	98
IV.3.1.4. Minéralisations aurifères du Hoggar.....	99
IV.3.1.4.1. La province tiririnienne du Hoggar oriental.....	99
IV.3.1.4.2. La province du Hoggar central.....	99
IV.3.1.4.3. La province Pharusienne du Hoggar occidental.....	99
IV.3.1.4.4. La province Ouzzalienne du Hoggar occidental.....	100
IV.3.2. Géologie locale.....	100
IV.3.2.1. Le District aurifère Tirek – Amesmessia.....	100
IV.3.2.2. Le Gisement de Tirek.....	102
IV.3.2.3. Le Gisement d'Amesmessia.....	102
IV.3.2.3.1. Géologie du gisement d'Amesmessia.....	102
IV.3.2.3.2. Gitologie du gisement d'Amesmessia.....	105

IV.3.2.3.2.1 Description des zones filonniennes aurifères.....	105
IV.3.2.4. Condition hydrogéologiques du gisement d'Amesmess.....	106
IV.4. Conditions minières et de chaîne technologique de production.....	107
IV.5. Implémentation de l'analyse d'image.....	108
IV.5.1. Nature et résultats des essais de tir adopté.....	108
IV.5.2. Méthode d'échantillonnage développée.....	109
IV.5.3. Résultats.....	110
Conclusion générale et recommandations.....	113
Références bibliographiques.....	115
Annexe.....	123

Liste des figures

N°	Titre	Page
	Premier chapitre	
I.1	Courbe contrainte-déformation	5
I.2	Caractérisation des roches selon le module de Young	6
I.3	Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson	6
I.4	Essai de la contrainte de poussée	6
I.5	Contrainte-écrasement	7
I.6	Pression-temps de détonation	7
I.7	Disposition des contraintes pour un élément in situ de roche	8
I.8	Essai de compression triaxiale	9
I.9	Courbe intrinsèque	9
I.10	Courbe intrinsèque d'une roche cohérente	10
I.11	Courbe intrinsèque d'une roche pulvérulente	11
I.12	Courbe intrinsèque d'une roche courante	11
I.13	Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fracture et la résistance de cisaillement développée par «Ashby»	12
I.14	Effet du rapport (Espacement des trous et espacement des discontinuités) sur la fragmentation des roches	13
I.15	Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent	15
I.16	Théorie de base d'équation d'Hugoniot-Rankine (Expérience de la détonation d'explosif)	16
I.17	Conditions idéales de la détonation	16
I.18	Régimes des explosifs	18
I.19	Diamètre critique de détonation	19
I.20	Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place	20
I.21	Exemple de mesure et analyse de certains paramètres	21
I.22	Mesure d'énergie en piscine	22
I.23	Graphique de pression en fonction du temps	23
I.24	Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive	24
I.25	Taille moyenne en fonction de la consommation spécifique d'explosif	25
I.26	Distribution des tailles de particules résultantes de tir des blocs cubiques en béton avec une consommation spécifique de 0,2 à 1,25 kg/m ³	25
I.27	Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	26
I.28	Déviation due aux discontinuités	27
I.29	Exemple de différence entre maille théorique et maille réelle	27
I.30	Conséquences de déviation des forages	27
I.31	Choix du diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin	28
I.32	Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	29
I.33	Sens d'initiation d'une charge explosive	31
I.34	Algorithme provisoire pour l'effet du retard entre les trous sur la taille moyenne des fragments	32

I.35	Création d'une onde de choc sur l'interface explosif gaz - roche	34
I.36	Propagation de l'onde de choc et formation de fissures radiales	34
I.37	Réflexion d'onde de choc et leur effet	35
I.38	Propulsion des matériaux	35
I.39	Expérience de la barre de Hino	36
I.40	Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif	36
I.41	Diagramme de Hino	37
I.42	Propagation de la pression statique sur la paroi du trou	38
I.43	Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation	38
I.44	Paramètres géométriques de préparation d'un tir	39
I.45	Charge de pied pour un trou vertical	40
I.46	Charges de pied pour un trou incliné	40
I.47	Charge de colonne	40
I.48	Incidence de degré de fragmentation sur le rendement du chargement	47
I.49	Productivité du transport en fonction de l'indexe de fragmentation	48
I.50	Influence de la granulométrie sur le coût du concassage primaire	48
I.51	L'effet du degré de fragmentation sur les opérations unitaires individuelles et le coût global	49
Deuxième chapitre		
II.1	Terminologies d'un plan de tir	57
II.2	Taille du fragment en fonction de la densité des fissures	61
II.3	Vue générale de l'opération de criblage et tamisage	62
II.4	Courbe granulométrique expérimentale par tamisage	63
II.5	Comptage des hors-gabarits dans le profil du tas abattu des roches	64
II.6	Principe de méthode de mesure à la ficelle	65
Troisième chapitre		
III.1	Problème de parallaxe lors de l'échantillonnage photographique	68
III.2	Echantillonnage photographique sur le camion	69
III.3	Prise d'images automatique sur camions	69
III.4	Echantillonnage sur convoyeur à bande	70
III.5	Prise d'images automatique sur trémie	70
III.6	Echantillonnage d'un tas abattu	71
III.7	Bonnes pratiques d'échantillonnage	71
III.8	Images inutilisables	72
III.9	Maîtrise des ombres portées lors de la prise de vues	73
III.10	roche fragmentée et son image numérique de profils de fragments	74
III.11	Cercle équivalente	75
III.12	Meilleur ellipse ajustée	75
III.13	Exemple comparatif de la distribution des fragments par tamisage	80
III.14	Facteurs de calibrage x_c et n	85
III.15	Exemple de la distribution des fragments pour (WipFrag)	85
III.16	Images initiale (a), et résultat des traitements 2D pour FragScan	86
III.17	Ouverture de taille $\mu = 30$ opérée sur l'image binaire	87
III.18	Problèmes d'extraction des contours	89
III.19	Histogrammes des volumes	90

III.20	Correction des fines - méthode de Split	90
Quatrième chapitre		
IV.1	Situation géographique du gisement aurifère d'Amesmessa	93
IV.2	Contexte géodynamique et structural du Hoggar	94
IV.3	Subdivision classique du Hoggar	94
IV.4	Carte géologique simplifiée du bouclier Touareg et des régions adjacentes	95
IV.5	Les différents terranes du Hoggar	95
IV.6	Relation entre les terranes Panafricains, les zones de cisaillements et les minéralisations d'or dans le bouclier Targui (Hoggar)	100
IV.7	Carte géologique localisant les gîtes aurifères de la région Tirek-Amesmessa	101
IV.8	Carte géologique du gisement d'Amesmessa	104
IV.9	Coupe géologique de la Zone filonienne 9	106
IV.10	Chargement et transport au niveau de la mine d'Amesmessa	107
IV.11	Station de concassage au niveau de la mine d'Amesmessa	108
IV.12	Exemple des résultats visuels de la fragmentation	109
IV.13	Echantillonnage adopté	109
IV.14	Distribution des fragments pour le tir (A2015)	110
IV.15	Distribution des fragments pour le tir (B2015)	111
IV.16	Distribution des fragments pour le tir (C2015)	112

Liste des tableaux

N°	Titre	page
Premier chapitre		
I.1	Caractérisation du massif selon le degré de fracturation	43
I.2	Caractérisation du massif selon l'indice de continuité	43
I.3	Erreur suivant le mode d'implantation de forage	44
I.4	Erreur suivant le positionnement de la machine de forage	44
I.5	Erreur suivant le mode de réglage de l'inclinaison	45
I.6	Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif	46
Quatrième chapitre		
IV.1	Les différents terranes du Hoggar	98
IV.2	Paramètres de tir envisagé	108
IV.3	Caractéristiques de tamisage numérique par FragScan de tir A2015	110
IV.4	Caractéristiques de tamisage numérique par FragScan de tir B2015	111
IV.5	Caractéristiques de tamisage numérique par FragScan de tir C2015	112

Introduction générale

La rupture séquentielle mène à la fragmentation. Un des aspects les plus importants de la fragmentation à l'explosif est qu'un corps de matériau dur, à la fin du processus de la rupture, est divisé en de nombreux morceaux. Dans des conditions de chargement quasi-statique, un corps est souvent cassé seulement en quelques morceaux. Sous des vitesses de chargement très élevées où de fortes contraintes atteintes dans un temps très court, le même corps se casse par fragmentation en de nombreux morceaux. La fragmentation joue un rôle important dans une grande variété de processus industriels dans laquelle on désire causer la fragmentation de la manière la plus efficace et la plus contrôlée. Ainsi, l'élaboration de méthodes efficaces et sûres pour l'abattage des roches à l'explosif est d'intérêt considérable pour l'industrie minière. Les opérations d'abattage réussies peuvent mener à réaliser la distribution la plus appropriée des fragments de roches avec un coût de production minimum. Néanmoins, jusqu'à aujourd'hui, la fragmentation à l'explosif avait été en dehors de la province des méthodes théoriques générales et a été étudié principalement avec l'utilisation de méthodes basées sur une variété d'hypothèses non contrôlables et parfois mutuellement contradictoires.

Avec le développement des ordinateurs à grande vitesse, des efforts considérables ont été orientés pour des modèles continus, (Gardy et keep, 1980 [66] et Preece *et al.*, 1994 [110]), discontinus, (Potyondy et Cundall, 1996 [108] et Donzé *et al.*, 1997 [54]) et continu-discontinus, (Munjiza *et al.*, 1995 [100]) afin de décrire la fracturation et la fragmentation. D'autres chercheurs ont préféré appliquer une approche micro-statique, (Curran *et al.*, 1982 [46], 1987 [45]) au problème de la fracturation et de la fragmentation à l'explosif des solides. De nos jours et à la connaissance de l'auteur, l'approche la plus appropriée n'a pas été identifiée. Actuellement, il y a une variété de modèles numériques traitant la rupture et la fragmentation mais qui sont loin d'aboutir à une prévision fiable et précise de la distribution granulométrique et ce à partir de la connaissance de la géométrie, des propriétés mécaniques et physiques (dynamique et statiques), des conditions initiales et des conditions aux limites.

Il semble raisonnable de dire que la fragmentation à l'explosif est le résultat d'un problème couplé impliquant l'initiation et la propagation des fissures dans un milieu initialement intact et la formation de fragments isolés. Ainsi, les aspects du continu et du discontinu avec la transition continu-discontinu, sont tous présents. Malheureusement, d'un point de vue de la mécanique des milieux continus, il n'est pas possible de tenir compte de la formation explicite des fragments. D'autre part, la mécanique de la rupture en dynamique ne peut pas également traiter, en même temps, un grand nombre de fissures.

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

La fragmentation décrit la répartition granulométrique des fragments produits par le tir. Cependant la conception idéale du plan de tir devrait produire une fragmentation étroitement adaptée à celle requise pour une application spécifique telle que pour la pierre de rocaille ou d'armure [enrochement], et réduire au minimum le besoin de débitage secondaire. Une fragmentation améliorée dans la plupart des applications signifie des fragments plus petits et nécessite généralement plus de forages et plus d'explosifs, mais les coûts sont compensés par un chargement, un transport et un écrasement plus faciles et moins coûteux (Mackenzie, 1966 [88]).

Comme la fragmentation est très étroitement liée à l'économie de l'exploitation minière et des carrières, elle doit être mesurée rapidement et avec précision. Cependant plusieurs méthodes sont utilisées pour déterminer la distribution de taille des fragments:

- Des comptages des hors-gabarits et des estimations visuelles ont été effectués sur les photographies des tas des roches abattues (Grant et Dutton, 1983 [67]). Cette méthode est assez rapide et peu coûteuse et s'est avérée suffisamment précise pour certaines fins.
- Le tamisage a été largement utilisé dans des essais de tir à échelle réduite (Bergman *et al.*, 1974 [17], Scott *et al.*, 1996 [20]), mais il est prohibitif et coûteux pour les tirs de production à grande échelle. Malgré ses problèmes, le tamisage reste la référence actuelle mesurant la distribution de taille des fragments de la roche. Ainsi, la pertinence de la mesure par analyse d'image sera validée sur la base des résultats du tamisage.
- Des prédictions ont été faites pour les paramètres de tir et les propriétés des masses rocheuses, soit en utilisant des mesures de jointure seules (Van Zyl, 1986 [131]), des formules empiriques (Gaudin et Meloy, 1962 [63]; Cunningham, 1983 [44]); Ou de simulations sur ordinateurs (DA Gama, 1984 [47]; Cook, et al., 2000 [39]; Delille, 2012 [53]). Cependant ces méthodes, ne mesurent pas la fragmentation réelle.
- Des méthodes photographiques ont été développées, dans lesquels un paramètre de la taille des fragments, tels que la longueur ou la section transversale, est mesuré manuellement (Carter, 1977 [31]; Aimone et Dowding, 1983 [02]) ou à l'aide d'analyse d'image sur ordinateur (Carlsson et al. Nyberg, 1983 [30]). Ces méthodes fournissent des mesures biaises de fragments chevauchés par d'autres fragments. Cela représente une grave erreur d'échantillonnage.

Dans le cadre d'une étude plus approfondie pour caractériser la fabrique de la roche, une nouvelle méthode de mesure de la fragmentation par des techniques photo-analytiques numériques a été développée dans plusieurs (pays / institutions) en utilisant leurs propres systèmes d'analyse d'images. Cette méthode mesure la taille des fragments qui se chevauchent ainsi que ceux qui ne se chevauchent pas, et tente de reconstruire la vraie distribution de taille des fragments.

Le détaille de cette thèse est organisée de la façon suivante:

Dans le premier chapitre on présente une synthèse sur l'art de tir à l'explosif en général, tout en précisant en premier lieu l'influence du plan de tir par quelques facteurs et d'essayer à la suite de donner des recommandations et des techniques, permettant l'amélioration davantage la qualité désirée d'un tir, en se basant sur l'analyse des théories et des recherches entreprises par certains chercheurs. En deuxième lieu, on traite une formulation générale du processus de la fragmentation à l'explosif. En troisième lieu, on illustre un modèle d'implémentation d'un plan de tir empirique. Et en quatrième lieu on précise la sensibilité et l'influence de degré de la fragmentation sur la chaîne technologique de production dans une exploitation minière.

Le deuxième chapitre porte sur l'étude générale des différentes techniques utilisables pour la mesure de la fragmentation des roches et illustre ses avantages et inconvénients.

En troisième chapitre, une technique photo-analytique potentielle représentant un modèle de mesure de la fragmentation des roches par tir à l'explosif est étudiée, ainsi des systèmes numériques facilitant le traitement de données relatives à cette technique, développés par certaines institutions des pays sont aussi illustrés.

Enfin dans le dernier chapitre, nous tenterons de montrer en évidence l'efficacité de cette technique photo-analytique potentielle, par l'étude d'un cas pratique relatif au mesure de la fragmentation des roches, issue des tirs réalisés au niveau de la mine d'or (exploitation à ciel ouvert) appartenant à l'entreprise ENOR située à la wilaya de Tamanrasset qui se trouve dans l'extrême sud d'Algérie.

Premier chapitre : Etude bibliographique sur l'art de tir à l'explosif

I.1. Introduction

L'abattage des roches représente le premier maillon des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction. Les travaux de tir sont largement utilisés dans les exploitations à ciel ouvert des roches dures. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide des explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet.

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

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

Le calcul d'un plan de tir comprend une succession d'opérations qui requiert une méthodologie précise.

Nous allons essayer dans ce premier chapitre de procéder à une analyse systématique de l'art de tir à l'explosif, et de préciser leur influence sur les processus technologiques de l'exploitation minière.

I.2. Paramètres d'un plan de tir

I.2.1. Paramètres invariables

I.2.1.1. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)

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

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

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction. Par ailleurs, les essais réalisés par certains chercheurs, sur des matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction.

Quant à la résistance à la compression, elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation, (Rustan, 1990 [112]).

I.2.1.1.1. Module de Young (E)

Le module de Young est une indication de déformabilité de la matrice rocheuse. Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour le gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche. Pour traduire que la déformation est proportionnelle à la contrainte, on utilise la "loi de Hooke" entre la contrainte σ et la déformation longitudinale ε_l . Le coefficient obtenu est appelé module de Young (E).

Il a été montré par (Mcqueen *et al.*, 1970 [96] et Wacker, 1962 [133]) que des substances fragiles restent élastiques jusqu'aux pressions de 40 à 80 Kbar.

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

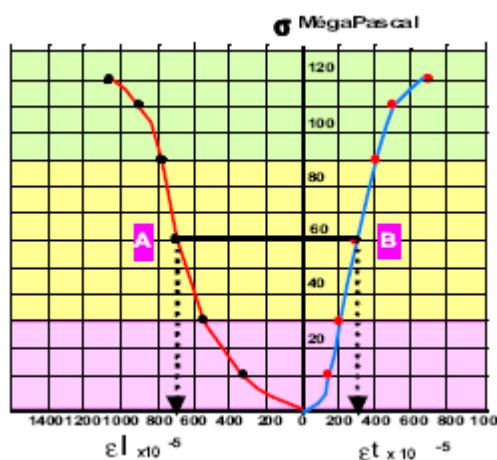


Fig. I.1: Courbe contrainte-déformation [32]

Le module de Young caractérise la raideur de la roche. Des roches raides telles que les basaltes ou les granites ont un module élevé (80000 MPa) Les roches tendres ont un module faible (5000 à 8000 MPa) [32].

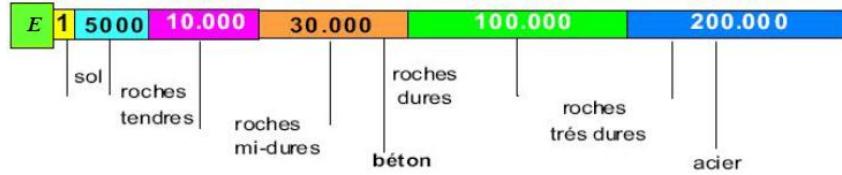


Fig. I.2: Caractérisation des roches selon le module de Young

I.2.1.1.2. Coefficient de Poisson (ν)

C'est le rapport entre l'écrasement et la dilatance. Il traduit l'aptitude de la roche à se comprimer sur elle-même (serrage) et à transmettre latéralement les pressions qu'elle supporte (poussée). (Mcqueen *et al.*, 1970 [96]) affirment que ce coefficient reste constant jusqu'à pression de 100 Kbar. Ce dernier est le rapport de deux rapports, il n'a donc pas d'unité.

$$\nu = \frac{\frac{\delta\phi}{\phi_0}}{\frac{\delta\lambda}{\lambda_0}} = \varepsilon_t / \varepsilon_l \quad (\text{I.2})$$

Les valeurs proches de (0) représentent les roches à forte cohésion (roches éruptives). A l'inverse, les valeurs proches de (0,5) représentent les roches à faible cohésion (marnes humides) [32].

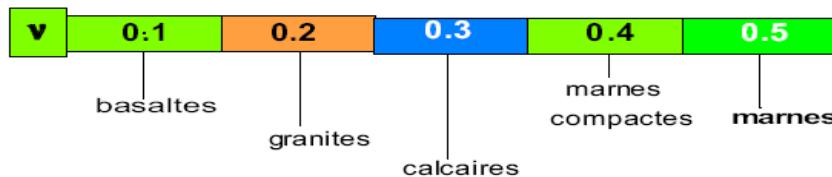


Fig. I.3: Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson

I.2.1.1.3. Coefficient de poussée (K)

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

$$P_i = K.Q_p \quad (\text{I.3})$$

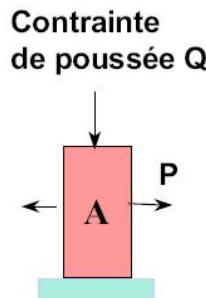


Fig. I.4: Essai de la contrainte de poussée

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

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

I.2.1.1.4. Coefficient de foisonnement dynamique (K_{fd})

$$K_{fd} = \frac{\delta V}{V_i} = \varepsilon_l - 2\varepsilon_t \quad (\text{I.5})$$

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

V_i : Le volume initial de l'échantillon.

Pour une valeur négative, la roche est en phase de serrage. Pour une valeur voisine de (0), la roche est stabilisée, elle se trouve en phase élastique. Une valeur positive indique un début de fissuration, la rupture est proche.

Les schémas ci-dessous représentent trois types de roche (A, B et C) de comportement mécanique différent et trois types d'explosifs présentant les propriétés ci-après [32].

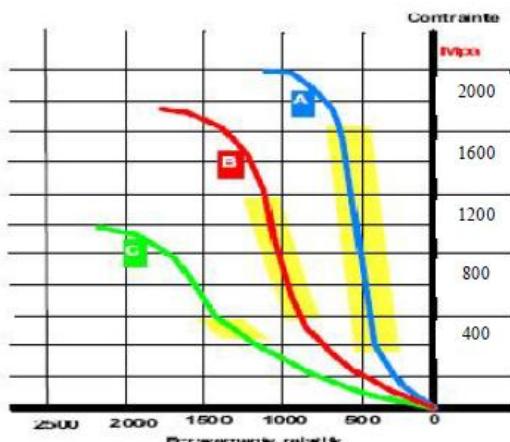


Fig. I.5: Contrainte-écrasement [32]

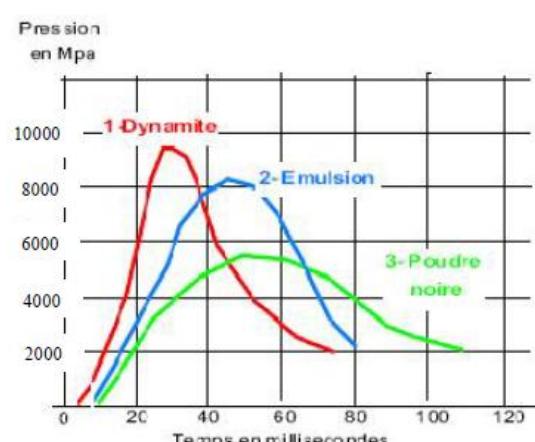


Fig. I.6: Pression-temps de détonation [32]

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

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

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

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

- avec un explosif de type (1) on traitera les roches de type (A) (élastique) à phase de serrage réduit et à développement élastique important. La brièveté d'action de l'explosif et l'importance de la pression permet de dépasser rapidement les (2400 MPa) nécessaires pour obtenir la rupture de la roche.

- Inversement la roche de type (C) (plastique) nécessite un explosif lent permettra d'accompagner la phase de serrage très développée. En revanche, il n'est pas nécessaire d'atteindre une pression de déflagration très élevée, la limite de rupture étant située à (1200 MPa). L'utilisation d'un explosif de type (1) dans une roche plastique provoque un phénomène de «pochage» qui conduit à un abattage de qualité médiocre, voire pas d'abattage du tout.
- La roche de type (B) (élasticité moyenne) nécessitera un explosif intermédiaire courbe (2) entre détonant rapide et déflagrant. Un explosif de type émulsion conviendra bien à ce type de roche.

I.2.1.1.5. Compression triaxiale

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

$$\sigma = \rho_r \times g \times h \quad (\text{I.6})$$

ρ_r : densité de la roche.

g : accélération de la pesanteur.

h : profondeur.

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

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

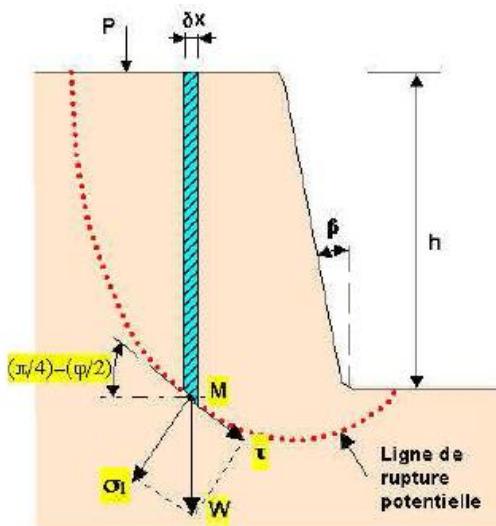


Fig. I.7: Disposition des contraintes pour un élément in situ de roche

On utilise pour cela l'appareil schématisé ci-dessous.

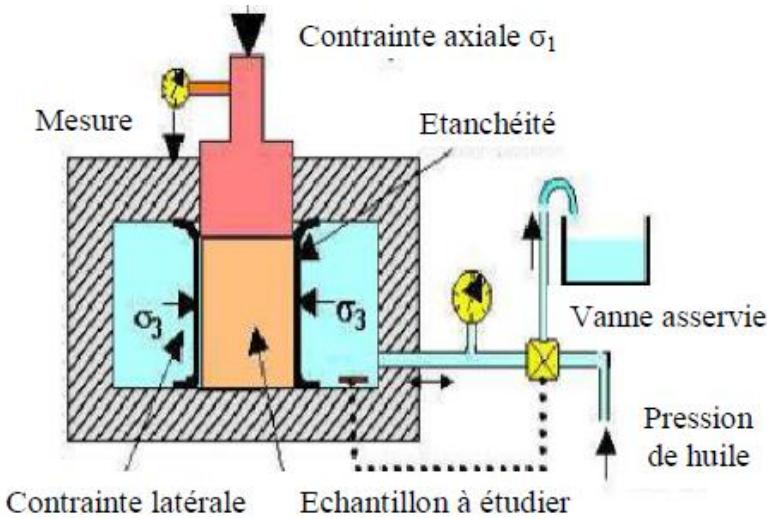


Fig. I.8: Essai de compression triaxiale

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

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

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

I.2.1.1.5.1. Construction de la courbe intrinsèque

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

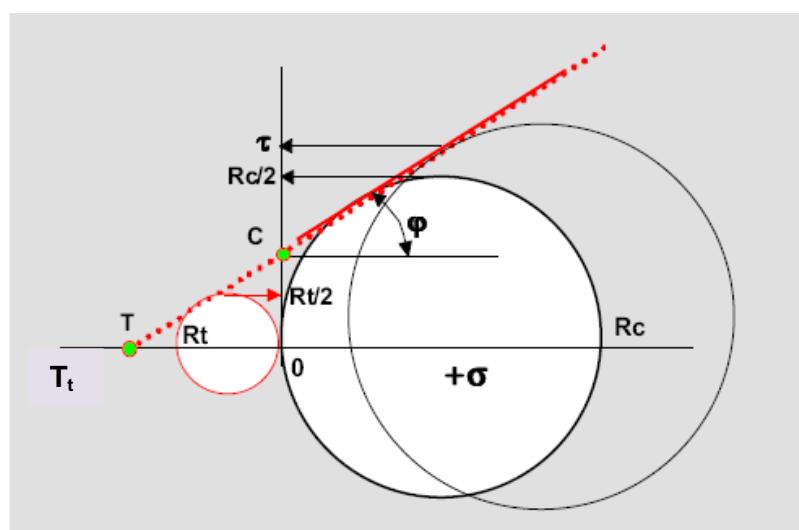


Fig. I.9: Courbe intrinsèque

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

- **La résistance à la cohésion (C)**

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

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

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

- **La contrainte tangentielle (τ)**

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

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

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

- **Traction triaxiale isotrope (T_t)**

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

I.2.1.1.5.2. Cas particuliers

I.2.1.1.5.2.1. Cas particulier n°1

L'angle de cisaillement (φ) est égal à (0). La courbe intrinsèque est pratiquement horizontale. La cohésion présente une certaine valeur. Les cercles successifs ont sensiblement le même diamètre. La résistance à la compression demeure constante quelle que soit la valeur de (σ_1). La roche est purement cohérente. La roche (A) est plus cohérente que la roche (B).

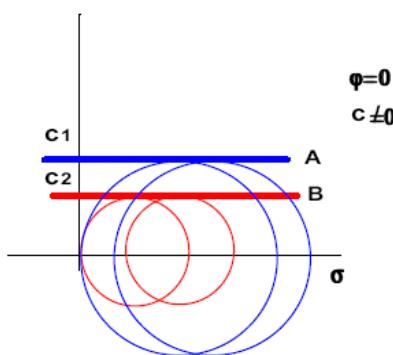


Fig. I.10: Courbe intrinsèque d'une roche cohérente

L'argile correspond à cette définition, elle présente une certaine cohésion mais elle ne présente aucune résistance au cisaillement. Un poids s'enfonce indéfiniment dans la masse. Ce type de roche nécessite un explosif très lent, de préférence déflagrant pour éviter le pochage.

I.2.1.1.5.2.2. Cas particulier n° 2

L'angle de cisaillement est voisin de (45°). La courbe intrinsèque est très inclinée. La cohésion est proche de (0). Le diamètre des cercles successifs et la résistance à la compression augmentent rapidement. Le matériau est pulvérulent. La portance du matériau (A) croît plus vite que celle du matériau (B).

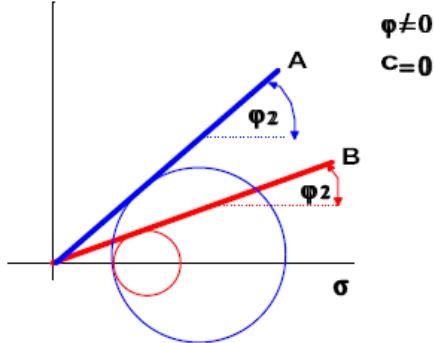


Fig. I.11: Courbe intrinsèque d'un matériau pulvérulent

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

Ce type du matériau ne nécessite pas d'explosifs, le ripage suffit [32].

I.2.1.1.5.2.3. Cas intermédiaire

Roches courantes, elles présentent une certaine cohésion et la résistance à la compression varie en fonction de l'inclinaison de la courbe (cercles de plus en plus grands). Ce type de roche nécessite l'emploi des explosifs détonants classiques. La roche (A) est plus solide que la roche (B).

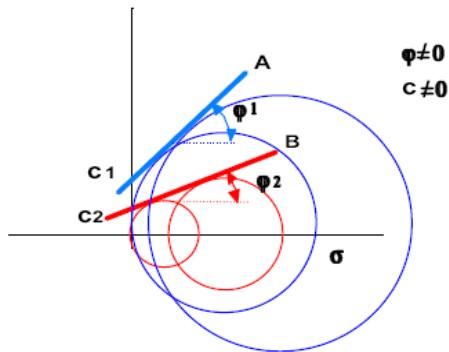


Fig. I.12: Courbe intrinsèque d'une roche courante

I.2.1.2. Discontinuités structurales

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, (Ash, 1969 [11]). La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir.

Les tendances récentes sur le tir sont dirigées vers l'utilisation de larges diamètres de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindre résistance cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées, (Ash, 1969 [11]).

Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone, par contre, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée.

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

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

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

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

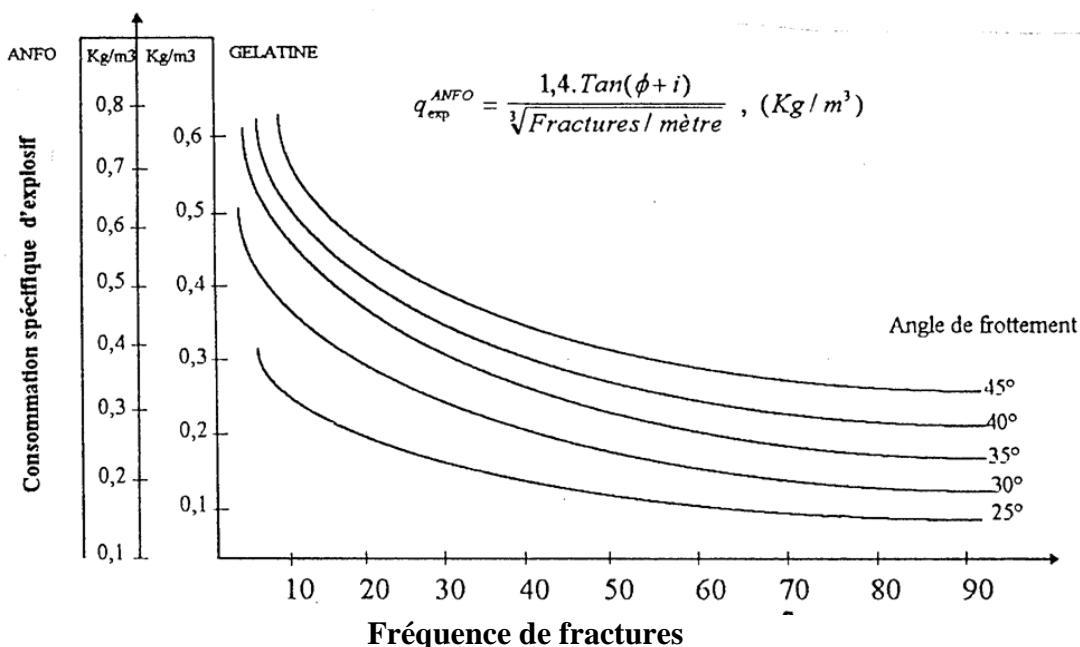


Fig. I.13: Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et fréquence de fractures et résistance de cisaillement développée par Ashby (Hoek and bray, 1981 [74])

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

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

La figure ci-dessous montre que lorsque l'espacement des discontinuités est considérablement supérieur à l'espacement des trous la fragmentation est massive. Par contre avec espacement des joints inférieur, quelques fragments énormes peuvent être obtenus. Tandis que si l'espacement des discontinuités est très inférieur, des larges fragments communs peuvent surgir, voir des fragments naturellement petits.

JS: Joint spacing, HS: Hole spacing

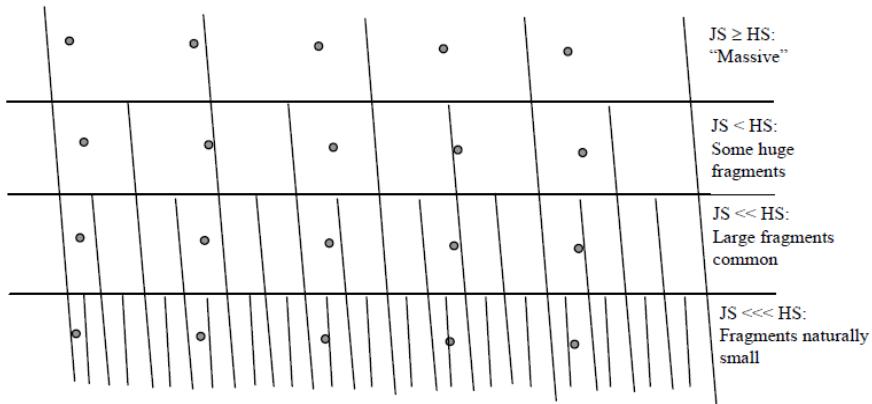


Fig. I.14:Effet du rapport (Espacement des trous et espacement des discontinuités) sur la fragmentation des roches (Cunningham, 2005 [42])

I.2.1.3. Conditions climatiques (Eau quelque fois contrôlable)

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

I.2.1.3.1. Le Forage

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

I.2.1.3.2. Le choix de l'explosif

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

I.2.1.3.3. Le processus d'abattage

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

I.2.1.3.3.1. Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux

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

I.2.1.3.3.2. Rôle de l'eau comme agent de bourrage

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

I.2.1.3.3.3. Rôle de l'eau dans la transmission des vibrations

Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est vraisemblablement sans influence sur la propagation des vibrations, celle contenue dans les discontinuités joue un rôle favorable dans la transmission des vibrations. Il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, transmet bien les vibrations longitudinales (mais non les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure « un couplage hydraulique » des différents blocs constituant le massif rocheux. L'amortissement de la vibration est donc réduit de façon significative. Ainsi la présence d'eau doit favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés.

I.2.1.3.3.4. Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux

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

I.2.2. Paramètres contrôlables (Variables)

I.2.2.1. Paramètre Explosif (type d'explosif)

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

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

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

Où:

D: La vitesse de détonation de l'explosif.

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

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

ρ: la masse volumique d'explosif.

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

D_e: diamètre de la charge explosive.

D_t: diamètre du trou.

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

ρ_r: densité de la roche.

V_c: vitesse des ondes de compression dans la roche.

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

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

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

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

I.2.2.1.1. La déflagration

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

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

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

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

I.2.2.1.2. La détonation

La détonation est une réaction chimique extrêmement rapide, exothermique et auto entretenue. Cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression). C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet "points chauds" [32].

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

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

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

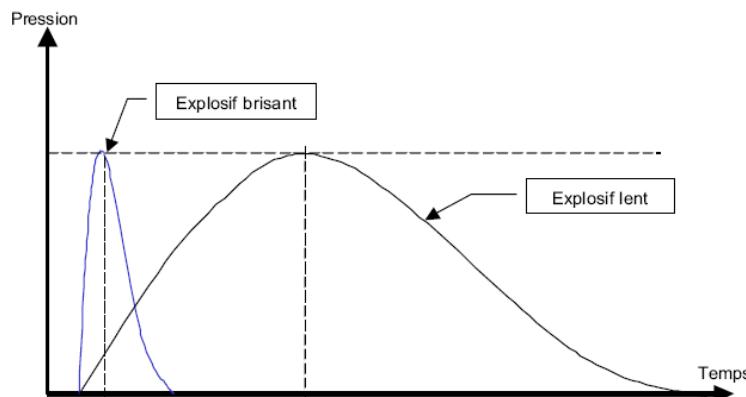
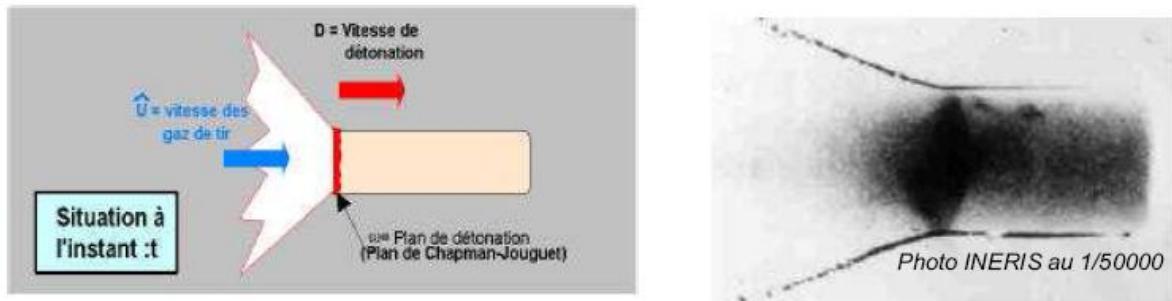


Fig I.15: Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent

I.2.2.1.3. Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine)



**Fig I.16: Théorie de base d'équation d'Hugoniot-Rankine
(Expérience de la détonation d'explosif. Jimeno, 1995 [78])**

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

- Un plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet) séparant la zone qui a déjà détoné de celle qui va se décomposer. L'épaisseur de ce plan est en moyenne de l'ordre du centimètre, elle n'est que de quelques millimètres pour les dynamites. Le plan de détonation se propage à une vitesse (D);
- Un cône formé par la détente des gaz. L'angle que fait ce cône varie en fonction de la vitesse de détonation. Il est caractéristique de la détonation, on l'appelle angle Mach. La vitesse de déplacement des gaz qui forment ce cône est notée (\hat{U}).

On cherche la relation entre les vitesses (\hat{U} , D) et les caractéristiques physiques de l'explosif. Pour cela on va écrire un système de (3) équations qui traduisent :

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

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

Le graphe ci-dessous schématisé les conditions idéales de la détonation: décomposition parfaite sans perte d'énergie.

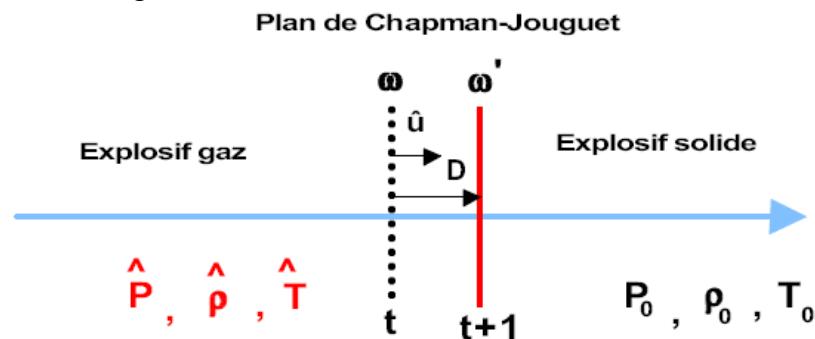


Fig. I.17: Conditions idéales de la détonation

Le plan de Chapman-Jouguet noté (ω) sépare l'explosif solide de l'explosif gaz. L'état initial (explosif solide) est :

- À la pression P_0 ;
- Sa densité est ρ_0 ;
- Et se trouve à la température T_0 .

L'état final correspondant est :

- La pression \hat{P}
- La densité $\hat{\rho}$
- La température \hat{T}

On va écrire trois équations qui traduisent les relations physiques entre l'état initial et l'état final [32]:

I.2.2.1.3.1. Conservation de la masse

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

I.2.2.1.3.2. Conservation de l'énergie

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

I.2.2.1.3.3. Conservation de la quantité de mouvement

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

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

• Règle A : équation de conservation de la masse

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

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

D'où la relation:

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

Soit:

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

• Règle B : équation de conservation des énergies

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

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

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

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

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

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

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

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

D'où la relation :

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

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

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

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

NB

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

I.2.2.1.3.4. Stabilité des réactions de décomposition chimique

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

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

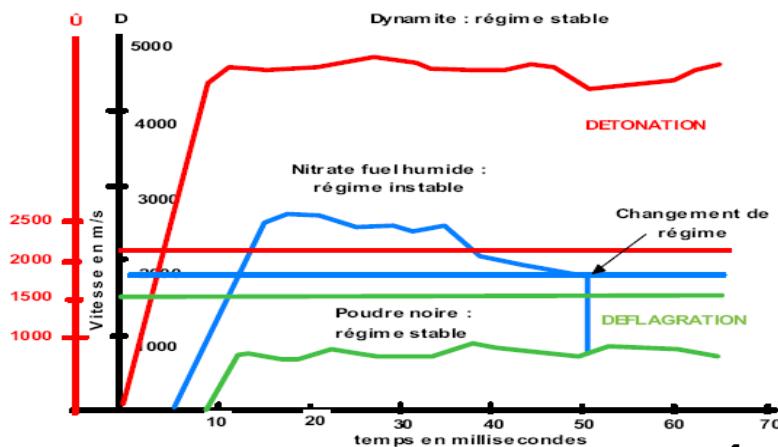


Fig. I.18: Régimes des explosifs [32]

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

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

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

On diminue ce risque en initiant énergiquement ce type d'explosif et/ou en relançant dans les longues colonnes d'explosif la vitesse de détonation, en incorporant dans la charge continue (tous les 4 à 5m.) une cartouche d'explosif rapide (dynamite).

Inversement, si on fournit à un explosif déflagrant une énergie d'amorçage importante, on peut obtenir une phase de détonation. Ce régime ne se maintiendra pas si l'apport d'énergie n'est pas renouvelé. La poudre noire détone lorsqu'on introduit dans la partie centrale des cartouches de PNC un cordeau détonant [32].

I.2.2.1.3.5. Diamètre critique de détonation

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

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

On passe alors d'un régime détonant à un régime déflagrant. Si la vitesse continue à diminuer, on obtient un arrêt total de la réaction chimique [32].

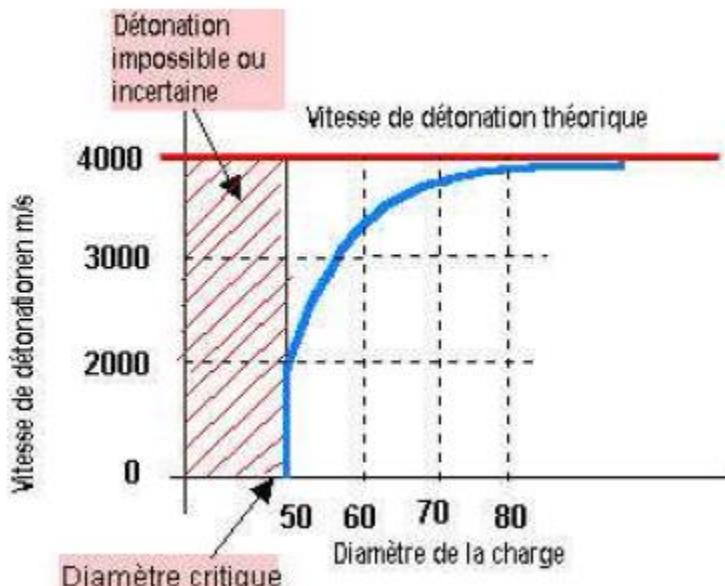


Fig. I.19: Diamètre critique de détonation [32]

I.2.2.1.3.6. Cas particulier des émulsions - Désensibilisation

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

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

- **Exemple de pression statique** : Poids de la colonne d'explosif ou d'eau.
- **Exemple de pression dynamique** : Passage d'une onde de choc issue d'une charge déjà détonnée sur un trou en cours d'initiation.

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

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

I.2.2.1.3.7. Mesure de la vitesse de détonation in situ

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

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

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



Fig. I.20: Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place

On peut ainsi analyser :

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

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

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

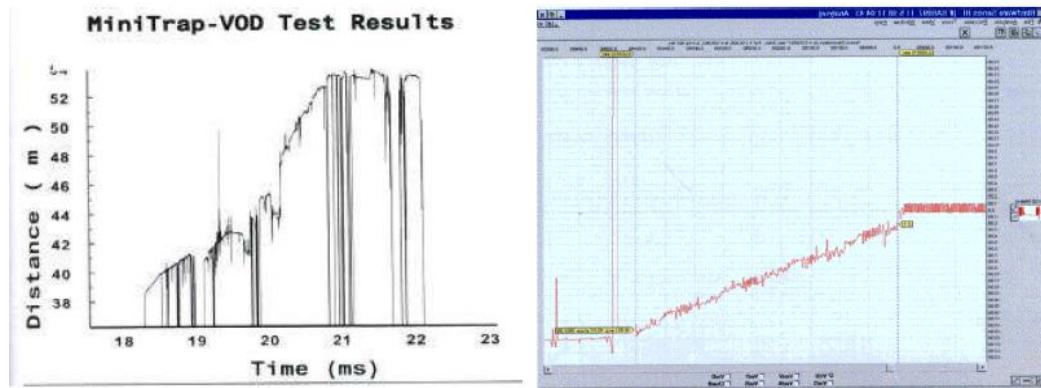


Fig. I.21: Exemple de mesure et analyse de certains paramètres [32]

La précision d'amorçage est particulièrement importante dans la recherche de la diminution des effets sismiques liés aux tirs de mines. Les mesures effectuées par Exploitech² mettent en évidence des variations importantes : par exemple 17,5 ms. pour des détonateurs courts retard de 25 ms. Si on a réalisé le calcul à partir des règles du tir séquentiel et de la valeur nominale du détonateur, les risques de chevauchement total ou partiel sont particulièrement importants. L'imprécision des détonateurs pyrotechniques explique les variations importantes constatées lors de la mesure de la vitesse particulière de tirs parfaitement identiques. Cet argument majeur justifie à lui seul l'utilisation de détonateurs électroniques pour résoudre les cas difficiles [32].

I.2.2.1.4. Les caractéristiques de performance

I.2.2.1.4.1. Energie et puissance

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

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

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

- l'énergie de choc, liée aux contraintes transmises dans le terrain (onde de choc),
- l'énergie des gaz, liée à la quantité de gaz à très haute température produite au cours de la réaction.

I.2.2.2.1. Méthodes de mesure

I.2.2.1.4.1.1. Le Coefficient d'Utilisation Pratique (CUP)

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

I.2.2.1.4.1.2. Le Travail au Mortier Balistique (TMB)

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

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

I.2.2.1.4.1.3. La mesure d'énergie en piscine

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

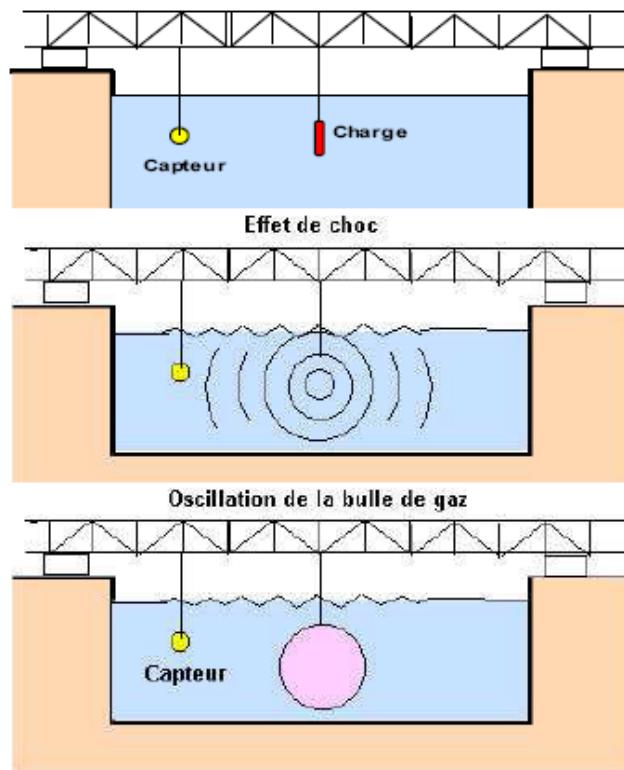


Fig. I.22: Mesure d'énergie en piscine

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

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

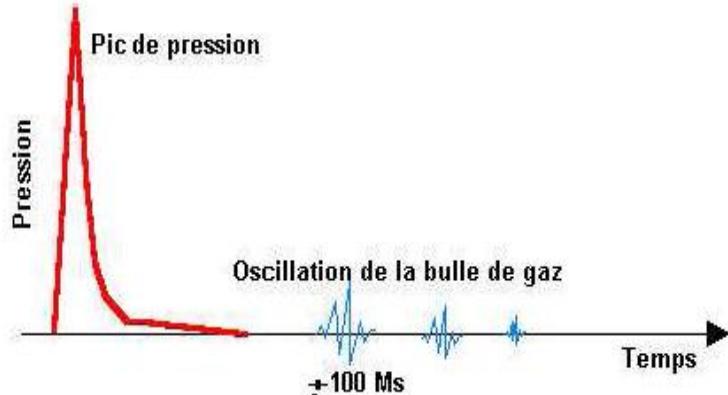


Fig. I.23: Graphique de pression en fonction du temps

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

I.2.2.1.4.1.4. L'énergie déterminée par calcul thermodynamique

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

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

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

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

Q : quantité de chaleur dégagée par la détonation ;

V : volume de gaz ;

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

Ce coefficient S est utilisé dans de nombreuses formules de calcul de tir, en particulier dans les formules de (Langefors, 1963 [84]).

I.2.2.1.4.2. Densité

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

- De façon dynamique si les explosifs sont comprimés par le passage d'une onde de choc engendrée par la détonation d'explosifs dans les trous voisins d'une même volée.
- De façon statique, lorsque l'on mine avec une grande hauteur d'eau dans le forage ou en profondeur sous une grande quantité d'eau, la pression exercée sur l'explosif augmente sa densité.

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

I.2.2.1.4.3. Vitesse de détonation

I.2.2.1.4.3.1. Méthode de mesure

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

I.2.2.1.4.3.2. Observation

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

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

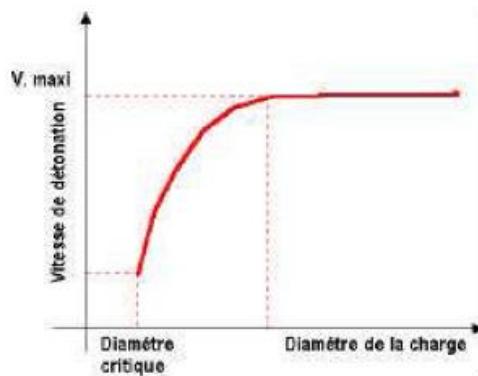


Fig. I.24: Vitesse de détonation en fonction du diamètre de la charge explosive

I.2.2.1.4.4. Volume de gaz de réaction

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

I.2.2.1.4.4.1. Méthode de mesure

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

Au résultat il faut appliquer des corrections :

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

I.2.2.1.4.4.2. Observations

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

I.2.2.1.5. La consommation spécifique d'explosif

Selon (Nourry, 2002 [102]). C'est l'outil principal pour caractériser un tir. En (Kg/m^3 ou Kg/tonne), cet indicateur suffit à (Kuznestov, 2001 [83]), et à d'autres, (Stagg *et al.*, 1990 [125]), (Fig. I.25), pour estimer le (D_{50}) d'un tir. Il est évident pour tous qu'en augmentant la charge spécifique on diminue le (D_{50}), le cas contraire ne pouvant être envisagé à priori.

Bien sûr, la nature de l'explosif est également à prendre en compte et c'est pourquoi on travaille assez souvent en équivalent TNT où maintenant plus « rigoureusement » en utilisant des énergies en (MJ/tonne). On distingue également énergie de choc et énergie de gaz, énergie en pied de charge, énergie en colonne.

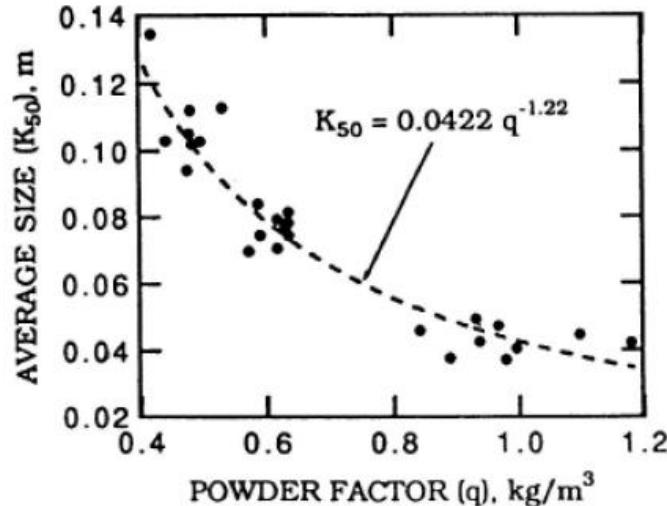


Fig. I.25: Taille moyenne en fonction de la consommation spécifique d'explosif (Stagg *et al.*, 1990 [125])

On considère par ce paramètre de consommation spécifique une répartition moyenne et homogène de la charge dans le volume à abattre. On peut voir l'importance de cet index par exemple dans les travaux de (Kritiansen, 1990 [82]), (Fig. I.26), où il montre l'évolution de la fragmentation en fonction de la charge spécifique pour des cubes de béton.

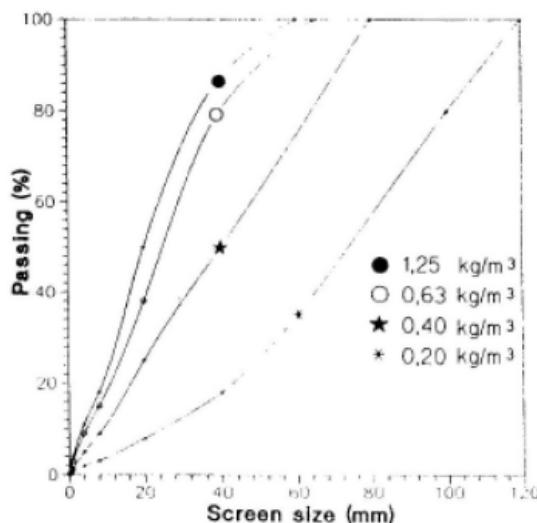


Fig. I.26: Distribution des tailles de particules résultantes de tir des blocs cubiques en béton avec une consommation spécifique de 0,2 à 1,25 kg/m^3 (Kritiansen, 1990 [82])

I.2.2.2. Paramètres liés aux trous

I.2.2.2.1. Qualité de forage

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

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

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

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

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

I.2.2.2.1.1. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

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

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

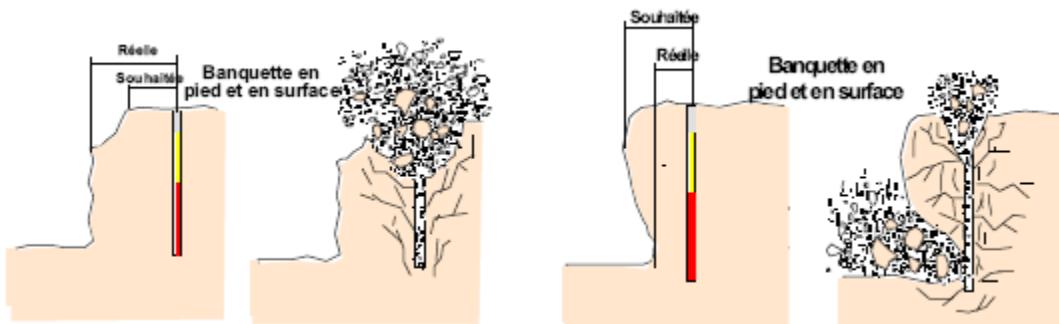


Fig. I.27: Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage

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

I.2.2.2.1.2. Les déviations de forages

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

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

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



Fig. I.28: Déviation des forages due aux discontinuités (à gauche: avec tige guide pour limiter les déviations; à droite: sans tige guide). (Meyer, 2002 [97]).

Une déviation de forage dans un plan perpendiculaire au front de taille provoquera suivant le sens de la déviation une surévaluation ou une sous évaluation de la banquette d'abattage. Les risques sont les mêmes que dans le cas d'un défaut d'implantation (Fig. I.29).

Si la déviation a lieu dans un plan parallèle au front de taille on peut avoir un rapprochement dangereux de deux charges de pied avec des risques de projection importants (Fig. I.29).

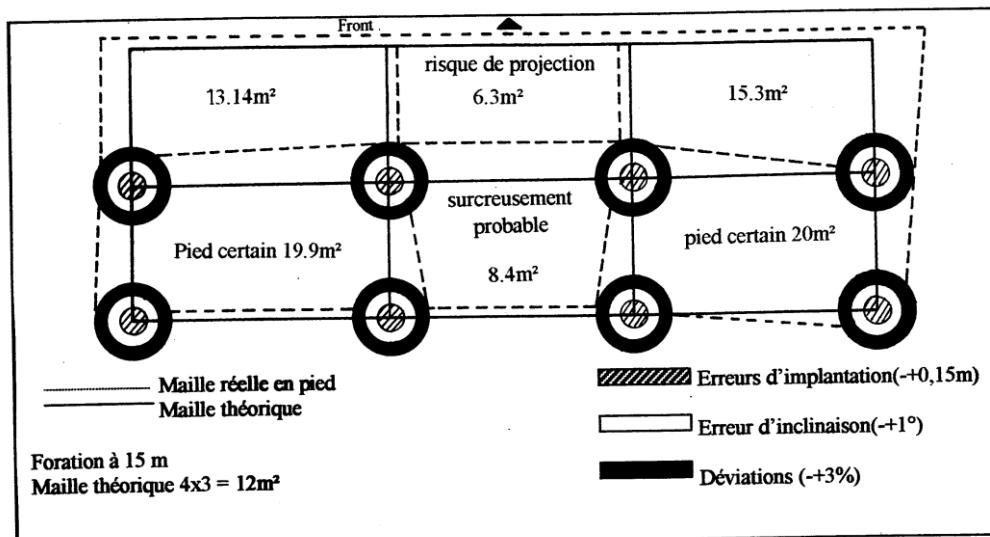


Fig. I.29: Exemple de différence entre maille théorique et maille réelle

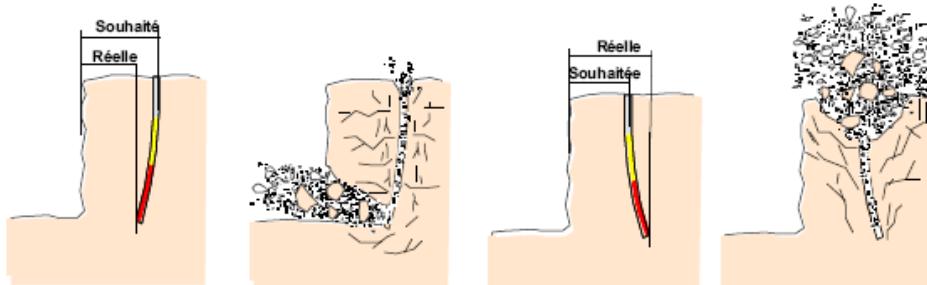


Fig. I.30: Conséquences de déviation des forages

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

I.2.2.2.2. Le diamètre du trou

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

Des chercheurs (Atchison, 1964 [13]) argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion.

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

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

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

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

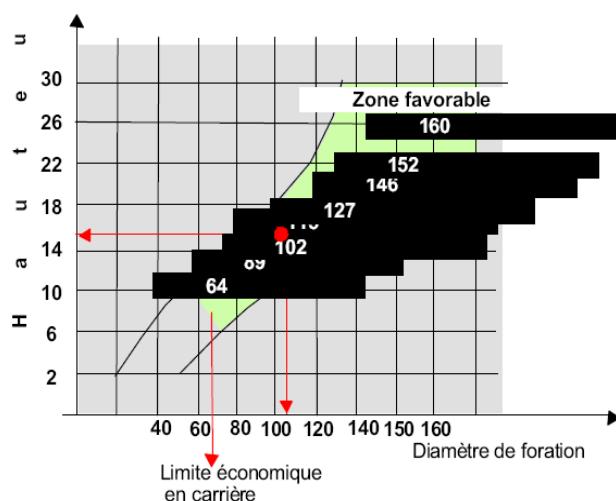


Fig. I.31: Choix de diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin (Heiniö, 1999 [71])

I.2.2.2.3. L'inclinaison du trou

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

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

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

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

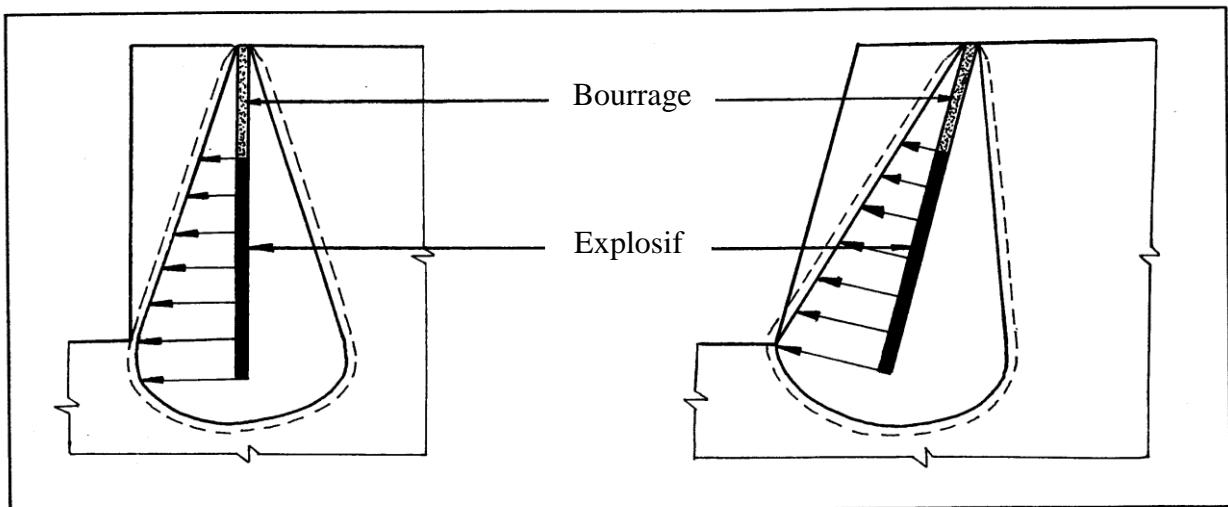


Fig. I.32: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison

I.2.2.2.4. L'excès de forage (sous forage)

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

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

I.2.2.2.5. Longueur du trou

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

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

I.2.2.3. Paramètres liés au Bourrage

I.2.2.3.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

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

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

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

I.2.2.3.2. Qualité du matériau de bourrage

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

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

I.2.2.4. Paramètres liés au plan

I.2.2.4.1. Banquette

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

Les facteurs affectant le choix de la banquette sont: le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

I.2.2.4.2. L'espacement

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

I.2.2.4.3. Rapport de maille

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

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

I.2.2.4.4. Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se devise en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le

cas de l'interface (roche-air), la réflexion et presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage.

(Hino, 1959 [73] et Atchison et Duvall, 1967 [13]) ont même proposé que ce mécanisme soit le facteur principal de la fragmentation de la roche.

I.2.2.4.5. Type d'amorçage et séquence d'initiation

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

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose:

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

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

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

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

Dans les charges allongées (charge de trou), il est très important de souligner le mode d'amorçage. En effet, si le détonateur électrique permet d'initier l'explosion d'une charge allongée à partir de sa base ou son sommet, il n'en est pas de même pour le cordeau détonant. Autrement dit, si la charge est amorcée par le cordeau détonant, l'impulsion est toujours perçue au sommet de la charge. Ainsi l'onde explosive se dirige du haut vers le bas du gradin, alors qu'on essaie dans la plupart des cas d'obtenir l'inverse qui permet de faire réfléchir totalement l'onde de choc, et par conséquent améliorer la qualité de fragmentation désirée.

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

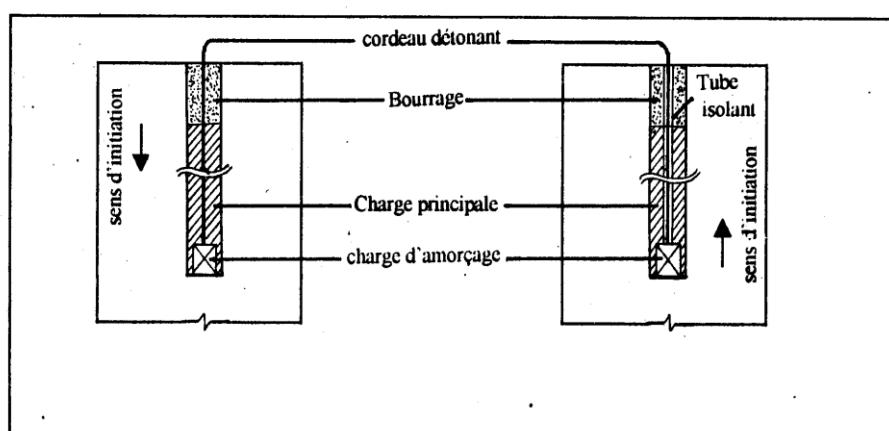


Fig. I.33: Sens d'initiation d'une charge explosive

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

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

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

I.2.2.4.6. Effet de retard entre trous

Même avant les détonateurs électroniques à retard (ED), il était clair que le tir à retard de milliseconde ou de courte période donnait une fragmentation plus uniforme et plus fine que le tir à retard d'une demi-seconde ou d'une longue période. De nombreux articles de chercheurs ont cité des temps de retard entre trous optimum de (3 à 6 ms) par mètre de banquette pour réduire la taille de fragmentation (Bergmann *et al.*, 1974 [17]). Cela peut être lié au réseau de fracture évoluant autour d'un trou: il a été trouvé par ces chercheurs que le temps de retard optimal était en corrélation avec le double de temps pour que les fissures se propagent à travers la banquette.

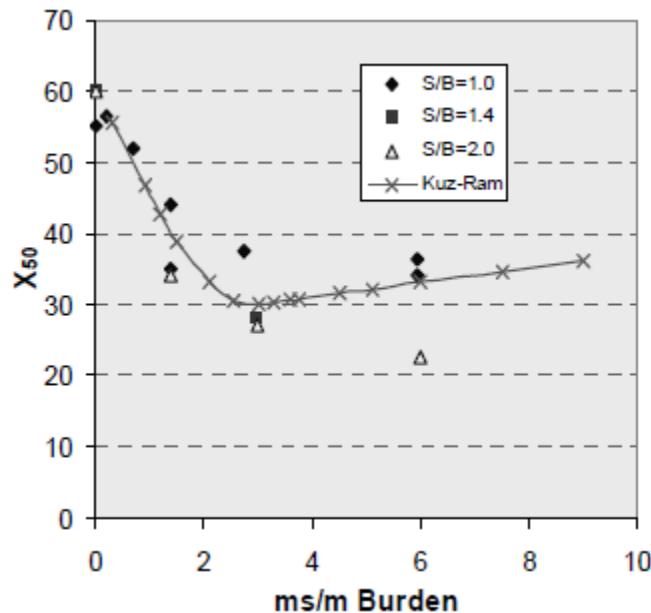


Fig. I.34: Algorithme provisoire pour l'effet du retard entre les trous sur la taille moyenne des fragments (Bergmann, 1974 [17])

I.3 Processus de fragmentation

I.3.1. Décomposition de la substance explosive, champ de pression

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

I.3.2. Champ de contrainte, ondes de contraintes

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

I.3.3. Rupture ou endommagement

L'onde de contrainte démarre sa vie sur la paroi du trou de mine avec une amplitude égale à la pression maximum de détonation, souvent appelée pression de choc. Cette amplitude souvent très supérieure à la résistance en compression de la roche, conduit l'onde de pression à détruire complètement la matrice rocheuse tant que son amplitude reste supérieure à la résistance en compression de la roche. Au delà de ce point, l'onde de compression continue son trajet en endommageant la roche. L'endommagement se traduit comme un état affaiblit de la roche suite à la sollicitation par une contrainte élevée.

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

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

I.3.4. Détente des gaz et fragments de roche

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

I.3.5. Mise en mouvement des fragments

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

I.3.6. Effet de choc et effet de gaz

Lors de la décomposition de l'explosif, la réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression).

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

I.3.6.1. Phases de la détonation

I.3.6.1.1. Phase 1: temps ($t_0 + \epsilon$)

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

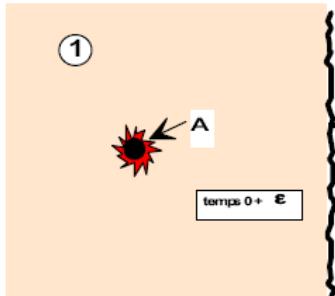


Fig. I.35: Crédit d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche)

I.3.6.1.2. Phase 2: temps ($t_0 + 0,7 \text{ ms}$)

Cette onde de choc se propage dans la roche en s'amortissant rapidement. Au voisinage direct du trou on est largement au-dessus de la résistance à la compression (R_c).

Entre ($6b$ et $12b$) (b : rayon du trou), on dépasse la zone de pré rupture. Cela induit des fissurations radiales (B) (Fig. I.36) qui ne dépassent pas la limite (C) (Fig. I.6).

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

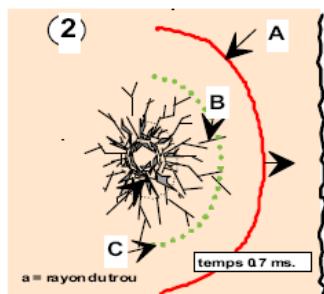


Fig. I.36: Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales

I.3.6.1.3. Phase 3: temps ($t_0 + 1,3$ ms)

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

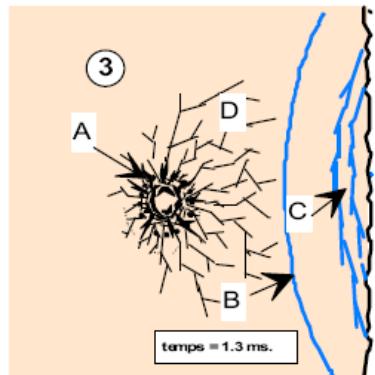


Fig. I.37: Réflexion d'onde de choc et leur effet

I.3.6.1.4. Phase 4: temps ($t_0 > 15$ ms)

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

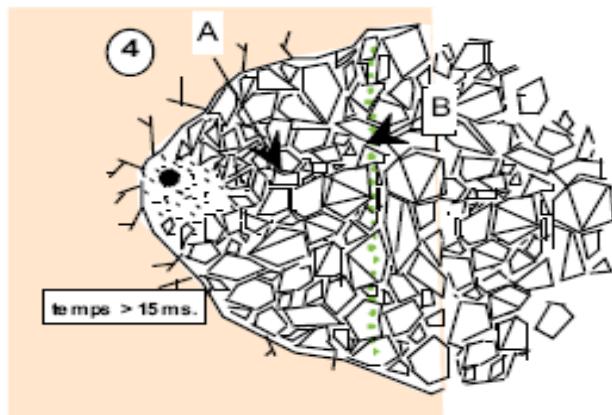


Fig. I.38: Propulsion des matériaux

I.3.6.2. Analyse de l'effet de choc

I.3.6.2.1. Expérience de la barre de Hino

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

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

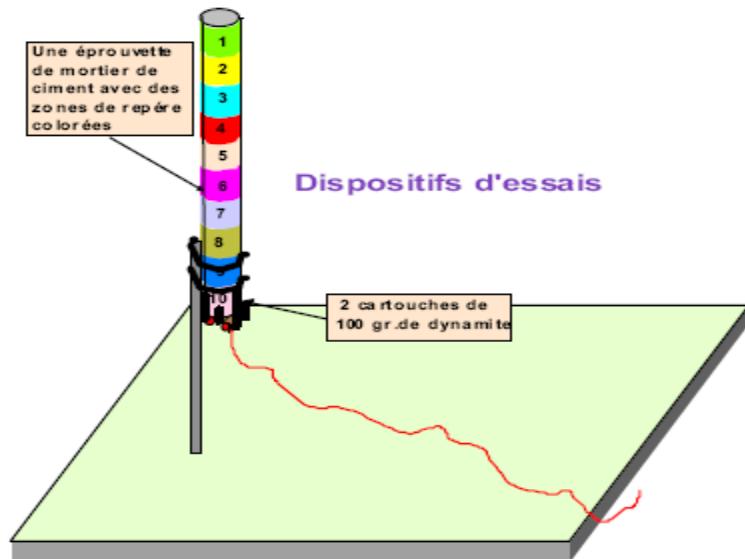


Fig. I.39: Expérience de la barre de Hino [32]

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 [73] et [32].

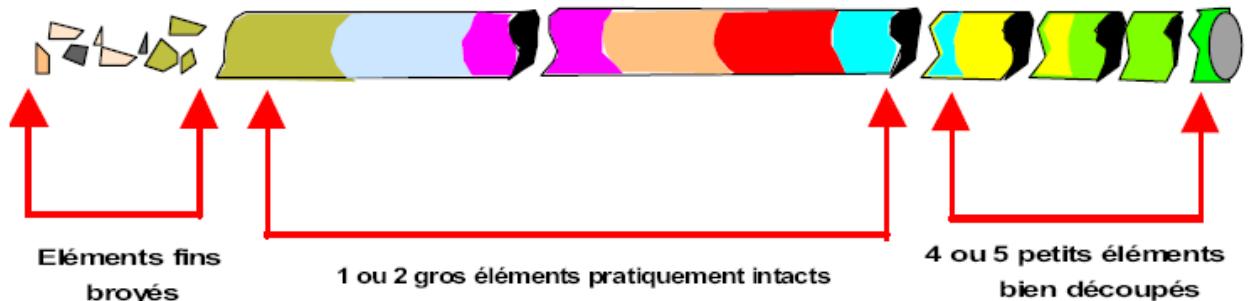


Fig. I.40: Eprouvette d'essai de Hino après détonation d'explosif [32]

I.3.6.2.2. 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.

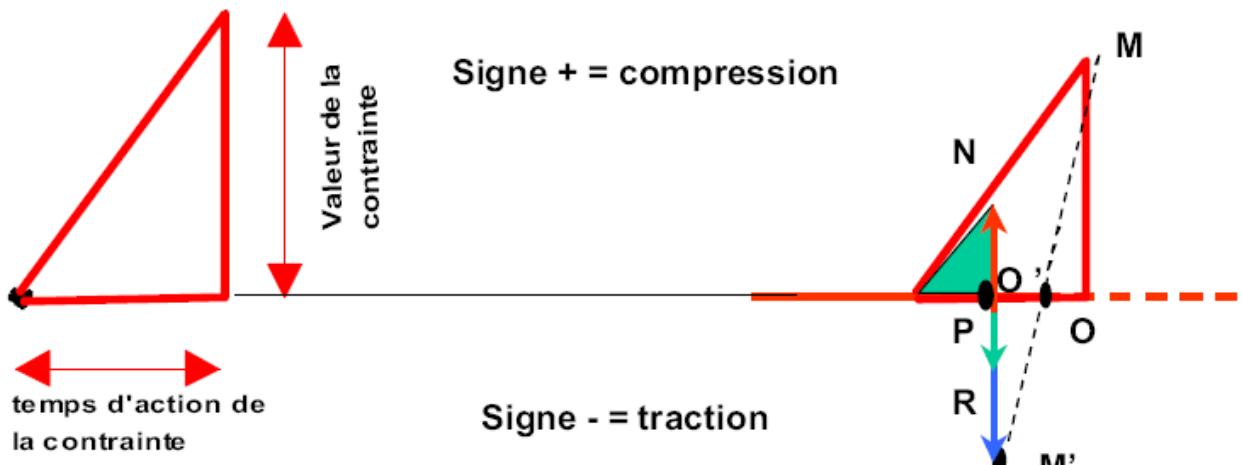


Fig. I.41: Diagramme de Hino [32]

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

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

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

Si l'on reporte le vecteur (N) sur le vecteur (P), on obtient le vecteur (R) (résultante) qui est également une traction. Si ($R > R_t$) il y a rupture par traction au point (O'). Cette nouvelle extrémité sert alors de référence à un nouveau triangle (couleur bleue) (Fig. I.40). 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 [73] et [32]).

I.3.6.3. Analyse de l'effet de gaz

I.3.6.3.1. Transformation d'une pression statique en effet de traction sur la paroi

Dans une cavité en forme de cylindre (Fig. I.42), la pression statique exercée par les gaz s'applique uniformément sur toute la paroi du cylindre. Si l'on considère un axe (x y) traversant le cylindre de part en part, la résultante de toutes les contraintes qui s'appliquent sur celui-ci peut être symbolisée par deux forces (F et F') de sens opposé. Ces deux contraintes peuvent à leur tour être décomposées en deux forces ($F/2$) et deux forces ($F'/2$) qui s'appliquent au niveau de la paroi du cylindre. Ces contraintes étant de sens opposé, une traction est exercée aux points (x et y). Ce phénomène est identique quel que soit la position de l'axe (x y).

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

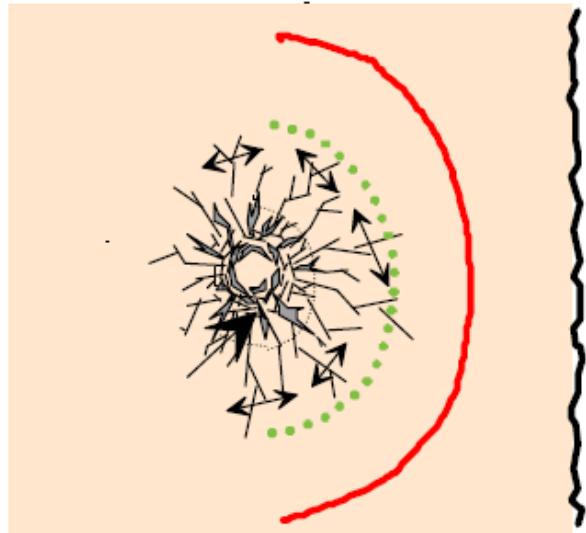
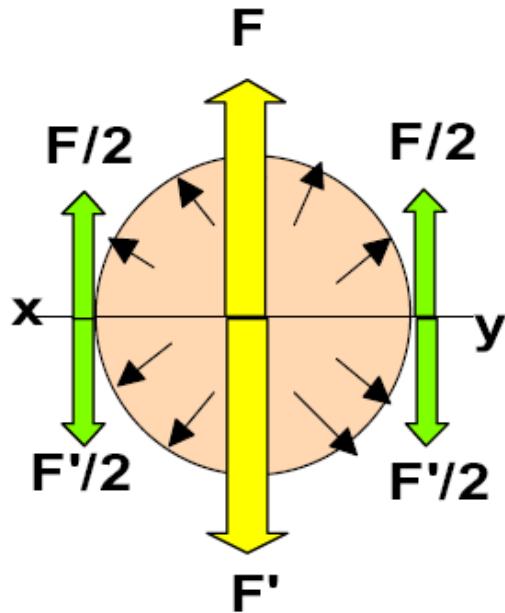


Fig. I.42: Propagation de la pression statique sur la paroi du trou

I.3.6.3.2. Effet de Griffith (propagation des fissures)

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

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

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

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

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

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

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

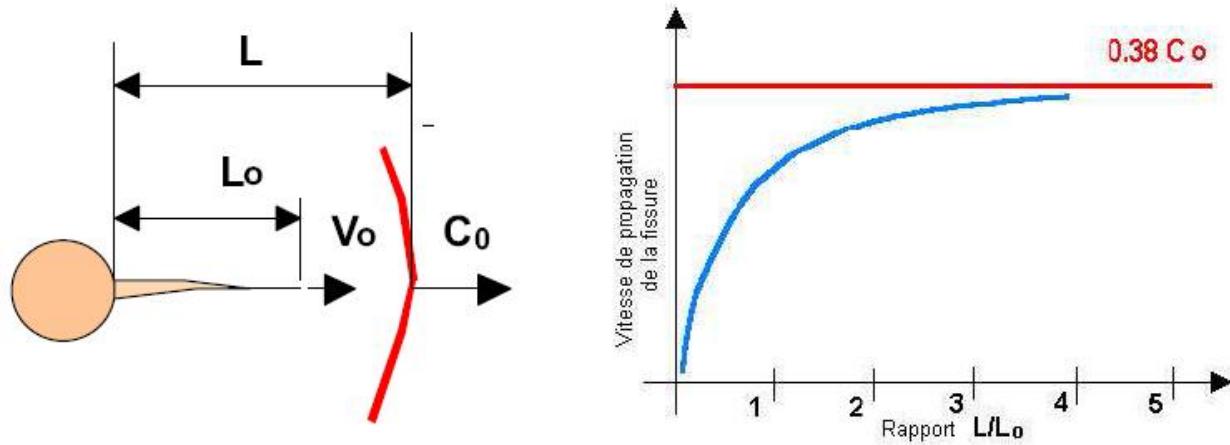


Fig. I.43: Développement de fissures en fonction des vitesses de propagation

I.4. Modèle de conception d'un plan de tir

I.4.1. Etapes du calcul

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

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

I.4.2. Implémentation et analyse des résultats

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

I.4.3. Calcul de paramètres de tir en exploitation à ciel ouvert

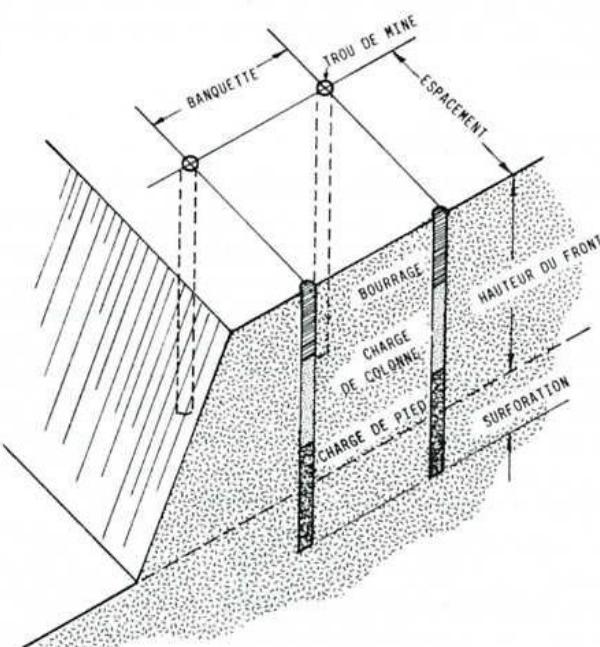


Fig. I.44: Paramètres géométriques de préparation d'un tir

I.4.3.1. La géométrie de la charge

Les théories et en particulier celle des cratères ont montré qu'un trou parallèle à son front de dégagement présente toujours une géométrie optimale. Il reste cependant à définir la répartition des charges dans le trou (D'Andrea, 1970 [48]; Coates, 1965 [38]; Field, 1971 [59]). D'après Langefors si (B) est l'épaisseur de la banquette à abattre, la meilleure répartition des charges en terrain homogène est la suivante: L'énergie nécessaire pour l'abattage d'un gradin décroît du bas vers le haut.

En (A), la charge de cisaillement doit fournir un travail important, il faut cisailier la base du gradin et dégager les matériaux vers l'avant. La hauteur optimale de cette charge doit être de ($0,6B$), soit une sur profondeur maximale de ($0,3B$). Langefors a démontré que tout explosif placé en dessous de cette limite à une efficacité pratiquement nulle.

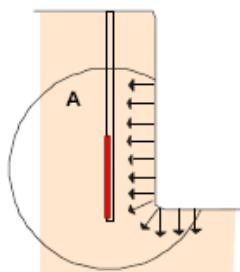


Fig. I.45: Charge de pied pour un trou vertical

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

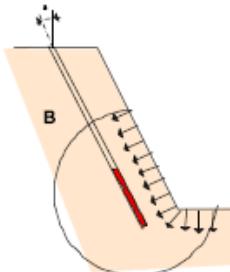


Fig. I.46: Charges de pied pour un trou incliné

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

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

La hauteur de cette charge est égale à [$h - (0,3B + 0,7B + B_f)$]. Où (B_f): bourrage final) (Langefors, 1963 [84]).

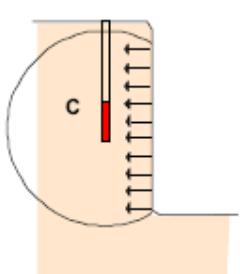


Fig. I.47: Charge de colonne

I.4.3.1.1. Cas particuliers

- Dans le cas où la limite inférieure du gradin coïnciderait avec une strate bien marquée, on peut supprimer la sur profondeur;
- En amorçage ponctuel fond de trou, la valeur de la sur profondeur peut être réduite à ($0,2B$). En effet, ce mode d'amorçage permet un meilleur rendement de l'explosif qui détonne initialement dans une zone saine;
- La sur profondeur génère beaucoup de produits fins. Lorsque les fines sont indésirables, on diminue fortement cette sur profondeur ($0,1B$ par exemple). On doit alors réduire forfaitairement la banquette et recalculer les charges en fonction de la valeur (B) de cette nouvelle banquette (Langefors, 1963 [84]).

I.4.3.2. Les formules de calcul (Langefors)

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

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

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

La formule de Langefors qui est une formule semi empirique permet de calculer la valeur théorique de la banquette à abattre (B_{th}), en (m) à partir de cinq paramètres et d'une constante. Cette formule n'est applicable qu'à des tirs de mines parallèles à leur surface de dégagement. Elle s'écrit:

$$B_{th} = 1,08 \sqrt{\frac{S \times L_f}{C_{in} \times R_T \times (E_t / B)}} \quad (\text{I.17})$$

Elle présente l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessité des moyens de calculs puissants ce qui n'est pas le cas de certains logiciels faisant appel à des routines mathématiques telles que le calcul par éléments finis ou par itérations. Nous analysons ci-après les divers paramètres de cette formule [32].

I.4.3.2.1. Le coefficient d'énergie (S)

Le coefficient d'énergie (S) de la formule de Langefors correspond à l'énergie de la charge de pied (charge de cisaillement + charge de poussée). Si les explosifs des deux charges sont différents, et c'est le cas général, il convient de calculer un (S) moyen pondéré en fonction de leur répartition.

La banquette à abattre croît comme la racine carrée de l'énergie (poids d'explosif × énergie unitaire) développée par le ou les explosifs qui ont été retenus pour la charge de pied. À quantité d'explosif égale, la largeur de la banquette (B) croît comme la racine carrée du coefficient d'énergie (S) (Langefors, 1963 [84]).

I.4.3.2.2. La charge linéaire (L_f), en kg/m

C'est la quantité d'explosif par mètre linéaire de trou. Pour les explosifs livrés en vrac, cette quantité se calcule en multipliant le volume d'un mètre de trou par la densité du produit. Pour les produits livrés en cartouches, on calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trous. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche [32].

I.4.3.2.2.1. Coefficient de tassement à appliquer

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

Il est difficile de connaître précisément la longueur des cartouches au millimètre prêt, elle dépend du mode d'encartouchage, enveloppe plastique avec clips ou encartouchage. Il est prudent de vérifier la charge linéaire théorique en effectuant un contrôle in situ [32].

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

La banquette du front à abattre croît comme la racine carrée du produit ($S \times L_f$). La valeur (L_f) croît comme le cube du (D_e^3) de l'explosif.

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

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

I.4.3.2.3. Le coefficient d'inclinaison (C_{in})

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

A banquette égale, la surface de dégagement varie en fonction de l'inclinaison du front d'abattage. Elle croît avec l'inclinaison. Pour un front vertical (90°) (Fig. I.45) seul un quart environ des ondes de compression atteindront une surface libre.

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

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

Pour des angles compris entre (10° et 30°) (Fig. I.46), les valeurs de (C_{in}) sont les suivantes:

- Pour $10^\circ \quad C_{in} = 0,95$
- Pour $20^\circ \quad C_{in} = 0,90$
- Pour $30^\circ \quad C_{in} = 0,85$

Pour des valeurs intermédiaires, on interpole linéairement.

- Pour $12^\circ \quad C_{in} = 0,94$

Dans le cas d'un sous gradin (Fig. I.47), (50 %) des ondes de compressions parviennent à se réfléchir sur la surface libre. Dans ce cas particulier: ($C_{in} = 0,75$).

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

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

A charge égale la banquette théorique possible augmente légèrement avec l'inclinaison du gradin (Langefors, 1963 [84]).

I.4.3.2.4. La résistance au tirage (R_T)

Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :

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

On corrige cette valeur en fonction de l'état de fracturation et de l'indice de continuité de la roche [32].

I.4.3.2.4.1. L'état de fracturation

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

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

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

La fracturation initiale du massif induit des effets contraires :

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

Pour une roche moyenne ($R_T = 0,4$) si l'état de fracturation est très faible, on a un massif physiquement homogène. Le coefficient (R_T) est voisin de (0,35). Inversement si le massif est très fracturé, le coefficient tend vers (0,45) [32].

I.4.3.2.4.2. L'indice de continuité (I_c)

Il est lié aux vitesses sismiques.

$$I_c = \frac{V_s}{V_l} \quad (\text{I.18})$$

Avec :

V_s : vitesse sismique mesurée sur le terrain.

V_l : vitesse dans la roche homogène mesurée en laboratoire.

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

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

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

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

Une faible résistance au tirage permet à charge égale, d'augmenter la banquette [32].

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

I.4.3.2.5. Le rapport de maille (E_t/B)

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

Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

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

Un rapport de maille trop faible nuit à la granulométrie moyenne. Un rapport trop élevé induit un mauvais découpage du front d'abattage et conduit à la formation de bosses en pied de gradin, entre les trous (Langefors, 1963 [84]).

I.4.3.2.6. Constant de Langefors (1,08)

A la suite de nombreux essais de validation de la formule théorique, l'auteur Langefors, a déterminé un coefficient correcteur (1,08) qui ne doit pas être modifié [32].

I.4.3.2.7. Corrections

La valeur (B) ainsi obtenue est une valeur théorique qui doit être corrigée en fonction de plusieurs paramètres qui dépendent des conditions d'exploitation [32]. On prend en compte:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$B_c = B_{th} - \Sigma \delta l \quad (\text{I.19})$$

I.4.3.2.8. Calcul des charges

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

I.4.3.2.8.1. Charge de pied, en (kg)

$$Q_{charge pied} = Q_{cisaillement pied} + Q_{poussée pied} \quad (\text{I.20})$$

I.4.3.2.8.2. Charge de cisaillement, en (kg)

$$Q_{cisaillement} = 0,6 \times B \times L_f \quad (\text{I.21})$$

$$L_f = \pi \times r_e^2 \times d_{ch} \times K_t \quad (\text{I.22})$$

Où :

r_e : rayon de la cartouche de l'explosif, en (m).

d_{ch} : densité de chargement de l'explosif, en kg/m³.

K_t : coefficient de tassement d'explosif

I.4.3.2.8.3. Charge de poussée, en (kg)

$$Q_{poussée} = 0,7 \times B \times L_f \quad (\text{I.23})$$

I.4.3.2.8.4. Charge de colonne, en (kg)

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

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

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

Remarque

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

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

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

L'apparition de nouveaux produits a obligé les professionnels à utiliser des coefficients de remplissage adaptés aux explosifs plus récents au fur et à mesure de leur apparition sur le marché [32].

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

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

Les valeurs supérieures sont valables pour des diamètres de forage compris entre (64 et 102 mm). Les valeurs inférieures sont valables pour des diamètres de forage supérieur à (115 mm).

I.4.3.2.8.4.1. Cas n° 1: explosif en vrac

$$Q_{colonne} = L_{colonne} \times K_{re} \times L_f \quad (\text{I.24})$$

$$L_{colonne} = (H + S_f) - (L_{pied} + B_f) \quad (\text{I.25})$$

I.4.3.2.8.4.2. Cas n° 2: explosif encartouché

$$Q_{colonne} = \frac{L_{colonne} \times K_{re} \times L_f}{\rho_{cartouche}} \quad (\text{I.26})$$

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

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

I.5. Influence de degré de fragmentation sur la chaîne technologique de production

Selon (Nourry, 2002 [102]). La bibliographie concernant l'influence de la fragmentation sur les rendements du chargement, du transport et du concassage primaire est assez mince, le problème principal étant l'appréciation objective de la granulométrie d'un tir. Toutefois, poste à poste, une opinion « consensuelle » est communément véhiculée dans les articles.

I.5.1. Sur le cycle du chargement

Ce poste de travail est considéré par beaucoup d'auteurs comme très influencé par le foisonnement et la granulométrie du tir mais il est également généralement admis que la dextérité du conducteur peut totalement masquer toute autre influence.

Des études intéressantes, (Moodley, 1996 [99]) et (Michaud, 1996 [98]), mettent en évidence l'incidence d'un index granulométrique sur le rendement du chargement. On voit également souvent apparaître le terme de « Diggability », que l'on peut traduire par aptitude au chargement, comme caractérisant la fragmentation d'un tir (Fig. I.48), d'après (Hustrulid, 1999 [77]).

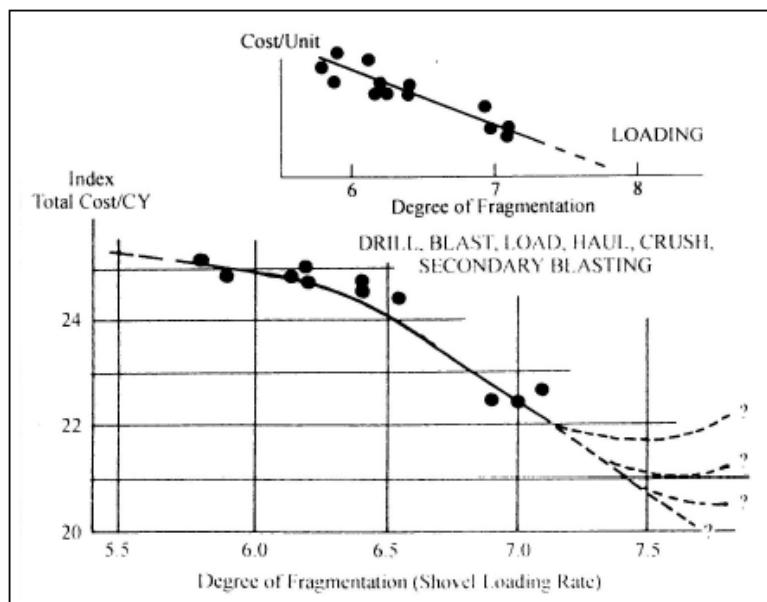


Fig. I.48: Incidence de degré de fragmentation sur le rendement du chargement (Hustrulid, 1999 [77])

I.5.2. Sur le cycle du transport

Sur ce poste de travail, il est peu d'auteurs qui se risquent à délivrer une opinion claire (et quantifiée) sur le sujet. Selon (Michaud, 1996 [98]), (Fig. I.49), la productivité du roulage est sensiblement corrélée avec un index granulométrique probablement assimilable avec la densité du matériau. Dans cet article, il apparaît que la productivité du cycle de roulage a été assimilée à la quantité de matériau transportée par cycle. Le gain apporté par une granulométrie plus étalée (et donc une plus forte densité) est montré. C'est donc une masse transportée par cycle plus importante. Ceci ne signifie pourtant pas que la productivité ait augmenté car, pour calculer un flux, il est nécessaire de connaître en sus de la masse transportée, la durée du cycle de transport.

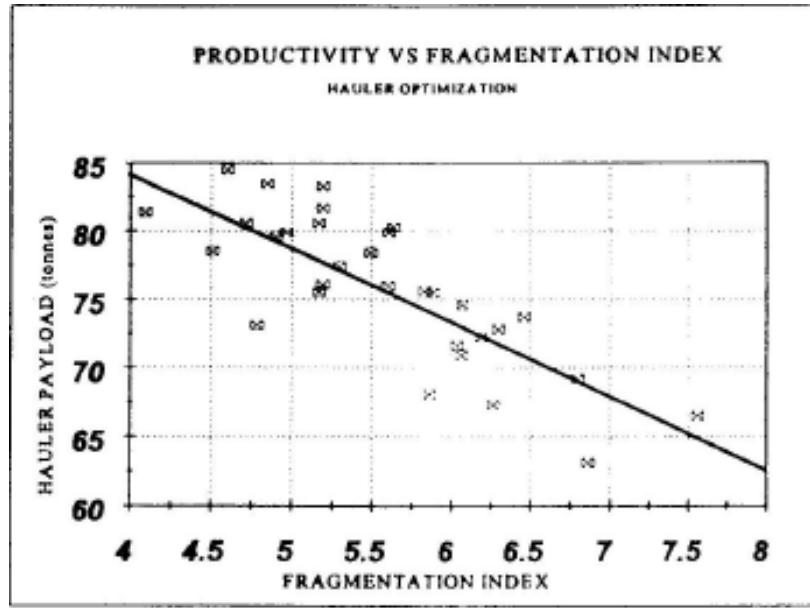


Fig. I.49: Productivité du transport en fonction de l'indexe de fragmentation (Michaud, 1996 [98])

I.5.3. Sur le cycle du concassage primaire

Là aussi, peu d'auteurs se sont risqués à quantifier l'influence de la granulométrie sur le coût du concassage primaire. Tout d'abord les coûts fixes, amortissement du matériel et fonctionnement à vide, sont tels qu'ils sont à eux seuls la part principale du coût du concassage primaire. Toutefois il n'est pas inintéressant de regarder l'influence de la granulométrie sur la consommation électrique. L'article de (Moodley, 1996 [99]), (Fig. I.50), montre que l'augmentation de la proportion de blocs génère une consommation électrique plus importante.

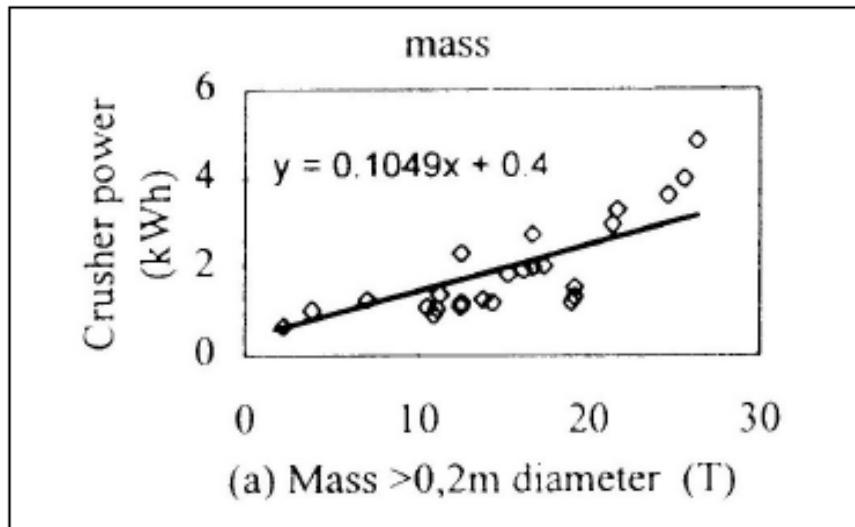


Fig. I.50: Influence de la granulométrie sur le coût du concassage primaire (Moodley, 1996 [99])

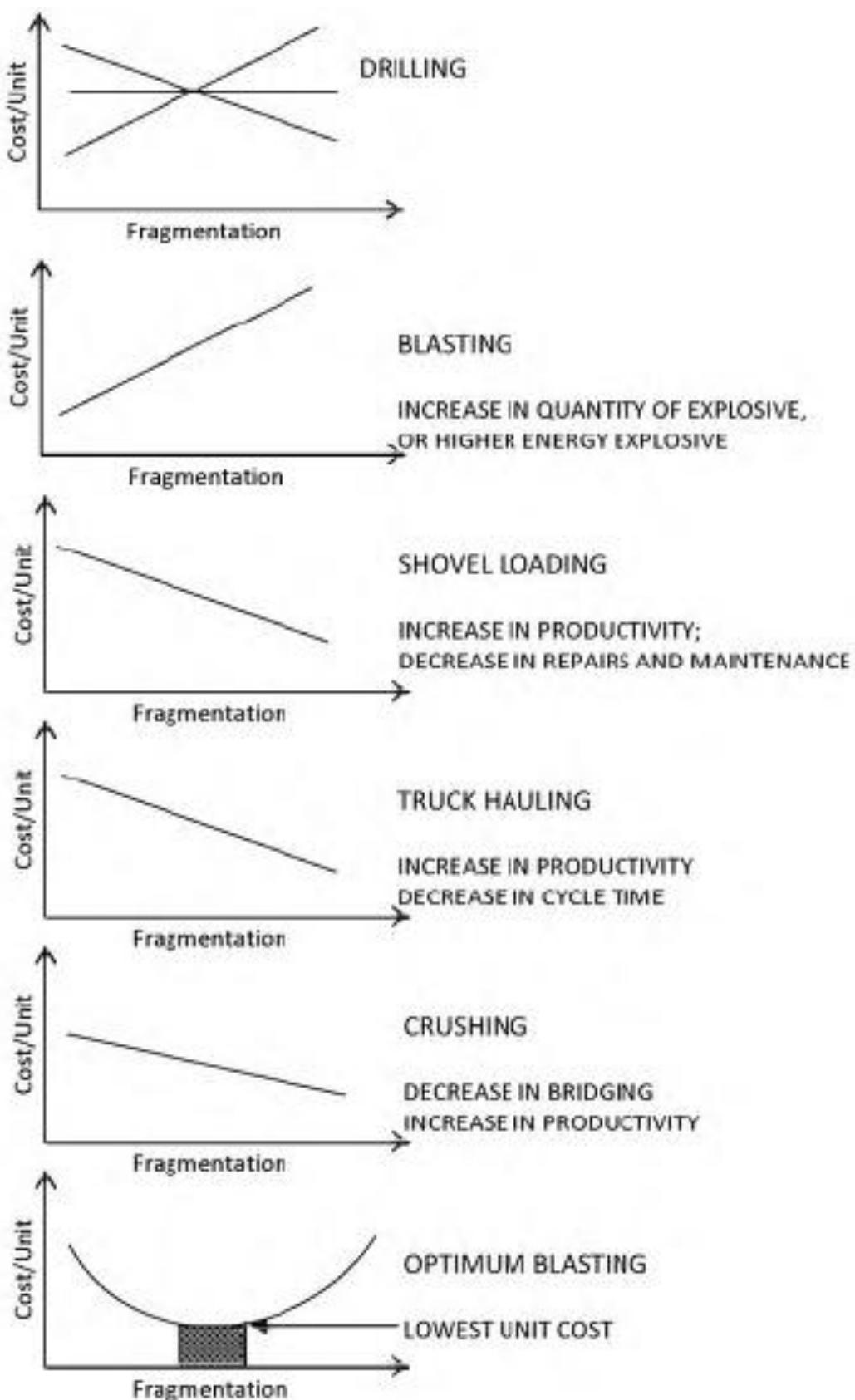


Fig. I.51: L'effet du degré de fragmentation sur les opérations unitaires individuelles et le coût global (Mackenzie, 1966, [88])

I.6. Conclusion

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

De ce fait, nous citons trois éléments clés de la conception du tir pour une performance optimale de l'explosion:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Si on ajoute à cette liste déjà complète l'analyse par la technique photo-analytique potentielle, objet de cette thèse, on dispose maintenant de tous les instruments permettant de réaliser des tirs en parfaite sécurité et très performants.

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

Deuxième chapitre : Techniques de mesure

II.1. Introduction

L'optimisation de l'abattage des roches à l'explosif nécessite un certain degré de compromis entre les objectifs concurrents de maximum degré de fragmentation, et de moindres coûts de forage et d'utilisation des explosifs. Cependant, les sociétés et les exploitations minières doivent examiner et réduire les coûts de production pour demeurer concurrentielles. Mais aucun facteur isolé, tel que le coût des explosifs, ne peut être correctement évalué sans mesures de la fragmentation et de la qualité des roches abattues, d'où la nécessité de gérer les coûts de production.

La quantification de la fragmentation à plus grande échelle est une tâche extrêmement compliquée, vu le besoin d'énormément de temps pour trouver manuellement la distribution de la taille des fragments dans un tas abattu des roches. Des recherches ont été menées à travers le monde en utilisant différentes méthodes et outils de mesure de la fragmentation tels que:

- Prédiction;
- Criblage ou tamisage;
- Méthode de comptage des hors gabarits;
- Méthode de consommation d'explosifs en débitage secondaire;
- Méthode du taux de chargement de la pelle;
- Méthode de combler le retard du concasseur;
- Méthode d'analyse visuelle;
- Méthode d'analyse photographique ou manuelle;
- Méthode de mesure à la ficelle;
- Méthode photographique à haute vitesse ou d'analyse d'image.

Nous allons étudier dans ce chapitre ces différentes techniques, et nous allons essayer aussi de tirer les avantages et les inconvénients de chacune.

II.2. Discussion des méthodes

II.2.1. Prédiction

II.2.1.1. Le Modèle (Kuz-Ram)

Selon le modèle de Kuz-Ram (Cunningham, 1983 [44], 1987 [43] & 2005 [42]), qui reste à ce jour le plus prédictif utilisé, la taille moyenne des fragments peut être calculée par la composition de trois équations suivantes:

II.2.1.1.1. Équation de Rosin-Rammler

Une estimation de la distribution des tailles de fragments est donnée par l'équation de Rosin-Rammler suivante (Rosin, 1933 [111]):

$$P(x) = 1 - e^{-\ln 2 \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n} \quad (\text{II.1})$$

Où:

P(x): proportion du matériau passant par le tamis de dimension (x).

x: dimension de tamis, cm

x₅₀: taille médiane des fragments, cm

n: indice d'uniformité, varie de 0,8 à 2,0

II.2.1.1.2. Equation de prédiction de la taille médiane de Kuznetsov

$$x_{50} = A \times q^{-0,8} \times Q^{1/6} \times \left(\frac{115}{RWS} \right)^{19/30} \quad (\text{II.2})$$

Où:

A: facteur caractéristique de la masse rocheuse;

q: consommation spécifique d'explosif, kg/m³;

Q: quantité d'explosif dans un trou, kg;

RWS: puissance relative de l'explosif (100 pour l'ANFO et 115 pour TNT).

Le facteur caractéristique de la masse rocheuse est estimé par (Lilly, 1986 [87]) comme suit:

$$A = 0,06(RMD + JF + RDI + HF) \quad (\text{II.3})$$

RMD: facteur descriptif de la masse rocheuse, égale à:

- 10, si la roche est pulvérulente ou friable;
- **JF**, pour des plans de discontinuité verticaux;
- 50, pour roche massive.

JF: facteur des discontinuités;

$$JF = JPS + JPA \quad (\text{II.4})$$

JPS: facteur d'espacement des plans de discontinuités, égale à:

- 10, espacement des discontinuités moyen ($S_J < 0,1\text{m}$);
- 20, si ($0,1\text{m} < S_J <$ Taille admissible x_O);
- 50, si ($S_J >$ Taille admissible x_O).

JPA: facteur d'angle de plan de discontinuité, égale à:

- 20, pour pendage en direction du tir;
- 30, pour pendage perpendiculaire au front;
- 40, pour pendage vers l'intérieur du tir.

RDI: facteur d'influence de la densité de la roche.

$$RDI = 0,025 \times \rho_r - 50 \quad (\text{II.5})$$

ρ_r : densité de la roche, kg/m³;

HF: facteur de dureté, égale à:

- $E/3$, si $E < 50$
- $\sigma_c/5$, si $E > 50$

E: module d'Young, GPa;

σ_c : résistance à la compression, MPa.

II.2.1.1.3. Équation de prédiction de l'uniformité Rosin-Rammler

$$n = \left\{ 2,2 - 0,014 \times \frac{B}{D_t} \right\} \times \left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \sqrt{\frac{1+E_t/B}{2}} \times \left\{ \frac{|L_{pied} - L_{colonne}|}{L_{ch}} + 0,1 \right\}^{0,1} \times \frac{L_{ch}}{h} \quad (\text{II.6})$$

Où:

D_t : diamètre de trou, mm

B : banquette, m

W : écart-type de la précision du forage, m

E_t : espacement entre les trous, m

L_{pied} : longueur de la charge d'explosif de pied, m

$L_{colonne}$: longueur de la charge d'explosif de colonne, m

L_{ch} : longueur totale de la charge d'explosif, m

h : hauteur du gradin, m

II.2.1.2. Le Modèle (CK)

(Chung et Katsabanis, 2000 [37]) ont récemment présenté une «prédiction de la fragmentation utilisant des formules d'ingénierie améliorées» basée sur des données de la littérature sur les modèles d'abattage. Le modèle CK suppose la même distribution de fragmentation de Rosin-Rammler que l'équation (II.1) et donne ensuite un couple d'équations, l'une pour l'indice d'uniformité.

$$n = \frac{0,842}{(\ln x_{80} - \ln x_{50})} \quad (\text{II.7})$$

Avec:

$$x_{50} = A \times Q^{-1,193} \times B^{2,461} \times (E_t/B)^{1,254} \times H^{1,266} \quad (\text{II.8})$$

$$x_{80} = 3A \times Q^{-1,073} \times B^{2,43} \times (E_t/B)^{1,013} \times h^{1,111} \quad (\text{II.9})$$

Comme la définition de la consommation spécifique d'explosif est:

$$q = Q / (B \times E_t \times h) \quad (\text{II.10})$$

Les équations (II.8 et II.9) peuvent être écrites:

$$x_{50} = \frac{A \times B^{0,075} \times E_t^{0,061} \times h^{0,073}}{q^{1,193}} = A(B^{0,005} \times E_t^{0,009} \times h^{0,003})(Q^{0,07}/q^{1,263}) \quad (\text{II.11})$$

$$x_{80} = \frac{3A \times B^{0,344} \times E_t^{-0,06} \times h^{0,038}}{q^{1,073}} \quad (\text{II.12})$$

Plusieurs conclusions ressortent des équations (II.7, II.11 et II.12):

- Tout d'abord, l'expression de x_{50} dans (II.11), à part le facteur de puissance relative de l'explosif et les valeurs d'exposants, est identique à celle de Kuz-Ram (II.2). Tout changement de la géométrie de gradin (B , E_t ou h) par un facteur de (2) modifiera le facteur composé ($B^\alpha, E_t^\beta, h^\gamma$) dans les derniers membres de l'équation (II.11 et II.12) de moins de 1%. Ainsi, le modèle (CK) est fondamentalement une variété du modèle (Kuz-Ram).
- Deuxièmement, considérant de x_{50} , les équations (II.7 et II.11) produisent:

$$n = \frac{0,842}{[1,099 + 0,12 \ln q + 0,148 \ln B - 0,121 \ln (E_t/B) - 0,035 \ln h]} \quad (\text{II.13})$$

(h) est le facteur le moins influent dans l'équation (II.13) et il ne change généralement pas beaucoup dans une opération réelle. Le facteur le plus influent est (B) en raison de son ampleur. Le paramètre (n) augmente lorsque la charge spécifique (q) ou B/D_t diminue puisque normalement ($\sqrt{q} \propto B/D_t$). Elle augmente également lorsque (E_t/B) augmente. Ces deux tendances s'accordent avec les prédictions de (Kuz-Ram).

L'insertion de paramètres raisonnables d'abattage pour les opérations d'exploitation à ciel ouvert utilisant un diamètre de trou de (95 à 155 mm) et une consommation spécifique d'explosif comprise entre (0,35 à 0,6 kg / m³) donne ($n = 0,75$ à 0,80). Il est très douteux que ces petites différences de (n) soient pratiquement significatives. La conclusion est que le modèle (CK) sera de peu de valeur. Le modèle (Kuz-Ram) est plus complet et il est basé sur des résultats d'abattage à pleine échelle.

II.2.1.3. Le Modèle (BRW)

Bergmann, Wriggle et Wu (1973) ont présenté un ensemble relativement complet d'abattage à bloc unique de 15 tonnes. Ils ont varié la taille de la charge, le rapport de couplage (f), la vitesse de détonation d'explosif (VOD) et la taille de banquette (B) dans 4 séries d'essais et ont abouti à une expression compliquée de (x_{50}) qui inclut le pic de pression dans un trou de mesure rempli d'eau et une charge derrière le trou d'abattage.

Ces données ont été ré-analysées dans le projet "Less Fines", basé sur l'analyse dimensionnelle (Ouchterlony 2002b) et sur les méthodes statistiques (Aler & du Mouza 1996a-d [06, 07, 08 et 09], Hamdi 2002). Le but de cette analyse était de voir si les informations de (VOD) et de couplage dans la formule (BRW) étaient significatives. La ré-analyse a donné l'expression:

$$x_{50}/B = \frac{A(\text{rock properties})}{[f(e \times q'/B^2)]^{0,67}} \quad (\text{II.14})$$

Où:

e : énergie d'explosif, J/kg

Avec:

$$q' = q \times B^2 \quad (\text{II.15})$$

II.2.1.4. Modèle de prédictions trou par trou

(Delille, 2012 [53]) a essayé de proposer une prédition de la fragmentation pour chacun des volumes propres des trous et de rechercher des paramètres immédiatement calculables qui puissent être mis à contribution.

La démarche suivie par l'auteur est de chercher toujours à faire apparaître, pour une charge prise individuellement, un paramètre qui soit pertinent pour refléter la situation particulière dans laquelle cette charge se trouve. Vis-à-vis des mécanismes d'action de l'explosif, il a envisagé à ce stade trois candidats potentiels:

- la consommation spécifique propre $q(i)$;
- la banquette moyenne $B(i)$;
- la banquette dynamique $B_{dyn}(i)$.

II.2.1.4.1. Prédiction en fonction des consommations spécifiques propres $q(i)$

Etant donnés les volumes propres à chaque charge, la prédition charge par charge en fonction de la consommation spécifique se base sur les lois de fragmentation mono-trou $x_{50}^{MT}(q)$ et $x_{max}^{MT}(q)$, et s'articule autour des trois étapes suivantes:

II.2.1.4.1.1. détermination de la consommation spécifique propre à chaque trou $q(i)$

Plus généralement, pour un tir avec (t) trous, il est possible d'attribuer une consommation spécifique propre à chacun des trous, en fonction de la consommation spécifique globale (q) et la proportion de chacune des zones par rapport à la prédition d'arrachement totale (s_i) avec la formule suivante:

$$q(i) = \frac{q}{t \times s_i} \quad (\text{II.16})$$

II.2.1.4.1.2. Prédiction des $x_{50}(i)$ et de $x_{50}(\text{globale})$

Conformément à la logique de la littérature, la taille médiane du tas abattu entier est prédictée à partir d'une moyenne, pondérée par le volume, des tailles médianes individuelles [$x_{50}(1), \dots, x_{50}(t)$] prédictes pour chaque volume propre.

$$x_{50}^{MT}(q) = 1,7 \times 10^4 \times q^{-0,68} \quad (\text{II.17})$$

$$x_{50} = \sum_{i=1}^t s_i \times x_{50}(i) \quad (\text{II.18})$$

II.2.1.4.1.3. Prédiction des $x_{max}(i)$ et de $x_{max}(\text{globale})$

$$x_{max}^{MT}(q) = 3,47 \times 10^4 \times q^{-0,64} \quad (\text{II.19})$$

Pour un plan de tir à (t) trous, il conviendra que la taille de bloc maximale produite dans le tir est le maximum des tailles [$x_{max}(1), \dots, x_{max}(t)$] produites au niveau de chacun des trous.

$$x_{max} = \max_{i \in [1,t]} x_{max}(i) \quad (\text{II.20})$$

II.2.1.4.2. Prédiction trou par trou en fonction des banquettes géométriques $B(i)$

Selon l'auteur, les lois $x_{50}^{MT}(B)$ et $x_{max}^{MT}(B)$ qui peuvent être obtenues à partir des données expérimentales mono-trou sont:

$$x_{50}^{MT}(B) = 233 \times B^{0,95} \quad (\text{II.21})$$

$$x_{max}^{MT}(B) = 630 \times B^{0,95} \quad (\text{II.22})$$

L'allocation de volumes propres aux charges reste importante pour le calcul de moyenne pondérée qui fournit la prédiction globale de taille médiane.

II.2.1.5. Prédiction basée sur la méthode de Monte Carlo (Mario *et al.*, 2006 [95])

II.2.1.5.1. Préambule

Créés pour la première fois par Metropolis et Ulam (1949), les méthodes de simulation basées sur Monte Carlo ont acquis le statut d'une méthode numérique à part entière capable de résoudre des problèmes complexes. La simulation Monte Carlo peut être décrite comme une méthode de simulation où les résultats de simulation sont basés sur un modèle où les valeurs d'entrée sont sélectionnées au hasard à partir de fonctions de distribution statistique représentatives qui décrivent ces entrées. La simulation est répétée n fois et les résultats eux-mêmes décrivent maintenant une distribution statistique (Sobol *et al.*, 1994, Fishman, 1996). Les méthodes de simulation Monte Carlo sont principalement utilisées dans les situations où il ya une incertitude dans nos entrées et où l'incertitude calculée des résultats reflète avec précision l'incertitude des données d'entrée. Il est généralement reconnu que les matériaux naturels comme la roche tendent à montrer une variété considérable de propriétés. La résistance de la roche, l'espacement des fractures et leur orientation à l'intérieur d'une masse rocheuse donnée peuvent être variable. Le forage lui-même peut introduire une variabilité avec des écarts dans l'espacement des trous de forage, la banquette et l'alignement. Le résultat final d'une telle variation est que la taille de fragmentation résultante prédictive par le modèle Kuz-Ram montrera également la variabilité.

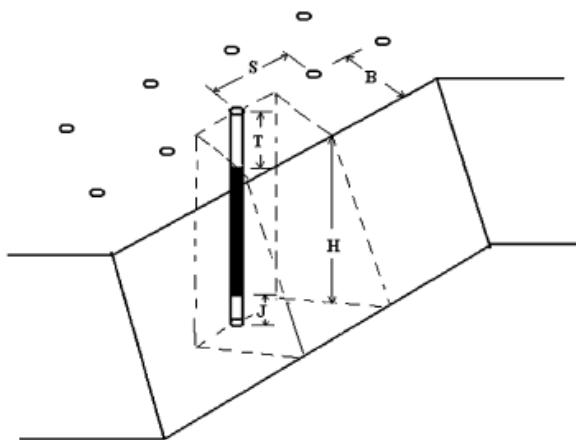


Fig. II.1: Terminologies d'un plan de tir

Cette observation est particulièrement importante si le tir est destiné à atteindre un but spécifique autre que la rupture de la masse rocheuse. Par exemple, la largeur de convoyeur à bande est typiquement dimensionnée en utilisant la taille de fragment typique à déplacer. Si la surépaisseur de roche est rencontrée plus souvent que prévu, le système de convoyeur ne

fonctionnera pas comme prévu. Un autre exemple implique le dimensionnement de l'ouverture d'un broyeur de roche. Si le matériau fragmenté est plus gros que prévu, le concasseur sera sous-dimensionné, si le matériau est plus fin que prévu, le concasseur sera sous-utilisé.

La simulation basée sur Monte Carlo utilisant le modèle Kuz-Ram peut fournir un aperçu de tous ces problèmes et aider l'ingénieur à créer une conception de tir appropriée pour atteindre un objectif requis.

II.2.1.5.2. Principes de tir adopté par Monte Carlo

Le tir à l'explosif est autant un art que science. Bien que beaucoup de travaux aient été effectués dans le domaine de la modélisation du développement des fractures et de la propagation des ondes de contraintes dans un milieu isotrope/anisotrope, la variabilité naturelle de la masse rocheuse empêche souvent de telles approches complexes la conception de tir et donc une conception de tir considérable est basée sur des règles de base relativement simples.

La dimension la plus critique et la plus importante du tir est celle de banquette (B) car elle représente la masse rocheuse à fragmenter par la colonne explosive. Sa valeur réelle dépendra d'une combinaison de variables, y compris les caractéristiques des roches, l'explosif utilisé, etc. Un guide pratique utilisé pour estimer la charge est le rapport K_B égale à (la banquette/diamètre). L'expérience montre que lorsque ($K_B = 30$) (intervalle typique 20-40), l'opérateur peut normalement s'attendre à des résultats satisfaisants.

La distance entre les arêtes adjacentes, mesurée perpendiculairement à la banquette, est définie comme étant l'espacement (S). L'équilibrage idéal d'énergie entre charges explosives s'effectue habituellement lorsque la dimension d'espacement est presque égale au double de la banquette ($K_S = 2$) lorsque les charges sont initiées simultanément.

Pour la plupart des conditions, le sous-forage requis (J) doit être de 0,3 fois la dimension de la banquette donnant (K_J) ou le rapport (sous-forage/banquette) (Ash, 1963 [12]).

Le bourrage est la portion de trou qui a été remplie de matériau inerte au-dessus de la charge de manière à confiner et retenir les gaz produits par l'explosion, améliorant ainsi le processus de fragmentation. L'expérience acquise sur le terrain montre que le (K_T) (bourrage/banquette) de (0,7) est un point de départ raisonnable.

Il a été constaté que la fragmentation est considérablement affectée par les conditions géologiques. La direction et le pendage des discontinuités et leur fréquence dans la masse rocheuse sont d'une grande importance, puisque les ondes de contrainte produites par la détonation des charges explosives seront réfléchies aux surfaces des discontinuités. Les discontinuités de la masse de roches qui sont perpendiculaires à l'axe des trous ont peu d'effet sur la fragmentation. Cependant, s'ils sont parallèles à l'axe du trou de forage, l'énergie est gaspillée en écrasement excessif dans la zone proche du trou de forage alors que peu de travail est effectué loin du trou de tir. La direction de tir en ce qui concerne les conditions structurelles est d'une importance primordiale dans la pratique.

II.2.1.5.3. Développement du simulateur Monte Carlo à l'aide de Visual Basic.Net

Microsoft Visual Basic.Net offre une plate-forme de logicielle solide pour le développement d'un simulateur Monte Carlo. Bien qu'il existe d'autres applications commerciales dédiées à la simulation Monte Carlo, Visual Basic offre la possibilité de créer un programme autonome ainsi que la possibilité de futures améliorations et d'intégration dans d'autres applications.

Le modèle de simulation de Monte Carlo nécessite les sept paramètres suivants qui ont une plage de valeurs possibles:

- Résistance à la compression non confinée de la roche intacte;
- Module élastique de la roche intacte;
- Pendage des joints;
- Direction de pendage des joints;
- Espacement des joints;
- Précision de forage;
- Direction de pendage de face du gradin.

II.2.1.5.4. Application du simulateur Application du simulateur

L'application de simulation peut être conçue pour répondre à des problèmes concernant l'application du modèle Kuz-Ram tel que:

- Le calcul de la répartition de la taille des fragments lorsque le facteur de la consommation spécifique d'explosif est maintenu constant.

Le simulateur peut également être utilisé pour concevoir un tir pour obtenir une distribution de fragmentation donnée. En utilisant les données de masse rocheuse précédemment définies et en tenant compte des propriétés explosives, le simulateur peut exécuter, à l'inverse, le processus de la consommation spécifique d'explosif constante. La taille moyenne des fragments et le pourcentage de passant sont définis. Il est également possible de définir les pourcentages de sous-dimensionnement ou de surdimensionnement en fonction de la distribution cumulative souhaitée après le tir. En effet, en fixant deux points, il est possible de définir la totalité de la distribution cumulative. Il est possible aussi de spécifier un passage moyen et un passage sous-dimensionnel constant et le simulateur recherchera un profil de forage approprié, incluant les valeurs d'espacement (S) et de banquette (B).

Plusieurs combinaisons (espacement-banquette) sont capables de répondre à la distribution de fragmentation requise. C'est à l'ingénieur de tir de faire la sélection finale en fonction de l'expérience.

II.2.1.6. Théorie de percolation (Joel S.Kuszmaul, 1987 [79])

Le sous-modèle de taille de fragment est conçu pour être compatible avec un modèle constitutif formulé d'accumulation d'endommagements causés par la microfissuration sous charge dynamique (dénommé le modèle d'endommagement) (Taylor, *et al.*, 1986 [129]). La nouvelle description de la taille des fragments, cependant, dépend des paramètres de la théorie de la percolation tridimensionnelle. Le premier de ces paramètres, (p) est le rapport entre le nombre de fissures actives par unité de volume et le nombre total de fissures éventuelles par unité de volume. Dans le modèle d'endommagement, ceci est interprété comme la densité de fissures actuelles divisée par la densité de fissures maximum possibles de (9/16), ce maximum a été dérivé par (Budiansky et O'Connell, 1976 [26]):

$$P = \frac{16 \times C_d}{9} \quad (\text{II.23})$$

Où:

C_d : est la densité de fissure ou le rapport du volume de roche influencé par les fissures au volume total de la roche.

La théorie de la percolation tridimensionnelle (Aharony *et al.*, 1986 [01], Englman et Jaeger, 1986 [55]) a établi que près du seuil de la fragmentation (mais au-dessus) la taille des fragments, (d) diverge comme:

$$d \propto |P - P_c|^{-0,89} \quad (\text{II.24})$$

La valeur de (P_c), la densité de fissure critique, est de 0,693, un résultat obtenu directement à partir de la théorie de la percolation tridimensionnelle (Englman & Jaeger, 1986 [55]). (Grady, 1985 [65]) a montré qu'à la rupture ultime du matériau (près de la densité de fissure maximale dans le modèle d'endommagement), où ($P = 1$), la taille du fragment (d) est donnée par:

$$d = \left(\sqrt{20} \frac{K_{Ic}}{\rho \times C \times \dot{\epsilon}} \right)^{2/3} \quad (\text{II.25})$$

Où:

K_{Ic} : est la résistance de fracturation de la roche;

ρ : est la densité;

C : est la vitesse d'onde uniaxiale;

$\dot{\epsilon}$: est le taux de déformation de chargement.

Dans le modèle d'endommagement, la taille nominale de fragmentation (a) est supposée d'être:

$$a \propto \frac{1}{2} \left(\sqrt{20} \frac{K_{Ic}}{\rho \times C \times \dot{\epsilon}_{max}} \right)^{2/3} \quad (\text{II.26})$$

Une expression peut maintenant être dérivée pour la taille de fragment:

$$\begin{aligned} d &= L && \text{pour } P < 0,693 \\ d^{-1} &= L^{-1} + C_1 \times \left(\frac{1}{0,307} \right)^{0,89} \times (P - P_c)^{0,89} \times a^{-1} && \text{pour } P \geq 0,693 \end{aligned} \quad (\text{II.27})$$

Où:

L : est la taille originale du bloc d'une roche;

C_1 : est un constant de proportionnalité combinée des équations (II.24, II.25 et II.26) qui a donné une valeur de (1/2) (de l'équation II.26). Une expression similaire à l'équation (II.27) a déjà été proposée (Englman et Jaeger, 1986 [55]), mais l'équation (II.27) représente une formulation qui peut être plus facilement utilisée avec les résultats du modèle d'endommagement. L'équation (II.27) donne ($d = L$ pour $P < 0,693$). Pour ($P \geq 0,693$), l'équation (II.24) est satisfaisante. Finalement, lorsque ($P = 1,0$), l'équation (II.25) est satisfaisante.

Il est maintenant possible de faire un tracé de la taille des fragments en fonction de la densité des fissures (Fig. II.2). Pour réaliser ce tracé, une valeur de ($L > 1000.a$) est supposée. L'ordonnée du tracé est un nombre qui lorsqu'il est multiplié par le paramètre (a), donne la taille du fragment. C'est tout ce qui est nécessaire pour commencer à faire des prédictions de taille de fragments dans les simulations de tir. Un autre résultat est obtenu en utilisant (P_c) dans l'équation (II.23) pour montrer que le (0,39 contour de densité de fissure) dans les résultats obtenus en utilisant le modèle d'endommagement, peut être utilisé pour représenter l'étendue des fragments formés dans le tir. Cela n'adresse pas la motion que ces fragments peuvent rencontrer dans le tir. Cette nouvelle approche de l'interprétation des calculs d'endommagements a deux caractéristiques importantes:

- Premièrement, il fournit une interprétation physique pour les valeurs d'endommagements qui auparavant ne pouvaient pas être directement liées à l'état post-tir de la roche.

- Deuxièmement, il fournit une base pour le calcul des tailles de fragments qui est intrinsèquement cohérente avec le concept que les endommagements accrus conduit à la taille réduite des fragments.

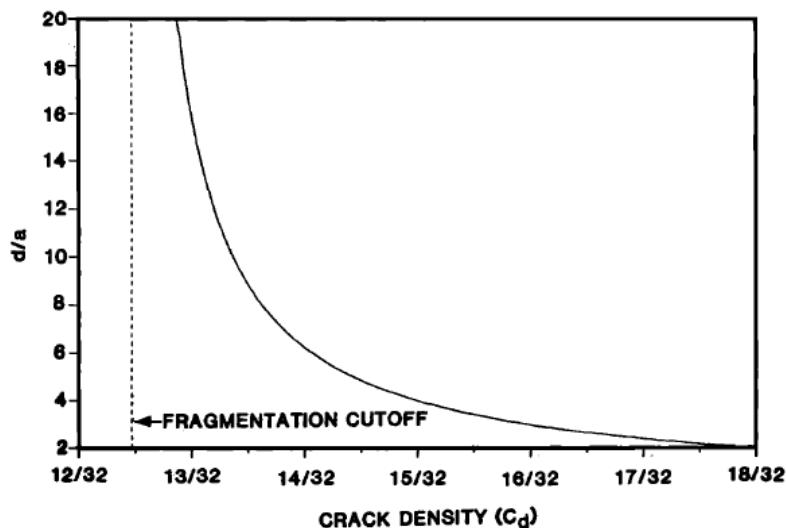


Fig. II.2: Taille du fragment en fonction de la densité des fissures

II.2.2. Criblage ou tamisage (Hinton *et al.*, 2006)

Le criblage ou tamisage est une méthode directe et précise d'évaluation de la répartition granulométrique des particules ou de la fragmentation. Cependant, pour l'abatage de production, cette méthode est coûteuse, prend du temps et est gênante. Cette méthode est réalisable dans le cas d'abatage à petite échelle. Dans cette méthode, les fragments de roche sont criblés à travers des tamis de différentes dimensions de maille pour différentes tailles de fragment. Ensuite, les fragments criblés sont regroupés en fonction de leur taille et le nombre de fragments dans chaque plage de taille est compté pour prédire la nature de l'abattage. Les résultats obtenus peuvent être très fiables. Cette méthode est la méthode la plus précise de tous.

Le terme *granulométrie* désigne l'opération qui consiste à décrire, selon un critère donnée, la distribution des tailles d'un ensemble d'objets.

En ce qui concerne les applications minières, l'estimation de la distribution des tailles par criblage s'inscrit dans un objectif global de contrôle de qualité et de réduction du coût de l'exploitation (Napier-Munn *et al.*, 1996 [101], Scott *et al.*, 1996 [120]). Elle répond principalement aux nécessités suivantes :

- l'évaluation du rendement du tir, ce dernier étant caractérisé par les paramètres liés à l'énergie employée et par le schéma utilisé,
- la régulation du concassage et du broyage,
- l'évaluation du rendement de ces deux opérations.

En fonction de la taille des fragments manipulés et des moyens mis en œuvre pour la mesure de la granulométrie, le criblage peut se diviser en trois principales opérations :

- le tamisage de granulats, qui consiste à faire passer les fragments de roche dans des tamis de plus en plus fins et opérer une mesure sur le contenu de chacun d'eux, est limité à des tailles d'environ (125 mm),

- l'étude des "enrochements", où l'on utilise des tables de criblage dont la taille des mailles varie entre (100 et 200 mm),
- la "blocométrie", où il s'agit de modèles volumiques pour la mesure des tailles (tel que celui des cubes). Les fragments mis en jeu sont de taille supérieure à (200 mm).



Fig. II.3: Vue générale de l'opération de criblage et tamisage (Sanchidria, 2006 [114])

II.2.2.1. Taille et calcul des proportions granulométriques par tamisage

La mesure de la distribution des tailles des roches peut se faire en masse ou en nombre. Pour le cas des roches abattues, l'intérêt est porté essentiellement sur l'analyse granulométrique en masse.

De façon générale, il s'agit de peser l'ensemble des grains retenus dans chaque tamis, donnant lieu à différentes proportions. Ces dernières sont triées, suivant des classes, selon un concept de taille bien précis. En ce qui concerne le tamisage, la taille des fragments est prise comme étant le côté du plus grand tamis pouvant les contenir. En terme de classe, cette taille correspond à la plus petite maille des deux tamis qui représentent la classe.

Etant donné un ensemble de (n) tamis, la proportion de masse (ou passant cumulé) (P_i) équivalente au tamis (i) est donnée par (Outal, 2006 [106]) :

$$P_i = 100 \left(1 - \frac{\sum_k R_k}{R_T} \right) [\%] \quad (\text{II.23})$$

Où:

R_k : est le refus équivalent au tamis (k);

R_T : le refus total (masse totale tamisée).

La représentation graphique de ces proportions cumulées donne la courbe granulométrique (Fig. II.4).

II.2.2.2. Problèmes rencontrés lors de mesure de la distribution des tailles des fragments

Bien qu'encore largement utilisée, cette méthode de tri s'accompagne de nombreux inconvénients lorsqu'il s'agit d'une application minière. Ils se résument comme suit :

- le premier problème est celui de la représentativité de l'échantillon mesuré. Plus précisément, sa capacité à décrire la distribution granulométrique de l'ensemble du tas étudié. Afin d'éviter au maximum les problèmes d'échantillonnage, il est généralement essentiel de manipuler un volume important de fragments. De plus, à partir d'une certaine taille, le tamisage devient problématique. Dans ce cas, comme évoqué auparavant, on parle plutôt de mesure d'enrochements et de blocmétrie. L'idée proposée par quelques auteurs consiste à déterminer une masse minimale à prélever pour chaque taille des fragments de la distribution (Smith *et al.*, 1993 [123]).

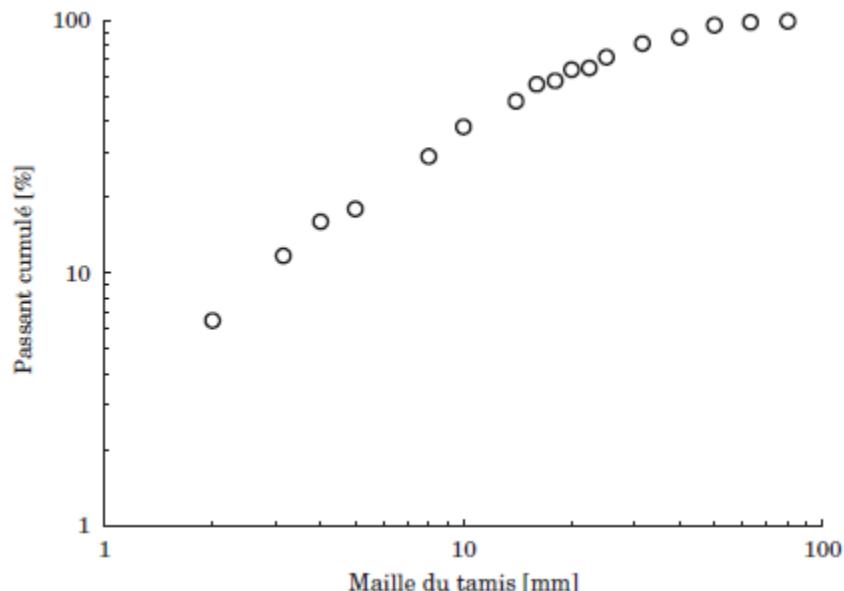


Fig. II.4: Courbe granulométrique expérimentale par tamisage

- Le temps de réalisation de la mesure, qui dépend du volume manipulé mais aussi des tailles existantes (nécessité de gros engins pour trier les gros fragments), sera d'autant plus grand que le volume de l'échantillon sera important.
- Ceci interfère nécessairement avec l'opération de production lorsqu'il s'agit de connaître la distribution des tailles qui résulte du tir pour pouvoir réguler correctement le broyage et le concassage.

Malgré les problèmes cités, le tamisage reste la référence actuelle de la mesure de la distribution granulométrique des roches fragmentées (Outal, 2006 [106]).

II.2.3. Méthode de comptage des hors gabarits (Holmberg *et al.*, 2000)

Dans cette méthode, le comptage manuel des blocs des hors gabarits dans le tas des roches abattues qui ne peut pas être manipulé par le moyen du chargement est effectué. Cela donne directement un indice de surdimensionnement par rapport à la masse rocheuse *in situ* totalement fragmentée. C'est une méthode très populaire pour déterminer la qualité de fragmentation après abattage (Venkatesh, 2010 [132]).



Fig. II.5: Comptage des hors-gabarits dans le profil du tas abattu des roches

II.2.4. Méthode de consommation d'explosifs en débitage secondaire (Melnikov, 1978)

Dans cette méthode, on détermine un indice concernant la consommation d'explosifs lors de débitage secondaire soit par trou foré soit par explosion au voisinage. Cet indice est ensuite utilisé pour comparer le degré de fragmentation d'un groupe d'abattage (Venkatesh, 2010 [132]).

II.2.5. Méthode du taux de chargement de la pelle (Monjezi *et al.*, 2009)

La méthode du taux de chargement de la pelle suppose que plus le chargement est rapide, meilleure est la fragmentation. Dans cette méthode, le taux de chargement de la pelle pour un tas particulier des roches abattues est pris en compte. Cette technique peut être utilisée plus précisément pour un compte rendu comparatif de la nature de la fragmentation d'un groupe d'abattages (Venkatesh, 2010 [132]).

II.2.6. Méthode de comblement de retard du concasseur (Jimeno *et al.*, 1995)

Le principe de cette méthode est d'observer le retard au comblement au broyeur, principalement dû à des blocs hors gabarits surdimensionnés. Cela permet de déterminer le nombre de blocs hors gabarits dans le tas des roches abattues. Cette méthode est généralement préférable dans un petit site de production que dans des conditions d'abattage à grande échelle.

II.2.7. Méthode d'analyse visuelle (Maerz *et al.*, 1996 [91])

La méthode d'analyse visuelle est une méthode d'évaluation subjective. Dans cette méthode, le tas des roches abattues est vue immédiatement après l'abattage et une évaluation subjective est faite. Cette technique n'est pas fiable car la vue superficielle du tas ne peut pas être visualisée au totalité.

II.2.8. Méthode d'analyse photographique ou manuelle (Sudhakar *et al.*, 2005)

Le procédé de délimitation de fragments sur les photographies de tas des roches abattues est effectué manuellement pour déterminer le nombre de fragments à l'aide d'un papier quadrillé. Pour cela, des photos de taille de (0,15 m x 0,10 m) sont imprimées. Chaque photographie est ensuite placée sous un papier transparent en le fixant fermement à l'aide d'épingles. Tous les fragments sont tracés sur le papier transparent. La délimitation est commencée avec de grands fragments parce qu'ils ont plus d'effet sur les résultats. Il est tenté de détecter et de délimiter

des fragments aussi petits que possible. L'échelle placée au milieu de tas des roches abattues est utilisée pour convertir les dimensions mesurées sur la photographie en dimensions réelles. Ensuite, une copie du papier tracé est placée sur un papier quadrillé. La zone de l'échelle de référence sur le papier quadrillé est notée, puis un facteur d'échelle (surface réelle de l'échelle/zone d'échelle du graphique) est déterminé. Pour chaque fragment identifiable, la zone couverte par le fragment est mesurée en comptant le nombre de petits blocs sur le papier quadrillé recouvert par ce fragment. La zone est ensuite multipliée par le facteur d'échelle. Pour convertir la surface (s) en volume (v), la troisième dimension est déterminée en utilisant la méthode du cercle équivalent de surface. L'analyse manuelle de chaque photographie prend environ une à deux heures (Venkatesh, 2010 [132]).

II.2.9 Méthode photogrammétrique conventionnelle à haute vitesse (Wallace *et al.*, 2006)

Cette méthode est plus fiable et plus précise que la méthode photographique. Elle peut fournir des mesures tridimensionnelles et contribue ainsi au calcul du volume de fragmentation (Venkatesh, 2010 [132]).

II.2.10. Méthode de mesure à la ficelle

La méthode est la suivante : on tend une ficelle le plus près possible du tas que l'on souhaite mesurer. Cette ficelle doit être de (10 à 40) fois plus longue que le plus gros bloc intersecté par elle. Soit (Mt) la longueur de la ficelle. On choisit une limite de longueur apparente (Li) des fragments au-dessous duquel on ne fera pas de mesure. Cette limite doit être fixée pour que l'on ait à mesurer au moins de (50 à 100) fragments. Pour chaque galet recouvert par la ficelle, on notera d'une part sa plus grande longueur apparente (Ls) (que l'on considérera comme une estimation du diamètre (D) du fragment) et d'autre part la longueur intersectée (m). Les (m) étant considérés comme proportionnels aux volumes des différentes fractions considérées ; la différence entre (Mt) et la somme des (m) permet de calculer la proportion de fine $\{Mt - S(m)\}/Mt$. Cette méthode a été proposée par (Cailleux, 1963 [29]) notamment. Le choix de (Ls), comme estimation du diamètre du fragment, est peut être discutable, il serait peut être souhaitable lorsque les fragments sont manipulables de mesurer le diamètre réel du fragment. En tout cas, cette méthode de mesure est encore largement utilisée. Ce qui montre qu'elle permet, pour le moins, de comparer des granulométries. C'est aussi une méthode économique en équipement mais fastidieuse à mettre en œuvre.

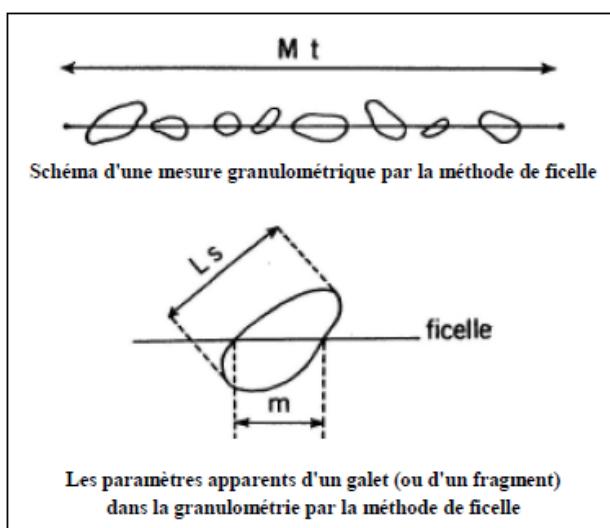


Fig. II.6: Principe de méthode de mesure à la ficelle

Si l'on considère un volume (V), par exemple cubique de dimension ($L \times L \times L$), et l'on considère des éléments de volume horizontaux de type ($dS \times L$), alors la granulométrie de (V) est exactement décrite par l'intégrale des granulométries de tous ces éléments de volume ($dS \times L$), si ces granulométries ont été réalisées avec la méthode décrite ci-dessus (en utilisant le diamètre réel des fragments).

En utilisant cette méthode à la surface d'un tas on commet plusieurs erreurs:

- La proportion de fine n'est pas mesurée mais on en donne une estimation probablement assez aléatoire.
- On utilise comme échantillon une projection des (n) premiers centimètres du tas et non une coupe (linéaire) du tas.

Les problèmes liés à la configuration de l'échantillon: ségrégation, répartition non homogène des différentes classes granulométriques à l'intérieur du tas, demeurent (Nourry, 2002 [102]).

II.3. Conclusion

Les méthodes d'analyse de fragmentation offrent une mesure quantitative de la performance de tir et ouvrent ainsi la porte à une optimisation efficace du procédé de tir. Dans les exploitations minières à ciel ouvert, l'optimisation des travaux de forage et de tir est un sujet de préoccupation, cependant le contrôle régulier de la qualité de la distribution complète des fragments est primordial.

La performance de tir est généralement mesurée par estimation visuelle après tir et pendant le chargement, ce qui peut être subjectif. Pour le contrôle de la qualité des produits, l'échantillonnage et le criblage quotidiens sont habituellement effectués, ce qui ne permet pas une rétroaction rapide et peut entraîner des préjudices importants.

Toutes les méthodes et modèles de mesure de la fragmentation prédisent naturellement qu'une augmentation de la consommation spécifique d'explosif (q) augmente le degré de fragmentation et augmente la quantité de fines. Sur l'effet de la géométrie de tir, ils diffèrent parfois sensiblement, même en ce qui concerne la prédiction des effets opposés de la modification d'un paramètre. La plupart d'entre eux utilisent des paramètres de résistance aux tirs et de «tirabilité» différents. Il est donc difficile de les comparer. Cependant il est utile de citer les observations d'analyse suivantes:

- Le modèle Kuz-Ram semble qu'il est beaucoup plus pratique. En dehors de la diminution évidente de la consommation spécifique d'explosif, la fragmentation est régulée par l'indice d'uniformité (n). Il convient de noter que la distribution de Rosin-Rammler n'est souvent pas une bonne représentation de la fragmentation dans la gamme des fines.
- Le modèle de Chung-Katsabanis (CK), ne fournit pas de nouvel aperçu sur le modèle original de Kuz-Ram.
- Les données de Bergmann, Riggle et Wu (BRW) montrent que (x_{50}) devrait augmenter lorsque la charge est découpée. VOD ne semble pas influencer (x_{50}) autant qu'ils avaient pensé à l'origine.

Troisième chapitre : Technique photo-analytique potentielle

III.1. Introduction

L'efficacité du tir peut être estimée en déterminant la répartition granulométrique des fragments de roche tirée. Il existe de nombreuses méthodes pour estimer la répartition de la taille des fragments des roches abattues. La méthode la plus directe consiste à tamiser les roches fragmentées à travers des tamis de tailles différentes. Le coût élevé du tamisage pour des tonnes de matériaux fragmentés a conduit à de nombreuses méthodes indirectes pour estimer la distribution de taille. L'une des méthodes les plus récentes et les plus populaires est la méthode photo-analytique, où les images photographiques sont obtenues à partir de la surface d'un tas de roches abattues et analysées soit à la main, soit à l'aide de techniques de traitement d'image par ordinateur.

Une nouvelle méthode pour calculer la distribution de taille des fragments de roches à l'aide du traitement d'image numérique a été développée par certains chercheurs. Pour que de nouvelles procédures soient largement acceptées et appliquées, elles doivent être vérifiées quant à leur exactitude, leur facilité d'utilisation et leur reproductibilité, ainsi que pour reproduire les résultats obtenus à l'aide de méthodes antérieures. De façon réaliste, les nouvelles méthodes ne remplacent pas les anciennes méthodes que si elles représentent une amélioration de l'ancienne méthode ou si elles requièrent moins de temps, d'effort ou une taille d'échantillon plus petite ou si elles sont plus précises.

Nous allons étudier dans ce chapitre les différentes étapes de mesure et d'analyse de cette technique, et aussi quelques systèmes utilisables pour faciliter la mesure de la fragmentation.

III.2. Techniques de mesure

Le processus pour obtenir la distribution des tailles des fragments du tas des roches abattues peut être considéré en quatre étapes:

- L'échantillonnage photographique suivant une stratégie en sorte que les distributions des tailles de fragments dans les images à analyser représentent le tas des roches abattues dans son ensemble;
- La numérisation de l'image par un processus automatique impliquant l'amélioration de l'image et la détection de contours;
- La mesure des tailles de fragments apparents sur l'image;
- Conversion des fragments apparents en véritables distribution des tailles de fragments.

III.2.1. Échantillonnage photographique

Les tas des roches abattues étaient clairement hétérogènes, vu ces différentes tailles des fragments. Une image n'est qu'un enregistrement d'une surface de la section. Les emplacements et les directions de la photographie doivent être choisis de telle sorte que lorsque les données photographiques sont extrapolées à trois dimensions, ils représentent le tas des roches abattues dans son ensemble. Cependant trois solutions sont possibles:

- photographie au niveau de tas abattu;
- photographie au niveau de camions du transport;
- et photographie au niveau de trémie et convoyeur à bande.

Ainsi d'autres paramètres tels que la résolution et la qualité d'image sont très sensibles pour l'échantillonnage comme discuté ci-dessous.

III.2.1.1. Photographie au niveau de tas abattu

Pour photographier le tas abattu dans son entier à l'aide d'un appareil photo, mis à part des difficultés pratiques évidentes, cette méthode peut donner une mesure de fragmentation partielle, en raison de la concentration de plus petits fragments au sommet du tas des roches abattues.

Aussi la photographie d'une coupe verticale à travers la longueur du tas abattu, aurait certainement retardé l'opération du chargement et du transport, et par conséquent réduire le taux de production. En outre, l'excavation d'une face verticale aurait pu introduire d'autres erreurs en raison de l'effondrement de l'excavation et de l'arrachement des gros fragments.

Pour estimer correctement la taille des fragments, l'échantillonnage photographique doit être perpendiculaire au plan moyen des fragments (Fig. III.1 b).

Cette méthode a été principalement envisagée dans notre cas d'étude, parce qu'elle a permis l'échantillonnage sans retarder les autres opérations de production.

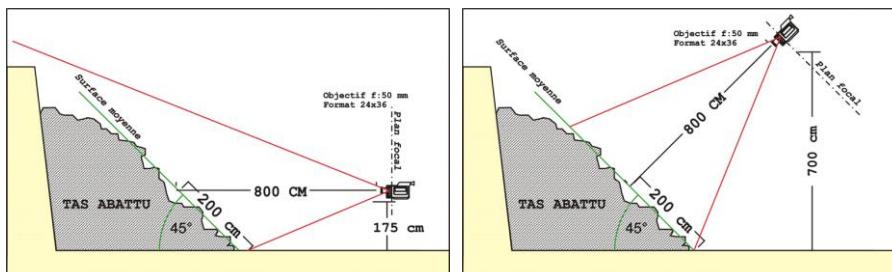


Fig. III.1: Problème de parallaxe lors de l'échantillonnage photographique,
(a) Erreur de parallaxe (b) Parallaxe bien contrôlée, (Tessier, 2008 [127])

III.2.1.2. Photographie au niveau des camions de transport

Pour photographier le produit des roches fragmentées dans les camions de transport après leur chargement du tas des roches abattus, cette méthode est apparue la moins problématique. Cependant une erreur de tri résultant de la tendance des grands blocs de glisser vers le bas de la benne du camion, alors que les plus petits ont tendance à rester près du sommet. Une autre erreur de surdimensionnement causée par de très gros blocs de ne pas être chargé dans le camion.



Fig. III.2: Echantillonnage photographique sur le camion (Hunter *et al.*, 1990 [176])

C'est la plus efficace lors de prise d'image automatique, un tir de (10 000 t) transporté par des dumpers de (50 t) permet de récupérer (200) photos (voir Fig. III.3). Il faut bien sûr installer en hauteur de quoi récupérer des images ainsi qu'un système pour déclencher. Tous les camions passent sous l'appareillage et l'ensemble des résultats obtenus sur la "peau" de chaque chargement participe à l'élaboration de la granulométrie du tas. Il est possible de travailler sur l'ensemble de la surface du chargement ou bien de n'utiliser que la moitié de cette surface ce qui limite un peu l'emprise de l'infrastructure et son coût.

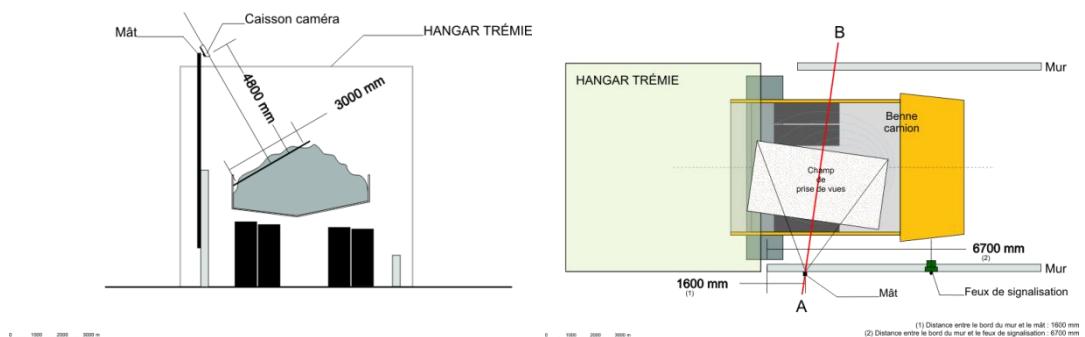


Fig. III.3: Prise d'images automatique sur camions (Tessier, 2008 [127])
(a) Plan d'installation en coupe (b) Plan d'installation du dessus

III.2.1.3. Photographie sur trémie / convoyeur à bande

La problématique est la même que pour la prise de vues sur camion. Il faut pouvoir prendre des images aux bons moments, c'est-à-dire lorsque la matière est présente. L'avantage d'un convoyeur à bande est d'étaler la matière sur de grandes surfaces où l'épaisseur est faible ce qui facilite l'échantillonnage et en améliore la représentativité (Fig. III.4). Ici le rapport d'agrandissement est toujours bien maîtrisé ce qui n'est pas le cas d'une installation au dessus d'une trémie. Dans une trémie le niveau des fragments est variable en fonction du taux de remplissage. Ce type d'installations sur trémie pose souvent des problèmes de fiabilité liés à une distance appareil photo-matière mal connue (Fig. III.5).

D'autres problèmes peuvent affecter la qualité, mais qui est récurrent, est directement liée à l'exploitation de la roche qui génère beaucoup de poussière sur la trémie; leur présence dans l'air influe sur la netteté des objets, même en créant un voile empêchant le contour d'extraction correctes pendant le traitement.



Figure III.4: Echantillonnage sur convoyeur à bande (Maerz, 1999 [90])

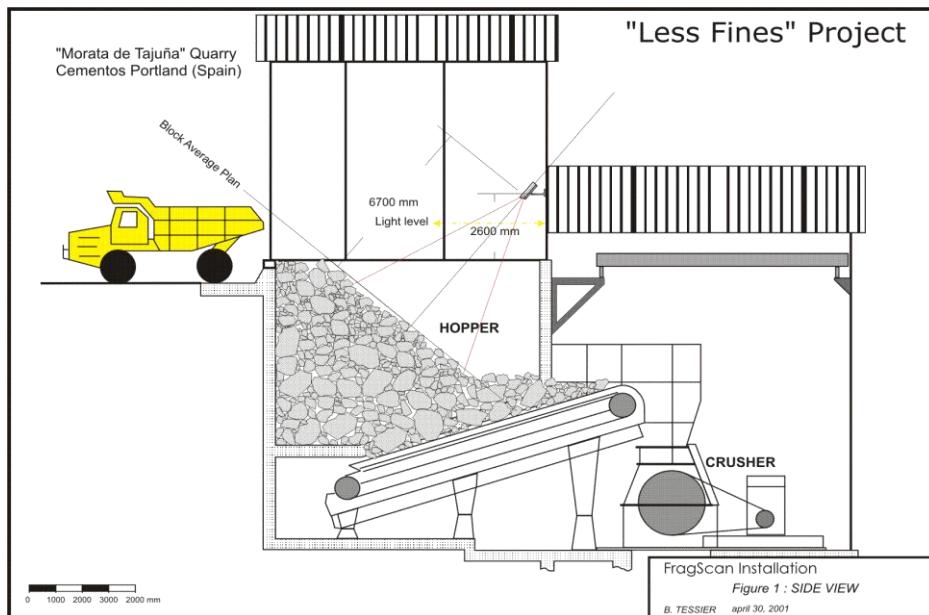


Fig. III.5: Prise d'images automatique sur trémie (Tessier, 2001 [128])

Globalement, il est nécessaire de choisir entre un système de "tas abattu", pas cher et flexible, offrant des résultats médiocres, et un "camion" ou système de "convoyeur à bande", offrant de bons résultats, mais à des coûts élevés.

Une bonne façon de voir les choses serait d'utiliser le système de "tas abattu" pour l'étude préliminaire, tandis que d'autres systèmes pourraient être utilisés pour la mise en œuvre industrielle (Schleifer *et al.*, 2000 [118]). Dans un premier temps faire une série de clichés de la "peau du tas" avant de débuter le chargement. Comme la montre la (Fig. III.6) il doit être possible de réaliser les photos des deux premières rangées (en jaune) celle du haut (en rouge) étant beaucoup plus problématique. Ensuite pour avoir une représentativité de l'intérieur du tas on peut continuer à accumuler les images en photographiant au cours du chargement. Faire (3 à 5) clichés par section et ceci une dizaine de fois au cours de l'avancement (voir Fig. III.6). Ce mode opératoire suppose que le tas est déblayé dans le sens de son allongement. Au bout du compte (50 à 70) images doivent pouvoir être prises sur un tas de (10 à 12 000 t) comme la (Fig. III.6) tente ici de le représenter.

Il est important de faire des photos régulièrement et un minimum d'une cinquantaine représentant approximativement (3) pourcent de la masse d'un tir de (10 000 t) permet d'avoir déjà une estimation raisonnable (photos représentant une scène de (3x4 m) avec une résolution de 4mm/pixel). Plus de photos serait mieux évidemment mais cette technique à le défaut de se déployer dans le champ d'action de la chargeuse ce qui risque de ralentir l'évacuation du tas en posant des problèmes de sécurité pour l'opérateur. Pour pouvoir récupérer le rapport d'agrandissement de chaque cliché l'opérateur doit avant toute prise de vues positionner dans le champ de l'image un objet de taille connue (un ballon par exemple) pour permettre lors du traitement de revenir à la taille réelle des blocs (Tessier, 2008 [127]).

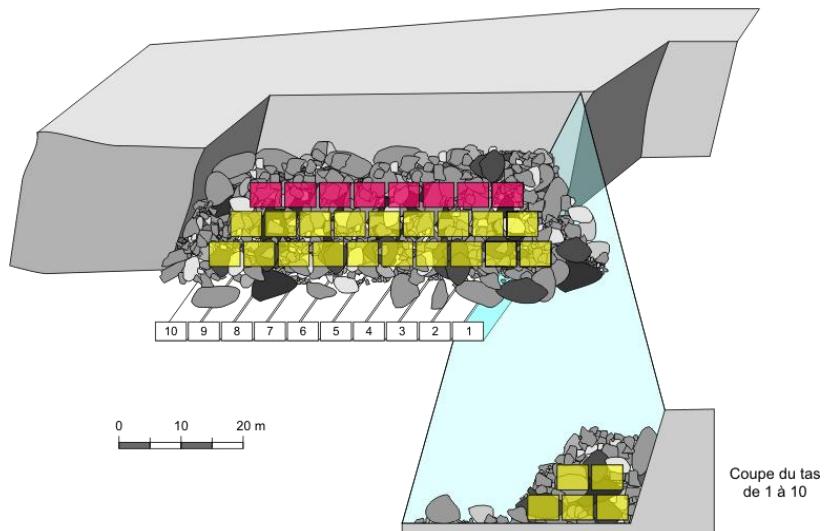


Fig. III.6: Echantillonnage d'un tas abattu

III.2.1.4. Résolution des images

Selon (Tessier, 2008 [127]). Ces systèmes utilisent des images pour fournir une information dimensionnelle, le premier paramètre à prendre en compte est bien sûr la taille des objets à mesurer puisqu'elle va conditionner directement la dimension de la scène. Les photos sont la base et l'ensemble des tailles présentes dans la population d'objets soumise à la mesure. Elles doivent pouvoir y apparaître pour assurer à notre échantillonnage une représentation statistiquement valable. (Voir Fig. III.7).



Fig. III.7: Bonnes pratiques d'échantillonnage (LxH = 768x576 pixels)
(a) Granulat 4-6 (0,2 mm/pixel) **(b) Tas abattu (4 mm/pixel)**

III.2.1.4.1. Visibilité des objets

L'image doit englober les objets en entier pour que le logiciel puisse les distinguer et en évaluer leurs dimensions; une image doit aussi comporter plusieurs dizaines d'objets pour pouvoir être traiter efficacement; en d'autre terme les objets à mesurer, quelle que soit leur taille, doivent être présents en quantité suffisante sur chaque vue pour que le résultat soit raisonnablement fiable. Les images présentées dans la figure (III.8) montrent ce qu'il faut éviter pour que les résultats soient réalistes. Pour la photo (III.8 a) on ne peut en aucun cas prétendre obtenir une dimension correcte des blocs présents, les contours n'étant pas contenus dans l'image, alors que sur la photo (III.8 b) il sera impossible d'obtenir une estimation plausible, la majeure partie des blocs présents montrant une taille trop petite à l'image, le traitement aura du mal à les séparer et à fortiori les mesurer.



III.2.1.4.2. Dimensionnement des objets

Avant de passer à la réalisation des photos, une première étape consistera à identifier, parmi la population, les plus gros éléments susceptibles d'être présents dans la population. Il est raisonnable d'adopter comme règle qu'un tel objet n'occupe pas plus du quart de la surface de l'image et ceci pour deux raisons :

- premièrement tous les blocs auront la possibilité d'apparaître en entier dans le cadre d'une image;
 - deuxièmement les images seront parfaitement adaptées au traitement numérique mis au point.

III.2.1.4.3. Limite haute

Il est facile à partir de cette taille maximale (T) et de cette règle de fixer des valeurs minimisant la dimension du champ. La scène ne devra pas faire moins de $(4 \times T^2)$. Si dans la population que vous souhaitez mesurer vos plus gros blocs ont une taille de (2 m) chaque photo prise devra avoir, au minimum, un cadre réel d'environ (16 m^2) . La seconde étape consiste pour l'opérateur à évaluer en fonction du matériel à sa disposition la distance de travail qu'il doit adopter pour respecter les règles précédemment citées. A cet effet le jeu va consister à ajuster la distance focale de l'objectif et la distance aux objets à photographier. A ce stade nous avons calé les dimensions d'un cadre de travail (dimensions de la scène) qu'il faudra respecter au mieux tout le long de l'opération. Des rapports d agrandissement trop disparate vont conduire à créer des biais lorsqu'on va associer toutes les images prises pour construire la mesure finale.

III.2.1.4.4. Limite basse

Fixer ces dimensions va aussi contraindre la capacité du système à détecter les petits éléments. Les images numériques récupérées pour être traitées sont composées d'une juxtaposition de points de couleur (des pixels). Une image est donc constituée de lignes et de colonnes de pixels chaque pixel étant codé pour une couleur. Le nombre de lignes et de colonnes dépend du matériel utilisé et est fonction de la dimension du capteur de l'appareil photo. Si, par exemple, pour une image de (1600 x 1200 pixels) la scène couverte a une dimension de (5,3 m x 4 m) un pixel de l'image représentera en réalité environ (3,3 mm). Le traitement numérique, basé sur l'analyse des différences de teintes entre les pixels, à besoin de (8) d'entre eux minimum pour détecter un objet, ce qui nous donne une limite inférieure de détection de l'ordre de (27 mm). Adopter un champ de prises de vues tel que dans cet exemple nous permettra théoriquement de mesurer des éléments dont les dimensions sont comprises entre (2 m et 3 cm). Que se passe-t-il pour les objets qui ont une taille inférieure à cette limite? En fait le système ne pouvant pas les isoler au cours du traitement, ils vont être agglomérer à d'autres blocs ou entre eux et artificiellement apparaître dans la mesure comme des blocs de taille supérieure. Pour cette raison il est conseillé d'éviter de photographier des zones du tas comportant de larges surfaces constituées de "fines" qui de toute façon ne feront que perturber le résultat. Les "fines" n'étant pas accessible lors du traitement vont être modélisées en fonction de la distribution des tailles des éléments mesurables. Le développement de cette méthode correspond à une somme d'expériences dans le domaine du tir à l'explosif et de la mesure de granularité par analyse d'images acquise au cours de plusieurs projets de recherche.

III.2.1.5. Conseils

Une bonne image est donc une image qui réagira bien au traitement numérique. C'est une image sans contrastes excessifs où la distribution des niveaux de gris est équilibrée. La lumière doit être douce et aucune direction préférentielle d'éclairement ne doit apparaître, les ombres doivent être régulières autour des blocs afin que le traitement puisse extraire au mieux les contours. Pour pouvoir estimer correctement les tailles des blocs, la prise de vues doit se faire perpendiculairement au plan moyen des blocs (voir Fig. III.1b) sinon le rapport d'agrandissement variera entre les différentes zones de l'image ; lors du calcul se rapportant aux tailles de classes granulométriques un seul facteur d'échelle est appliqué à l'ensemble des objets présents à l'image, un biais sera introduit dans la mesure si celui est variable.

Lorsque les prises de vues sont réalisées en extérieur il faut proscrire toute exposition en plein soleil qui donnera de trop forts contrastes (voir figure III.9a) et en fonction des heures de la journée produira des ombres déséquilibrées; une proportion non négligeable des blocs présents sera occultée et en fin de compte ne pourra pas être isolée et prise en compte lors du traitement. Eviter les éclairages type flash qui ont un peu le même résultat.



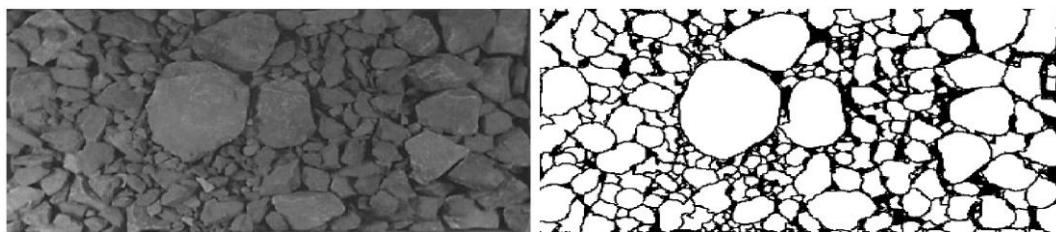
Fig. III.9: Maîtrise des ombres portées lors de la prise de vues
(a) Trop de contraste (b) Eclairage équilibré

Privilégier les prises de vues par temps couvert ou, en cas de fort ensoleillement, les débuts et les fins de journée. D'autres problèmes peuvent altérer la qualité, mais celui qui est récurrent, est directement lié à l'exploitation des roches qui génère beaucoup de poussières ; leurs présences dans l'air joue sur la netteté des objets allant même jusqu'à créer un voile empêchant l'extraction correcte des contours lors du traitement. Dans la mesure du possible il faut laisser retomber la poussière avant de déclencher. En tout état de cause une image de mauvaise qualité ne donnera jamais de bons résultats et finalement aura fait perdre du temps à tous les niveaux (Tessier, 2008 [127]).

III.2.2. Définition et numérisation des contours des fragments

Deux méthodes de numérisation, traçage manuel (vecteur), et de balayage automatique (raster) étaient disponibles (Franklin et Maerz, 1986 [62], 1987 [61]). Les "Profils" des fragments, définis comme étant les contours des fragments totalement ou partiellement chevauchés, ont été stockés sous forme numérique comme les sommets des polygones.

Avec la méthode manuelle, chaque photo nécessite deux à trois heures à numériser. Dans des études plus récentes, les auteurs ont fait un usage croissant de plus rapide analyse d'image automatique alternative. Des techniques d'amélioration de l'image et de détection de contours sont développées afin d'améliorer la reconnaissance des fragments par ordinateur.



**Fig. III.10: A gauche (roche fragmentée),
A droite (image numérique de profils de fragments)**

Le traitement de l'image fonctionne sur une image numérisée de fragments. Cette image est constituée d'une matrice de pixels, chaque pixel ayant une valeur de niveau de gris allant de (0 noir) à (255 blanc).

Afin d'améliorer l'efficacité, nous avons opté pour extraire des informations sur une image binaire. Pour cette raison, la première étape est une conversion d'une image en niveaux de gris en une image binaire.

Avec l'image binaire résultante, il est nécessaire de définir les fragments en utilisant les contours. Au lieu d'essayer d'isoler les fragments en décomposant les contours incomplets disponibles, ce qui nécessite un marqueur morphologique sur l'image originale de niveau de gris, nous avons préféré de lier la partie des blocs avec des éléments structurants circulaires, en fait, des éléments dodécagonaux en raison de la structure de l'image discrète (Schleifer *et al.*, 1996 [119]).

III.2.3. Mesure des surfaces et diamètres des fragments

La superficie de chaque fragment peut être mesurée en utilisant des formules de mesure standard donnée par quelques chercheurs (Nyberg *et al.*, 1982 [103], Maerz *et al.*, 1987 [93], Kemeny *et al.*, 1999 [80]). Les surfaces sont difficiles à visualiser, donc des tailles de fragments ont été exprimées sur des différents systèmes de traitement en utilisant des méthodes appropriées:

III.2.3.1. Méthode de cercle équivalent (surface égale)

Le terme (cercle équivalent), proposé par (Heywood, 1947 [72] peut correspondre à deux définitions différentes:

- cercle ayant la même surface que la particule;
- cercle ayant le même périmètre que la particule.

Du point de vue de l'analyse d'images, il est facile de calculer la surface du fragment que son périmètre. Par conséquent, la taille du fragment est souvent considérée comme le diamètre du cercle (D_c) ayant la même surface (Outal, 2006 [106]) (Fig V.2.5).

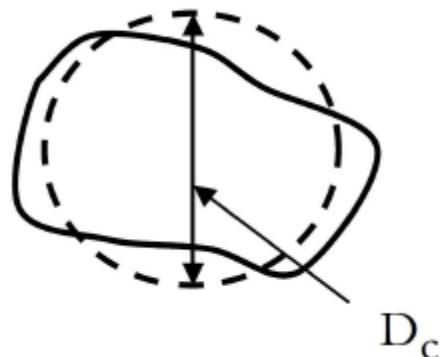


Fig. III.11 Cercle équivalente

III.2.3.2. Meilleur ellipse ajustée (*best fitting ellipse*)

La meilleure ellipse ajustée signifie l'ellipse de même surface et que cadre au mieux le fragment recherché (leurs contours représentent le meilleur ajustement aux frontières de fragment).

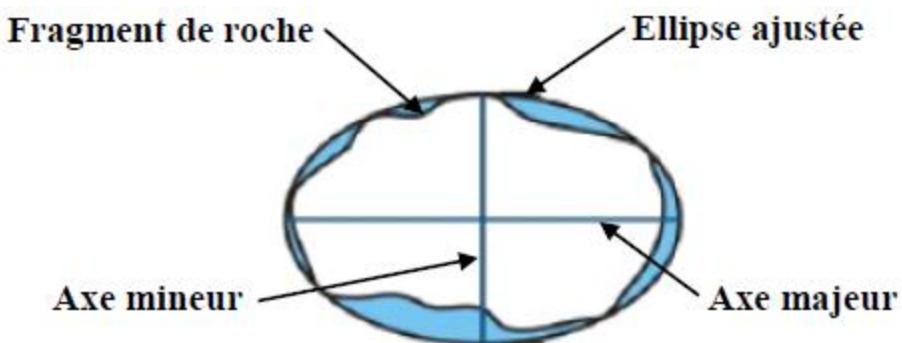


Fig. III.12 Meilleur ellipse ajustée

III.2.4. Détermination de la distribution de vrais fragments

Cette étape de l'analyse nécessite de convertir la distribution mesurée des surfaces à une "vraie distribution"; celle qui serait obtenue si les fragments ont été répartis sans chevauchements. Les tailles des fragments doivent maintenant être exprimées en trois dimensions en fonction des diamètres et surfaces précédemment définies comme par exemple le diamètre d'une sphère équivalente (D_s). Ceci permet une conversion facile en poids ou en masses des fragments, mesurées par tamisage. L'exploitation des carrières et des mines sont beaucoup plus concernés par le poids que de nombre de fragments, en particulier lorsque l'on considère des fragments de petites tailles.

Un problème assez similaire a été étudié et résolu par des stéréologistes dans les domaines de la biologie, la métallographie, et pétrographie: l'obtention de vraies distributions granulométriques à partir de particules apparentes observées dans des lames minces ou sections polies par microscopies (Dehoff et Rhines, 1968 [50]; Underwood, 1970 [130]; Weibel, 1979 [135], 1980 [134]). Dans ce cas, le diamètre du cercle d'une particule coupée au hasard ne représente qu'une fraction de diamètre par son centre de gravité. Des «fonctions de déploiement», définies sur la base des probabilités géométriques, sont utilisées pour convertir les (D_c) en (D_s) distributions. Cependant, certaines de ces fonctions évidemment donnent des erreurs.

En général, le processus de cartographie des informations bidimensionnelles en trois dimensions (2D en 3D) est difficile. En particulier lorsque le profil bidimensionnel est le résultat de l'intersection entre un objet et un plan. Cela est dû au fait que la taille de profil observée de l'objet est fonction à la fois de la forme de l'objet et de l'emplacement et de l'orientation du plan de coupe. Un ensemble d'hypothèses a été utilisé pour esquisser la solution à ce problème. La sélection de ces modèles était basée sur la forme géométrique régulière correspondante la plus proche (habituellement des objets convexes simples orientés aléatoirement: tels que des sphères, des ellipsoïdes, etc.).

III.2.4.1. Modèle sphérique

D'après (Ayman, 1996 [14]). Il y a eu plusieurs procédures développées pour déterminer la distribution granulométrique des sphères à partir de leur distribution de taille de section (Weible, 1980 [134]; Underwood, 1970 [130]; DeHoff, 1968 [50]; Bach, 1967 [15]; Saltikov, 1967 [113]). (Wicksell, 1925 [137]) a été le pionnier en formulant le problématique afin de résoudre un corpusculaire problème d'anatomie. En 1958, Saltikov a présenté l'une des procédures les plus significatives pour estimer la vraie distribution granulométrique à partir des profils de surfaces.

En utilisant un modèle sphérique, Saltikov a fondé sa solution sur l'hypothèse d'une distribution discrète composée de (m) classes de largeur égale (Δ), telles que:

$$\Delta = \frac{d_{max}}{m} \quad (\text{III.1})$$

Où:

d_{max} : est le diamètre des plus grandes sphères.

Comme résultat, la densité numérique des profils (N_a) de n'importe quelle classe (i) devient:

$$N_a(i) = \sum_{j=1}^m N_a(i, j) \quad (\text{III.2})$$

En utilisant le même nombre de classes et largeur (m et Δ respectivement) pour la densité numérique du volume (N_v), il propose une relation linéaire entre le nombre de sphères dans la classe [j . $N_v(j)$], où ($j=1.....m$), et le nombre de profils que ces sphères contribuent à la classe de profil [i . $N_a(i, j)$]. Selon l'équation suivante:

$$\begin{bmatrix} N_a(1) \\ N_a(2) \\ \vdots \\ N_a(m) \end{bmatrix} = \Delta \begin{bmatrix} k_{11} & k_{12} & \cdots & k_{1m} \\ 0 & k_{22} & \cdots & k_{2m} \\ \vdots & \ddots & \ddots & \vdots \\ 0 & \cdots & 0 & k_{mm} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} N_v(1) \\ N_v(2) \\ \vdots \\ N_v(m) \end{bmatrix} \quad (\text{III.3})$$

Où:

$$k_{ij} = \sqrt{[j^2 - (i-1)^2]} - \sqrt{(j^2 - i^2)} \quad (\text{III.4})$$

(N_v) a été ensuite calculée en multipliant au préalable l'inverse de la matrice (K) par (N_a):

$$\begin{bmatrix} N_v(1) \\ N_v(2) \\ \vdots \\ N_v(m) \end{bmatrix} = \frac{1}{\Delta} \begin{bmatrix} k_{11} & k_{12} & \cdots & k_{1m} \\ 0 & k_{22} & \cdots & k_{2m} \\ \vdots & & \ddots & \vdots \\ 0 & \cdots & 0 & k_{mm} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} N_a(1) \\ N_a(2) \\ \vdots \\ N_a(m) \end{bmatrix} \quad (\text{III.5})$$

L'application d'une telle méthode repose sur les hypothèses selon lesquelles les mesures de la section de l'objet ressemblent à une sphère, une mesure "équivalente" couramment utilisée est le diamètre équivalent de la section, défini comme le diamètre (D_c) d'un cercle de surface égal à la section transversale mesurée.

Avec:

$$D_c = 2 \sqrt{\frac{s}{\pi}} \quad (\text{III.6})$$

Où:

s : est l'aire d'une section non circulaire.

Beaucoup de méthodes de distribution de taille employées dans l'exploitation minière utilisent une telle technique ou un dérivé. Cela ignore le fait de la présence rare de formes régulières dans les roches fragmentées. L'un des problèmes associés à cette méthode est son incapacité à préserver l'information de forme, qui est un facteur important dans le procédé de tamisage.

III.2.4.2. Modèle ellipsoïdal

Les méthodes utilisées pour estimer les distributions de taille de particules à partir de mesures de sections utilisant des modèles ellipsoïdaux ont été étudiées de manière intensive (DeHoff, 1961 [52], 1962 [52] et 1970 [49]; Tallis, 1970 [126]; Weible, 1979 [135]). En général, les particules modelées par des corps ellipsoïdes peuvent être regroupées en trois grandes catégories:

- Un paramètre de forme constant (par exemple des ellipsoïdes à rapports axiaux constants);
- Deux paramètres variables de forme (par exemple un ellipsoïde variable de révolution),
- Trois paramètres variables de forme (par exemple les ellipsoïdes triaxiaux).

Dans la catégorie de la forme constante, (Wicksell, 1926 [136]) a proposé une description par un paramètre de taille unique, à savoir, la moyenne géométrique des axes principaux. La phase particulaire a ensuite été décrite par une distribution de taille univariée et le problème stéréologique a été réduit à l'identification de l'ensemble des profils produits par des coupes planes aléatoires à travers l'agrégat de particules.

Pour les deuxième et troisième catégories, les particules présentaient des variations autour d'un type donné de forme ainsi que des variations de taille (Weible, 1979 [135]). Par conséquent, la fonction de distribution correspondante sera tri et bi-dimensionnelle respectivement. Ceci est basé sur l'argument de (Cruz-Orive, 1976 [41]) que la distribution p -

dimensionnelle des particules peut être identifiée à partir de la distribution de profil correspondante seulement si cette dernière a une dimension supérieure ou égale à (p).

Cela restreint la solution de la troisième catégorie à être non déterministe pour une section infiniment mince, c'est-à-dire identifier une distribution à trois variantes décrivant des ellipsoïdes triaxiaux variables à partir de sections planes devenues indéterminées, qui ne peut être décrite que par une distribution bivariée (par ex. Qui régissent leurs axes principaux majeurs et mineurs).

Pour la deuxième catégorie, à savoir deux paramètres variables de forme, (Cruz-Orive, 1978 [40]) a utilisé les hypothèses suivantes pour estimer la distribution de taille:

- Sphéroïdes ne se chevauchant pas.
- Sphéroïdes sont tous du même type, soit allongé ou oblat;
- On suppose que les centres sphéroïdes sont uniformément dispersés dans l'échantillon.
- Les sphéroïdes sont orientés isotropiquement et indépendamment autour de leurs centres;
- La taille et la forme d'un sphéroïde choisi au hasard sont indépendantes de sa position dans l'échantillon.

III.2.4.2.1 Du tamisage virtuel à la distribution des tailles

En suivant les démarches de (Cruz-Orive, 1976 [41]), deux paramètres seront utilisés pour décrire les fragments. En utilisant un modèle convexe bivarié pour tous les fragments, à savoir les ellipsoïdes allongés ou oblates, et en modifiant les hypothèses de (Cruz-Orive, 1976 [41]) pour faire face à l'image projetée de la surface du tas de roche en conséquence:

- Sphéroïdes non chevauchants: plutôt que d'utiliser une fonction empirique pour corriger le chevauchement pour un cas et le généraliser pour tous les cas, nous tenterons de reconstituer la partie manquante du contour des fragments résultant du chevauchement.
- Les sphéroïdes sont tous du même type et les tamis sont imposés dans la même direction d'observation.

Plutôt que d'utiliser la distribution bivariée proposée par (Cruz-Orive, 1976 [41]), une fonction de pondération sera utilisée. En supposant que les fragments sont des ellipsoïdes, le volume d'un fragment (i) peut être calculé directement en utilisant l'équation suivante:

$$v_i = \frac{4\pi}{3} \times m_i^2 \times M_i \quad (\text{III.7})$$

$$m_i = \frac{S_m}{2} \quad (\text{III.8})$$

$$M_i = \frac{S_M}{2} \quad (\text{III.9})$$

Avec:

$i = 1, \dots, N$.

S_m et S_M : sont respectivement les axes mineur et majeur mesurés du fragment.

La distribution discrète est ensuite divisée en (n) classes d'égale, largeur (Δ) telle que:

$$\Delta = \frac{M_{max}}{n} \quad (\text{III.10})$$

Où pour (N) fragments:

$$M_{max} = Max(S_{M_i}) \quad (\text{III.11})$$

En utilisant le modèle linéaire de la fonction de pondération, et en définissant (w_{ij}) comme la fonction de pondération du fragment (i) dans la classe (j), il en résultera une matrice ($N \times n$). Les éléments de la matrice (W) sont ensuite normalisés selon l'équation suivante:

$$W_{ij} = \frac{w_{ij}}{\sum_{j=1}^m w_{ij}} \quad (\text{III.12})$$

La distribution volumétrique peut simplement être calculée en utilisant l'équation suivante:

$$\begin{bmatrix} V_1 \\ \vdots \\ V_n \end{bmatrix} = \left([v_1 \ \dots \ v_N] \begin{bmatrix} W_{11} & \dots & W_{1n} \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ W_{N1} & \dots & W_{Nn} \end{bmatrix} \right)^T \quad (\text{III.13})$$

Cette méthode implique à la fois les paramètres de forme utilisés pour représenter les fragments dans l'estimation de la distribution de taille volumétrique. Même si, la distribution discrète a été divisée en (n) classes d'intervalle égal (équation III.10), la méthode a la flexibilité d'utiliser des intervalles de largeur variable. De plus, la distribution obtenue est beaucoup plus simple à interpréter.

III.2.4.3. Applicabilité des méthodes de sectionnement aux images projetées

Beaucoup de chercheurs croient que les mathématiques impliquées dans l'interprétation des images projetées ont une applicabilité directe aux sectionnés (Underwood, 1970 [130]). Ceci est basé sur l'hypothèse que les profils qui seront mesurés sont d'un type spécial d'intersection des particules avec un plan d'échantillonnage.

Plutôt qu'un plan de sectionnement aléatoire, l'échantillonnage sera "nécessairement" la surface d'un tas de roche, c'est-à-dire un profil "projeté", où la plus grande dimension visible du fragment, dans la direction de projection, est révélée.

Les principaux problèmes rencontrés ici sont:

- **Chevauchement de fragments:** lorsque les fragments de la deuxième couche du tas des roches abattues seront partiellement obscurcies ou chevauchées par des fragments de la première couche;
- **Les effets d'ombre des fragments.**

D'une manière générale, en appliquant l'une des méthodes ci-dessus directement au problème d'estimation d'une distribution de taille de fragments d'un tas de roche fragmentée à partir de la mesure effectuée sur sa surface, une grande partie des hypothèses de ces méthodes sont violées. En conséquence, de nombreux chercheurs construisent des fonctions empiriques pour corriger les mesures obtenues, en particulier à partir de roches superposées.

III.2.4.4. Méthodes antérieures d'estimation de la distribution de tailles des tas abattus

De nombreux chercheurs ont étudié le problème de l'estimation de la répartition des tailles à partir de la surface d'un tas des roches abattues. La théorie de deux méthodes les plus couramment utilisées, à savoir les méthodes de Maerz et de Kemeny est comme suit.

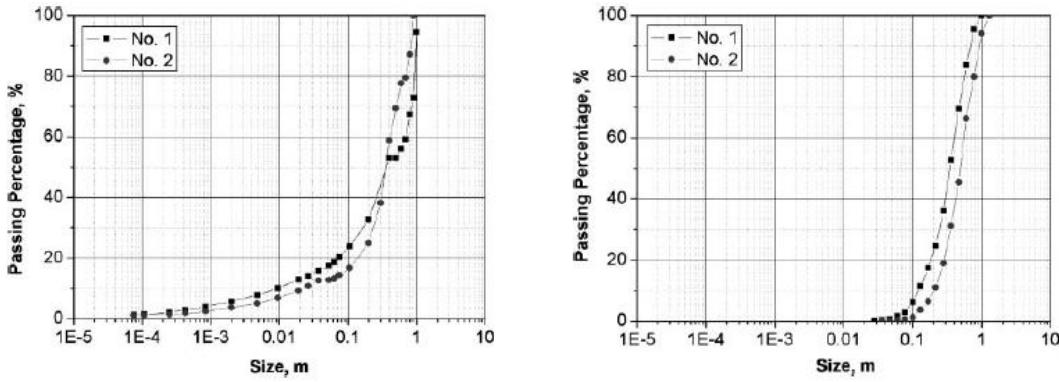


Fig. III.13: Exemple comparatif de la distribution des fragments par tamisage (No. 1) et par analyse d'image (No. 2) (Sang *et al.*, 2003 [115])

III.2.4.4.1. Méthode de Maerz

Dans leur méthode, (Maerz *et al.*, 1987 [93]) ont modélisé les fragments comme sphères approximatives. A partir de la surface projetée de chaque fragment individuel, le diamètre d'un cercle de surface équivalente ($D_c = 2\sqrt{s/\pi}$) a été calculé. La distribution des (D_c) a ensuite été divisée en (n) classes ($n = 10$) de largeur de classe égale, ($\Delta = D_{cM}/n$).

Où:

D_{cM} : est la taille maximale de (D_c).

Les fréquences dans chaque classe de taille (D_i) ont été exprimées comme le nombre de fragments (N) d'une classe de diamètre particulier (D_i) par unité de surface (s) de la surface du fragment [$N_a(D_i)$].

La distribution de taille vraie ou tridimensionnelle a ensuite été estimée en appliquant l'équation suivante:

$$N_v(D_i) = \frac{1}{D_i f(D_i)} N_a(D_i) \quad (\text{III.14})$$

Où:

$f(D_i)$: est une fonction de calibrage empirique (pour chaque diamètre de classe il existe un facteur de calibrage différent). La signification de (f) est qu'elle tient compte de différences systématiques entre la solution théorique [$N_v(D) = \frac{1}{D} N_a(D)$] pour un système polydispersé de sphères et la solution réelle pour la fragmentation. La justification de l'utilisation de (f) était de tenir compte d'une combinaison des trois facteurs suivants:

- L'effet de chevauchement des fragments.
- L'effet des fines manquantes.
- L'effet de la forme de la distribution.

La méthode nécessite une connaissance a priori de la fonction de calibrage (f), qui a été définie comme une liste de facteurs de calibrage empiriques pour chaque classe.

III.2.4.4.2. Méthode de Kemeny

(Kemeny *et al.*, 1993 [81]) ont combiné deux paramètres mesurés pour estimer la distribution de tailles. Ces paramètres sont:

- La zone projetée;
- Les axes de la meilleure ellipse ajustée.

Dans ce procédé, le diamètre équivalent (taille du fragment tamisé) pour chaque fragment a été calculé comme suit:

$$D_i = 0,45 \times M_i + 0,73 \times m_i \quad (\text{III.15})$$

Où:

M_i et m_i : sont respectivement, les axes majeur et mineur de la meilleure ellipse ajustée du fragment (i).

Pour estimer le volume, (Kemeny *et al.*, 1993 [81]) a multiplié la surface projetée pour chaque fragment (s_i) par le diamètre équivalent, (D_i).

$$v_i = s_i \times D_i \quad (\text{III.16})$$

La distribution de taille a ensuite été classée en (k) classes égales; Alors une matrice de probabilité (P) a été calculée pour le nombre de fragments, où la dimension de (P) est ($N \times k$). En utilisant les points médians de chaque classe, (ζ_j , $j = 1, \dots, k$), la taille relative des fragments a été calculée sur toutes les classes et, par conséquent, (p_{ij}) a été calculée pour chaque fragment, comme suit:

$$\begin{aligned} x_i &= \frac{D_i}{\zeta_1} \\ p_{i1} &= \alpha \\ x_i &= \frac{D_i}{\zeta_n} \quad n = 2, \dots, k-1 \\ p_{in} &= 1 - (\alpha + \beta), \quad n = 2, \dots, k-1 \\ x_i &= \frac{D_i}{\zeta_k} \\ p_{ik} &= \beta \end{aligned} \quad (\text{III.17})$$

Où:

$$\alpha = -0,0525 + (0,9898 + 2,1581x^{3,1581})^{-1} \quad \begin{cases} \alpha = 1 \text{ iff } x \leq 0,2 \parallel \alpha > 1 \\ \alpha = 0 \text{ iff } \alpha < 0 \end{cases}$$

$$\beta = 0,0401 + 20,8973x^{9,3084}e^{-4,7464x} \quad \begin{cases} \beta = 1 \text{ iff } \beta > 1 \\ \beta = 0 \text{ iff } \beta < 0 \quad x \leq 0,2 \end{cases}$$

Les éléments de la matrice de probabilité ont été calculés en normalisant les éléments de (p) comme suit:

$$P_{ij} = \frac{p_{ij}}{\sum_{j=1}^k p_{ij}} \quad (\text{III.18})$$

La fréquence volumétrique a ensuite été calculée comme suit:

$$\begin{bmatrix} V_1 \\ \vdots \\ V_k \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} P_{11} & \cdots & P_{1k} \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ P_{N1} & \cdots & P_{Nk} \end{bmatrix}^T \begin{bmatrix} v_1 \\ \vdots \\ v_N \end{bmatrix} \left(\begin{bmatrix} v_1 \\ \vdots \\ v_N \end{bmatrix}^T \begin{bmatrix} P_{11} & \cdots & P_{1k} \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ P_{N1} & \cdots & P_{Nk} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} 1 \\ \vdots \\ 1 \end{bmatrix} \right)^{-1} \quad (\text{III.19})$$

III.2.5. Correction et ajustement de la distribution des tailles de vrais fragments

Des corrections sont utilisées conformément aux problèmes de la ségrégation et de regroupement (Chavez *et al.*, 1996 [34]) ainsi que les erreurs dues à la manipulation des contours partiels. Des ajustements sont ensuite effectués, dans le cas de gammes de distributions pour prendre particulièrement en compte les fines mal détectées par l'analyse d'image.

Différents modèles sont utilisés pour l'ajustement des distributions de taille des fragments (Allen, 1981 [10]; Ouchterlony, 2005 [105]). Les deux modèles les plus connus et largement utilisés dans le cas des données granulométriques issues de l'analyse d'image, sont ceux de "Gates-Gaudin-Schuhmann", et "Rosin-Rammler-Bennet".

III.2.6. Différents systèmes utilisés pour l'analyse d'images

III.2.6.1. Split

Ce logiciel d'analyse d'image a été développé dans les années 90 par l'Université d'Arizona pour déterminer la distribution de taille de fragments de roches. Il est exploité avec des images en niveaux de gris de huit bits de fragments de roches. Il existe deux types de programmes SPLIT; Un est un programme automatique et continu qui est utilisé sur le convoyeur à bande et l'autre est un programme manuel qui utilise les images sauvegardées. Cependant, le même algorithme est utilisé dans les deux programmes. Un appareil photo numérique est utilisé pour obtenir l'image des fragments, qui doit être utilisé dans SPLIT. La taille maximale de l'image pouvant être traitée à l'aide de ce dernier est de (1680 x 1400 pixels).

III.2.6.1.1. Recommandations

Des échantillons d'image sont pris, environ cinq à sept (5-7) images pour chaque tir, et trois à cinq (3-5) images appropriées pour l'analyse dans SPLIT sont choisies. L'appareil photo numérique doit être maintenu de telle sorte que l'axe longitudinal de la photographie soit vertical à la surface des fragments à échantillonner. Un objet de dimensions connues (ballon par exemple) doit être placé sur la surface des fragments afin de fournir l'échelle. Le même matériau d'échelle doit être utilisé d'image en image pour analyser toutes les images de tirs dans SPLIT. En outre, le nombre de matériaux d'échelle doit être le même d'une image à l'autre.

III.2.6.1.2. Reconstitution des images bidimensionnelles et estimation des fragments

L'analyse en 2D, utilisant la segmentation par l'algorithme de la ligne de partage des eaux (Beucher, 1990 [21] et Lantuéjoul, 1977 [85]), donne pour la plupart du temps des fragments divisés ou fusionnés. Des critères géométriques basés sur la fonction distance, et qui prennent en compte la taille et la forme des fragments, sont ensuite utilisés pour réduire ces problèmes. Enfin, les traitements 2D sont complétés par un détourage manuel des fragments.

Concernant le passage en 3D, les auteurs se basent sur des corrélations de l'analyse d'images de différentes formes de fragments avec les résultats du tamisage. Ils choisissent les axes de l'ellipse ayant la même surface visible des fragments pour le calcul des tailles et des volumes.

(Kemeny *et al.*, 1999 [80]) présentent la procédure de correction des fines pour Split. L'image traitée de surface (A_{image}) contient des zones délimitées blanches et des zones non délimitées noires (A_{noire}). On suppose que les zones noires sont représentatives des fines. La forme des fines est choisie soit comme fractale soit exponentielle. La forme des grossiers est obtenu à

partir du processus d'imagerie. La dernière étape consiste à définir une procédure de greffage pour les parties grossière et fine de la distribution.

Dans Split, la 'taille du tamis' (x) du fragment (n), sur un total de (N) est calculé comme suit:

$$x_i = \sqrt{S_M \times S_m} = (S_M \times S_m)^{1/2} \quad (\text{III.20})$$

Où:

S_M et S_m : sont respectivement l'axe majeur et mineur de l'ellipse ajustée.

La taille d'un fragment dans l'image est donnée par l'équation suivante:

$$s_i = \pi(S_M \times S_m) \quad \text{pour } i=1, \dots, N \quad (\text{III.21})$$

Et son volume devient alors:

$$v_i = s_i \times x_i = \pi \times x_i^3 \quad (\text{III.22})$$

Et le volume total des fragments:

$$v_{tot} = \sum_{i=1}^N v_i \quad (\text{III.23})$$

III.2.6.2. WipFrag (Maerz et al., 1996);

Le logiciel d'analyse d'image WipFrag utilise la technique d'analyse d'image numérique de la roche fragmentée pour prédire la distribution granulométrique dans le tas des roches abattues. Typiquement, les images de caméscope du tas des roches sont acquises sur le terrain. Un dispositif d'échelle est utilisé dans chaque vue pour faire référence au dimensionnement. Le tas de roches abattues est photographié ou filmé et cette image est transférée au système WipFrag. L'image des roches fragmentées est transformée en une carte ou un réseau de particules. Les zones de réseau sont converties en volumes et poids et les résultats sont affichés sous forme de graphique. La fiabilité et la vitesse de la détection des contours de fragments permettent une surveillance à distance entièrement automatique à un rapport de 3 à 5 secondes par image.

III.2.6.2.1. Reconstitution des images bidimensionnelles et estimation des fragments

Les traitements 2D tentent en premier lieu de détecter partiellement les contours puis opèrent des techniques basées sur des critères de voisinage pour la reconnaissance des contours complets. Ensuite les auteurs proposent le recours aux corrections manuelles pour corriger les mêmes erreurs de détourage décrites pour le cas du logiciel Split.

La reconstruction de la courbe granulométrique en 3D utilise les principes de la probabilité géométrique (Santalo, 1976 [116]; Maerz *et al.*, 1996 [91]).

Enfin, un calibrage empirique prenant en compte les particules fines non détectées est effectué. La démarche suppose que la granulométrie analysée suit le modèle de Rosin-Rammler dont le coefficient d'uniformité (n) est déterminé grâce à des tamisages préalables (Outal, 2006 [106]).

Le nombre théorique de particules (N_A) par unité de surface interceptées par un plan est donné par :

$$N_A = \frac{M}{2\pi} N_V \quad (\text{III.24})$$

Où:

N_V : est le nombre de particules par unité de volume.

M : est l'intégrale de courbure moyenne des particules, pour le cas des sphères (M) est égale à $(2\pi d)$ et l'équation précédente devient:

$$N_A = d \times N_V \quad (\text{III.25})$$

Concernant les distributions de fragments de roches, l'auteur leur attribue en premier lieu une forme sphérique. Il suppose ensuite que si la distribution granulométrique de tailles ou de surfaces (en fonction de l'élément qui intercepte les particules, droite ou plan), notée $h(s)$ est divisée en un nombre de classes de largeurs égales, alors pour chaque classe:

$$N_V(d) = \frac{1}{d} N_A(d) \quad (\text{III.26})$$

Où:

d : est le diamètre moyen de la classe.

Le fait que l'information des surfaces telle qu'elle est obtenue par traitement d'images (projection) ne peut correspondre à celle obtenue à la suite d'une coupe, amène l'auteur à faire des séries de calibrages (basés sur des granulométries de balles sphériques en caoutchouc) lui permettant de calculer un coefficient de calibrage $f(d)$ introduit dans l'équation précédente comme suit:

$$N_V(d) = \frac{1}{d \times f(d)} N_A(d) \quad (\text{III.27})$$

D'après l'auteur, pour chaque classe, le coefficient $f(d)$ est supposé prendre en compte les biais dus au recouvrement, aux fines non détectées lors des traitements d'images et à l'influence de l'étalement de la distribution sur la vraie forme de la courbe granulométrique (biais dus à l'impact de l'étalement sur l'information disponible en surface pour le traitement des images).

Enfin, en se basant sur une étude expérimentale de trois types de granulométries (dont la forme est contrôlée : une distribution exponentielle négative et deux distributions log-normales), il conclut que les valeurs du coefficient $f(d)$ sont de l'ordre de (1) sauf pour les classes constituant les extrémités de la granulométrie (fines et grandes tailles) (Outal, 2006 [106]).

WipFrag utilise trois méthodes pour corriger les fines (Maerz & Zhou, 2000 [89]):

- La première est une correction analytique qui est utilisée pour transformer les mesures de surface 2D dans l'image à la distribution de masse 3D. Une partie de ce «déploiement» compense les fines manquantes en considérant la plus petite probabilité de voir une petite particule dans la surface d'échantillonnage. Ils indiquent cependant que cette méthode de correction n'est efficace que pour des distributions modérément bien graduées, c'est-à-dire $n \approx 2,5$.
- La seconde est une méthode appelée "zoom-merging", (Santamarina *et al.*, 1996 [117]). Maerz et Zhou le trouvent "*encombrant en raison de la nécessité de prendre plusieurs images tout en gérant les différentes combinaisons de zoom et panoramique de caméra et de suivre les différentes images à l'étape d'analyse finale*".
- Selon (Maerz & Zhou, 2000 [89]), la troisième et la plus efficace méthode d'inclure le poids correct des fines est de faire un calibrage empirique. Le calibrage repose sur l'hypothèse qu'un changement dans la mesure centrale de la distribution, par exemple (x_{50}), se reflète également dans la quantité des fines ou de toute autre mesure non centrale. Cela signifie que les positions relatives des courbes mesurées ne changent pas, elles sont

simplement décalées, et par exemple si (x_{50}) augmente, alors la quantité de fines (P_F) diminue et vice versa.

WipFrag utilise la distribution de Rosin-Rammler d'une forme où la taille caractéristique à 63,2 % passant [$x_c = x_{50} / (\ln 2)^{1/n}$] est utilisée au lieu de (x_{50}) .

$$P(x) = 1 - e \left[- \left(\frac{x}{x_c \times x_{ca}} \right)^{n \times n_a} \right] \quad (\text{III.28})$$

Où:

x_{ca} et n_a : sont respectivement les facteurs d'ajustement de taille et de l'uniformité. Leurs valeurs dépendent de calibrage et transforment la distribution Rosin-Rammler originale déterminée par analyse d'image directe à la distribution déterminée par exemple par tamisage. Le calibrage est effectué sur un «échantillon d'essai de quantité appropriée» dans la position exacte et l'état de mélange que la mesure requise pour qu'il soit la production. Plusieurs images sont prises, puis analysées et fusionnées. Ensuite, l'échantillon d'essai est criblé et les facteurs d'ajustement (x_{ca} et n_a) sont déterminés.

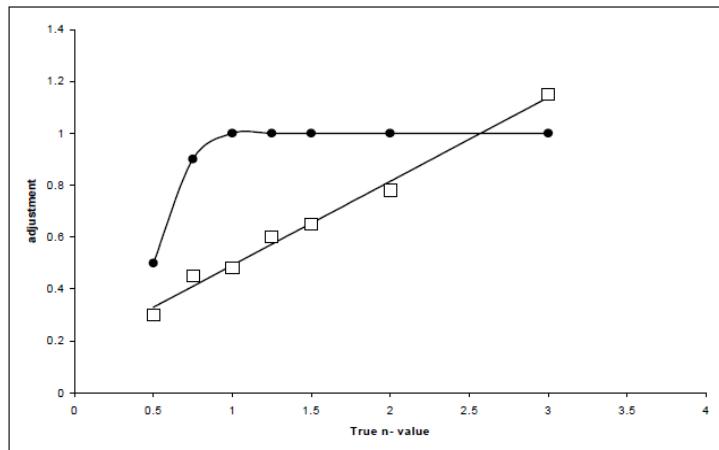


Fig. III.14 Facteurs de calibrage x_c et n . (Maerz & Zhou, 2000 [89])
Les cercles sont les facteurs d'ajustement x_{ca} (1 = pas d'ajustement), et les carrés sont les facteurs d'ajustement n_a .

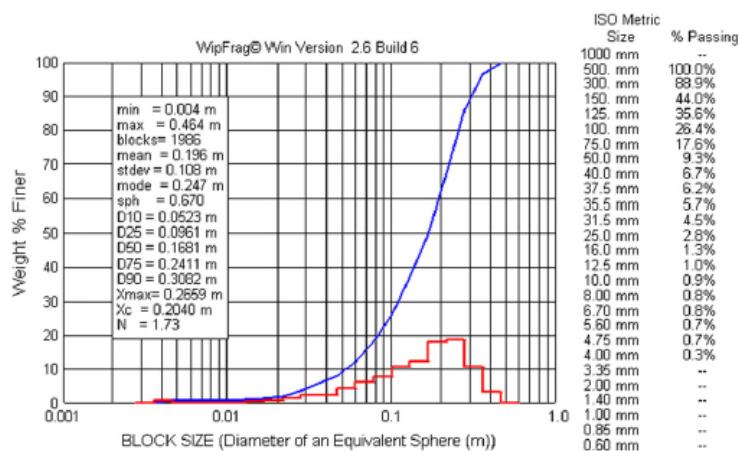


Fig. III.15: Exemple de la distribution des fragments pour (WipFrag)
(Hudaverdi *et al.*, 2012 [75])

III.2.6.3. FragScan

Le système FragScan (Chavez, 1991 [35], 1996 [33, 34], Schleifer *et al.*, 1996 [119], 2000 [118]), développé à l'Ecole des mines de Paris et commercialisé par l'entreprise Armines, a été conçu initialement pour estimer la distribution des tailles de l'ensemble du tas juste après le tir.

Initialement, les images ont été acquises au niveau des engins de transport (camions par exemple). Actuellement, les images sont prises aussi au niveau des convoyeurs à bandes, et sur les entrées (ou sorties) des concasseurs ou des stations de déchargement.

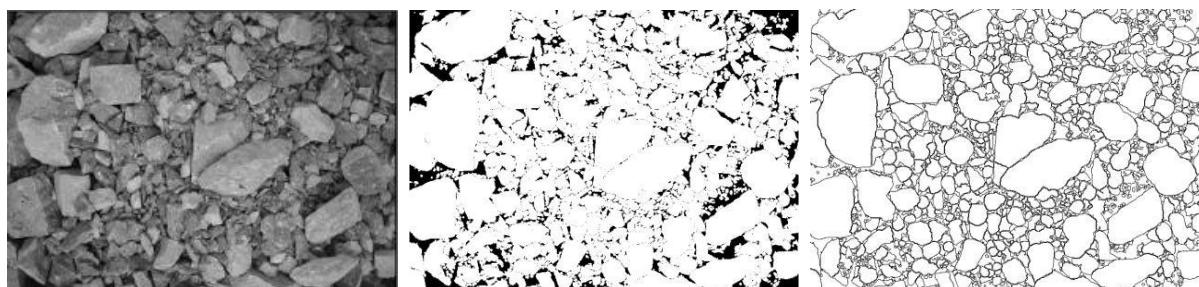
Pour les cas où le matériau se déplace, le déclenchement de la caméra dans le mode automatique est synchronisé avec la vitesse de déplacement des fragments.

III.2.6.3.1. La qualité des images

Le traitement numérique réalisé par FragScan est principalement basé sur la différence de luminosité entre les bords des blocs où sont les ombres et le cœur exposé à la lumière qui apparaît plus clair. L'opérateur qui va réaliser les images va devoir tenir compte de cela et dans la mesure du possible faire attention au rendu des ombres autour des blocs pour que le traitement donne tout son potentiel. Le système FragScan opère sur des images numériques (bitmap) en niveaux de gris (256 niveaux de gris de 0 pour le noir à 255 pour le blanc). En dehors du fait que les images doivent donner une bonne représentation des tailles de blocs en présence, leurs qualités optiques doivent permettre d'appliquer le traitement sans difficultés et biais supplémentaires. (Tessier, 2008 [127]).

III.2.6.3.2. Reconstitution des images bidimensionnelles et estimation des fragments

A cause de la présence du bruit dans les images initiales, les traitements 2D fournissent des images binaires dont la reconnaissance des contours des fragments n'est que partielle. Elle constitue en effet, le résultat d'un pré-filtrage par homogénéisation locale suivie d'un seuillage automatique par maximisation de la variance interclasses.



**Fig. III.16: Images initiale (a), et résultat des traitements 2D pour FragScan
(b- contours partiels, c- contours complets)**

En fonction du nombre de tamis choisis, le système simule ensuite l'opération du tamisage moyennant des opérateurs morphologiques appliqués à l'image résultante (ouvertures successives croissantes). Le tri effectué permet de distribuer l'ensemble des surfaces selon des classes de tailles.

Dans le processus de FragScan, la taille du volume de particules est calculée sur la base du modèle de sphères (Schleifer, 2000 [118]).

Avec les informations de contours partiels, le raisonnement est basé sur la notion de classe. La zone de la classe obtenue après deux ouvertures successives de tailles (μ_{i-1} et μ_i) est supposée

représenter la projection de (n_i) sphères de diamètre (d_i) représentant la taille de la classe (Outal, 2006 [106]).

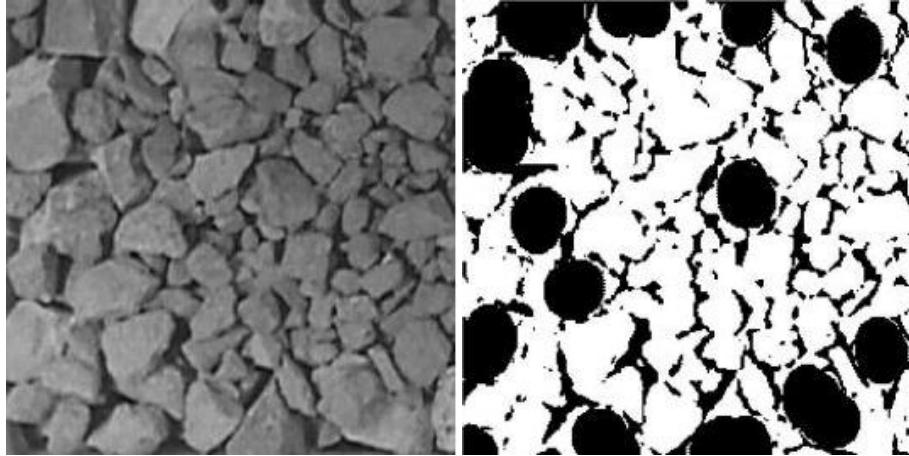


Fig. III.17: Ouverture de taille $\mu = 30$ opérée sur l'image binaire (les zones blanches correspondent à la surface passante (Outal, 2006 [106])

$$d_i = \frac{\mu_{i-1} + \mu_i}{2} \quad (\text{III.29})$$

$$S_i = S_{\mu_i} - S_{\mu_{i-1}} \quad (\text{III.30})$$

Le volume de la classe $[\mu_{i-1}; \mu_i]$ est donnée par la formule suivante:

$$V_i = n_i \frac{4}{3} \pi \left(\frac{d_i}{2} \right)^3 \quad (\text{III.31})$$

Le système FragScan, est basé sur la fonction Swebrec[©] pour l'ajustement et la prédiction des fines.

$$P(x) = \frac{1}{1 + \left[\ln\left(\frac{x_{max}}{x}\right) / \ln\left(\frac{x_{max}}{x_{50}}\right) \right]^b} \quad (\text{III.32})$$

Où:

x_{max} : taille maximale estimée de passants.

x_{50} : taille médiane ou 50% passant.

b : paramètre d'ondulation de courbe.

$$b = \left[2 \ln 2 \times \ln\left(\frac{x_{max}}{x_{50}}\right) \right] \times n \quad (\text{III.33})$$

n : indice d'uniformité.

III.2.6.4. IPACS (Dahlhielm *et al.*, 1996)

Un ordinateur de type PC industriel est requis pour ce système d'analyse d'image. Ce système est donc bien adapté à des applications industrielles. La vitesse de traitement et la précision de l'IPACS sont bonnes et le système est conduit automatiquement avec une image d'entrée vidéo.

III.2.6.5. TUCIPS (Havermann and Vogt, 1996)

Ce système a été développé à l'Université Technique Clausthal (Allemagne), pour mesurer la fragmentation de tir à l'explosif. Ce dernier implique des algorithmes généraux de traitement d'image et un algorithme créé spécialement pour l'analyse d'image de tas des roches abattues.

Il est adapté pour l'utilisation pratique car il a été montré qu'il ya juste cinq pour cent (5%) d'écart dans le test pratique avec ce programme.

III.2.7. Erreurs de mesure liées à l'analyse d'images

Selon (Souhaïl, 2006 [106]) pour pouvoir comprendre les insuffisances que connaissent les outils de mesure, il faut s'intéresser aux différentes sources d'erreurs qui affectent l'authenticité de la mesure finale. Elles se manifestent par des décalages entre les courbes granulométriques fournies par les outils de mesures et les courbes de référence déterminées par tamisage.

De façon générale, les problèmes rencontrés par les différents logiciels peuvent être regroupés en deux principaux types : ceux liés à la nature de la mesure elle-même (a et b) et ceux liés à la méthode de traitement intrinsèque à chaque logiciel (c).

III.2.7.1. Erreurs dues à l'échantillonnage

Généralement, les erreurs d'échantillonnage apparaissent lorsqu'il s'agit de caractériser une large distribution à partir d'un nombre réduit d'échantillons.

Pour le cas du traitement d'images, la majorité des études menées sur le sujet tentent d'adapter les résultats de la théorie d'échantillonnage des minerais en vrac développée par (Gy, 1975 [68], 1971 [69], 1967 [70]) à la mesure de la granulométrie par analyse d'images. On constate principalement que :

- le caractère aléatoire des prélèvements, qui détermine un échantillonnage correct au sens de P.Gy, n'est pas respecté dans le cas où les images sont acquises sur un endroit fixe (camions et tas) ;
- les parties recouvertes de la granulométrie acquise sur le tas et les camions ne peuvent être accessibles à l'acquisition. Les images disponibles ne concernent, en effet, que les fragments situés sur la couche supérieure. Ce problème, dit de recouvrement et de ségrégation, est d'autant plus conséquent que la granulométrie est étalée (faible valeur de n pour une distribution qui suit le modèle de Rosin-Rammler).

Les tentatives menées par les auteurs pour remédier à ces insuffisances s'effectuent en opérant des corrections à deux niveaux :

- en amont, des améliorations au niveau de l'acquisition sont apportées en augmentant les endroits de prise et le nombre des échantillons prélevés (stratégie de la prise de mesure).
- En aval, des pondérations statistiques basés essentiellement sur la comparaison avec les résultats de tamisages préalables de la fragmentation étudiée, sont utilisées (Chavez, 1996 [33, 34]).

III.2.7.2. Problèmes dus à la présence de particules fines

L'un des problèmes majeurs rencontrés lors du traitement d'images des fragments de roches est celui des particules fines. Ces dernières sont définies en termes d'analyse d'images comme étant les particules très petites non visibles à l'image à cause de la ségrégation ou à cause de leur trop petite taille comparée à la résolution employée lors de l'acquisition.

Lorsque ces particules sont regroupées, les régions équivalentes sont fusionnées lors des traitements surfaciques (problème de fusion). Déetectées ainsi comme de grandes particules, leur proportion est généralement sous-estimée par analyse d'images.

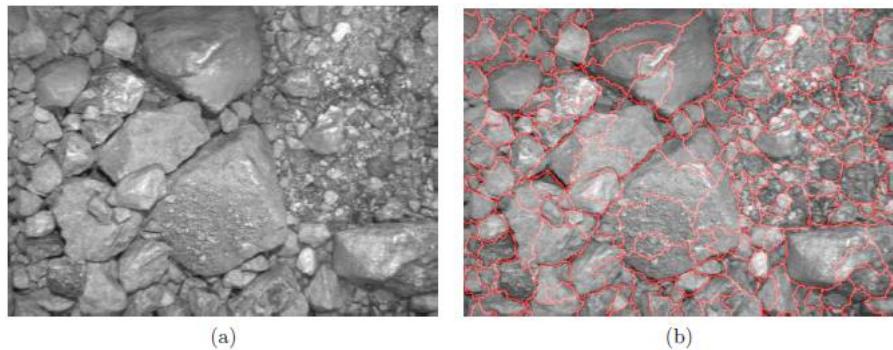


Fig. III.18: Problèmes d'extraction des contours (Outal, 2006 [106])

(a- images initiale, b- fusion des régions de fines et sur-segmentation des fragments)

Malgré la bonne compréhension du problème, on trouve peu d'études concluantes sur la correction des erreurs dues aux fines. La plupart des auteurs procèdent par calibrage des mesures obtenues moyennant des calages aux modèles mathématiques précédemment cités.

- Maerz *et al.* (1999 [90]) supposent que les erreurs dues aux fines sont en général systématiques. Ils déduisent qu'en conséquence, l'uniformité (n) de la distribution ne change pas pour une phase donnée de la chaîne de production (tir, concassage ou broyage). Ils procèdent ensuite par calage d'une courbe modifiée de Rosin-Rammler à toute la distribution.

Les deux paramètres du modèle ($x_{cWipFrag}$ et $n_{WipFrag}$) déterminés par WipFrag sont comparés aux résultats obtenus par tamisage des mêmes échantillons étudiés, puis les nouveaux paramètres qui servent au calage du modèle à la distribution sont corrigés comme suit :

$$x_c = c1 \times x_{cWipFrag} \quad (\text{III.34})$$

$$n = c2 \times n_{WipFrag} \quad (\text{III.35})$$

Où:

c1 et **c2**: sont des coefficients reliant les paramètres du traitement d'image à ceux du tamisage.

Une analyse assez détaillée a été menée par les auteurs pour renforcer l'hypothèse des erreurs systématiques (Maerz *et al.*, 1999 [90]). Lorsque le coefficient d'uniformité (n) est inférieur à (0,75), les calibrages ne donnent pas de bons résultats.

Pour pallier à cette restriction, les auteurs utilisent aussi la technique du “zoom-merging” qui consiste, comme décrit précédemment, à relier les données obtenues à partir d'images prises sous différentes résolutions. Pour le cas des fines en deçà de la résolution de caméra, cette méthode semble fournir des résultats assez proches des distributions des tailles mesurées par tamisages.

Elle reste toutefois encombrante et ne peut s'adapter aux objectifs d'automatisation de la mesure. En effet, de telles résolutions nécessitent une présence permanente d'un opérateur.

Il aura pour rôle le réglage de la caméra en fonction de la taille des plus petites particules des régions susceptibles d'être en dessous de la résolution utilisée.

- (Kemeny *et al.*, 1999 [80]) utilisent de leur côté le modèle mathématique de Gaudin-Schuhman (GGS) pour le calibrage de la distribution granulométrique particulièrement au niveau des fines.

En se basant sur l'histogramme des volumes calculés par analyse d'image, les auteurs définissent une taille “fines cutoff”, notée (Fc), au-dessous de laquelle toute particule est considérée comme fine. La détermination de la valeur de (Fc) dépend de la forme de l'histogramme:

- lorsque l'histogramme est monomodal, $Fc = 3/4 \times mode$ (Fig. III.19 a),
- lorsque l'histogramme est multi-modal, $Fc = 1^{er} mode$ (Fig. III.19b).

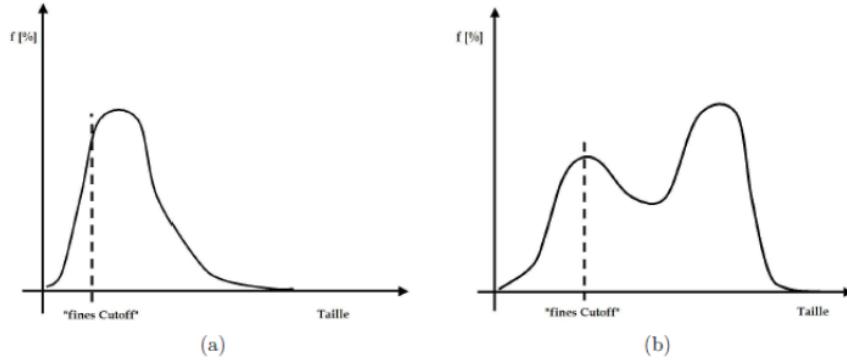


Fig. III.19: Histogrammes des volumes (a- monomodal, b- bimodal)

Ensuite, afin de déterminer un intervalle de tailles pour les fines, la taille minimale de la distribution et la quantité totale des fines sont estimées en se référant à des tamisages des mêmes échantillons traités par images.

Enfin, le modèle de Gaudin-Schaumann, décrivant cet intervalle, est utilisé pour prolonger la courbe initiale au niveau des petites tailles (Fig. III.20).

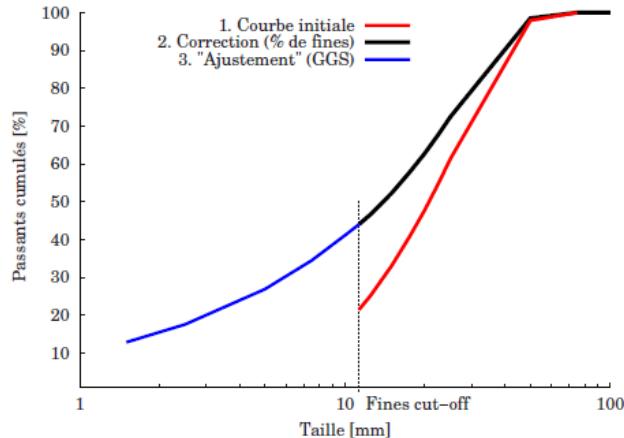


Fig. 1.11: Correction des fines - méthode de Split

Les études de validation, menées par les auteurs, semblent montrer que la méthode donne des résultats assez proches de la référence. Cependant, les auteurs ne sont pas explicites quant à une éventuelle généralisation du choix de la valeur “fines-cutoff” à différents sites (Outal, 2006 [106]).

III.2.7.3. Erreurs dues à la technique employée pour l'extraction de l'information 2D

La mauvaise extraction des contours se manifeste principalement par :

- la fusion et la sur-segmentation des fragments (cas de Split et de WipFrag),
- la reconnaissance partielle des contours des fragments et les problèmes de détection des fines (cas de FragScan).

Les calculs des tailles et des volumes sont affectés par ces problèmes 2D, ce qui induit des proportions granulométriques surestimées (ou sous-estimées) comparées aux proportions de référence. La principale cause des problèmes d'extraction des surfaces est le bruit présent dans les images. Ce dernier est dû essentiellement aux conditions d'acquisition :

- notamment l'éclairage des images, dans la plupart des cas naturel, donne des images caractérisées par un contraste variable entre ses différentes régions;
- la texture des fragments change non seulement d'une image à l'autre mais aussi d'un fragment à l'autre;
- Enfin, en deçà d'une certaine taille, la résolution de la caméra ne permet plus de distinguer correctement les fragments.

III.3. Conclusion

La technique photo-analytique potentielle est une méthode de détermination de la distribution de taille des fragments de roches abattues sur la base d'images camera ou vidéo. La procédure utilise un appareil à haute résolution pour capturer des images dans le champ concerné, et un système informatique pour le traitement des images. Le programme d'ordinateur délimite d'abord les fragments de roche individuels dans les images. Ceci est suivi d'une procédure qui prend en compte le chevauchement des fragments et la nature bidimensionnelle des images. Plus d'une image à la fois peut être traitée par les algorithmes informatiques pour produire une courbe de distribution de taille unique. Cette procédure prend en compte la simple variabilité ainsi que la combinaison d'images à différentes échelles. En comparant les procédures informatiques avec les expériences conventionnelles, cette méthode montre une précision très élevée et une très bonne applicabilité pour la mesure de la fragmentation.

Il s'agit d'une méthode simple et rapide pour calculer la répartition de la taille des fragments dans un tas des roches abattues. Elle présente assez d'avantages vis-à-vis de la durée et du coût d'opération comparativement avec d'autres méthodes telle que le tamisage traditionnel.

Cependant à l'instar des autres méthodes, cette dernière montre des erreurs de mesure de la distribution des tailles. Celles-ci peuvent être dues aussi bien aux techniques de prise d'image, ou aux moyens de traitements utilisés. D'autre part, l'amélioration de la mesure finale dépend non seulement de la correction des erreurs relatives à chaque étape de mesure, mais aussi de la prise en compte des différences conceptuelles entre l'analyse d'images et le tamisage considéré jusqu'à présent la référence de la mesure.

Quatrième chapitre :

Etude de cas

IV.1. Introduction

Dans ce chapitre nous procédons à l'application de la méthode photo-analytique décrite dans le chapitre précédent, grâce à une étude de cas relatif à une exploitation minière à ciel ouvert d'un gisement d'or. Cette mine appartenant à l'Entreprise Nationale d'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), sise à la wilaya de Tamanrasset (Hoggar Occidental) de l'extrême sud d'Algérie.

Les principales justifications pour le choix de cette méthode de mesure sont les suivantes:

- Réduction des coûts d'exploitation au niveau de la mine;
- Contrôle continu de la fragmentation sans interférence avec la production;
- Gain de temps lors de l'exécution d'analyse de la qualité de fragmentation.

Ainsi l'objectif derrière cette méthode de mesure est d'évaluer tout d'abord l'adéquation et la performance des explosifs utilisés pour le tir des roches dans cette mine, et en même temps d'évaluer la potentialité de mesure, par l'utilisation de la méthode photo-analytique pour mesurer la fragmentation.

IV.2. Situation Géographique

La wilaya de Tamanrasset est située dans l'extrême Sud de l'Algérie, elle recouvre une superficie de (556000 km²), elle est limitée par la wilaya de Ghardaïa et Ouargla au Nord, Illizi à l'Est, Adrar à l'Ouest et au Sud par les Républiques du Niger et du Mali.

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

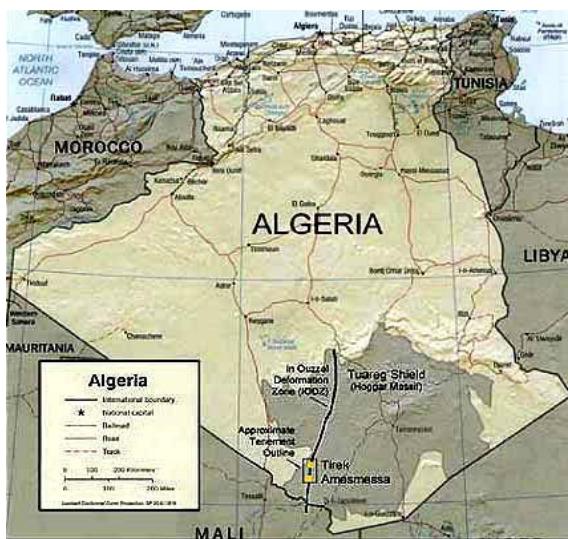


Fig IV.1: Situation géographique du gisement aurifère d'Amesmessa

IV.3. Contexte géologique

IV.3.1. Géologie et structure du Hoggar

L'Afrique est constituée de cratons et de zones mobiles. Le bouclier Targui est l'une de ses zones mobiles. Il est formé par le Hoggar (Algérie) au centre qui se prolonge au Sud-Ouest par l'Adrar des Iforas (Mali) et au Sud-Est par l'Aïr (Niger). Il est coincé entre le craton Ouest africain à l'Ouest et le métacraton saharien (SMC : Saharan Meta Craton) à l'Est (Fig. IV.2).

Le Hoggar représente un bouclier cristallin façonné surtout par l'orogénèse panafricaine. Il affleure en forme de boutonnière au milieu d'une couverture sédimentaire paléo-mésozoïque formée de grès cambro-ordoviciens des Tassilis. Leur érosion est arrivée à la fin du Jurassique suite à une phase distensive liée à l'ouverture de l'Atlantique mais aussi suite à un bombement lithosphérique à grand rayon de courbure. Ce bombement est accompagné d'une activité volcanique tholéïtique à alcaline, de type "*point chaud*" et d'âge cénozoïque à quaternaire récent (Girod, 1976 [64]; Ait-Hamou, 2000 [04]).

Sa structuration actuelle a été procédée durant le cycle orogénique panafricain (750-525Ma), qui se termine par la formation de suites post-orogéniques d'affinité alcaline. Ce sont les granites "Taourirt" qui se mettent en place le long de *shear zones* en régimes de transpression-transtension, plus ou moins contemporains de la pénéplanation et du développement de bassins molassiques intracontinentaux contrôlés par les failles (Bonin et al, 1998 [25]).

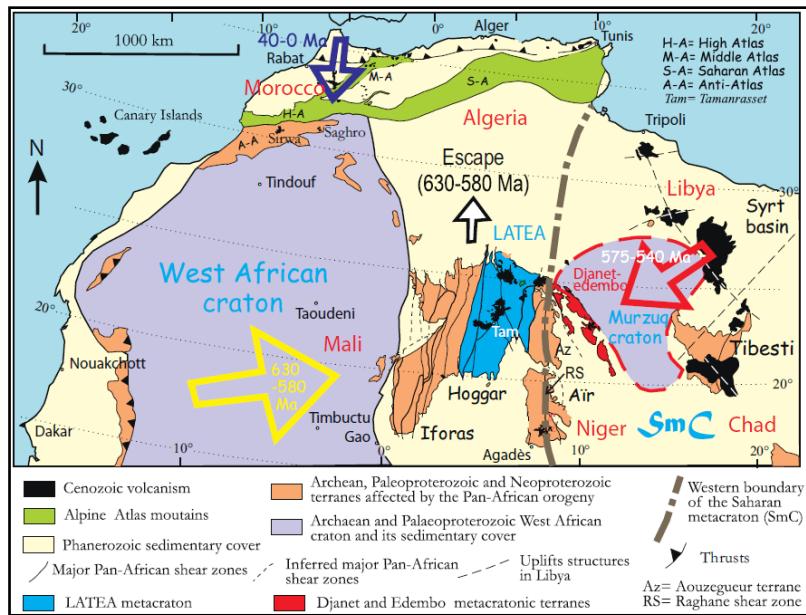


Fig. IV.2: Contexte géodynamique et structural du Hoggar (Liégeois et al. 2012 [86])

Dans sa structure d'ensemble, connue depuis les travaux de (Lelubre, 1952), le Hoggar est caractérisée par de grands cisaillements N-S d'échelle continentale, les accidents ($4^{\circ}50'$ et $8^{\circ}30'$) séparent en trois grands domaines qui sont de l'Ouest vers l'Est : le Hoggar occidental, le Hoggar central et le Hoggar oriental (Bertrand et Caby, 1978 [19]).

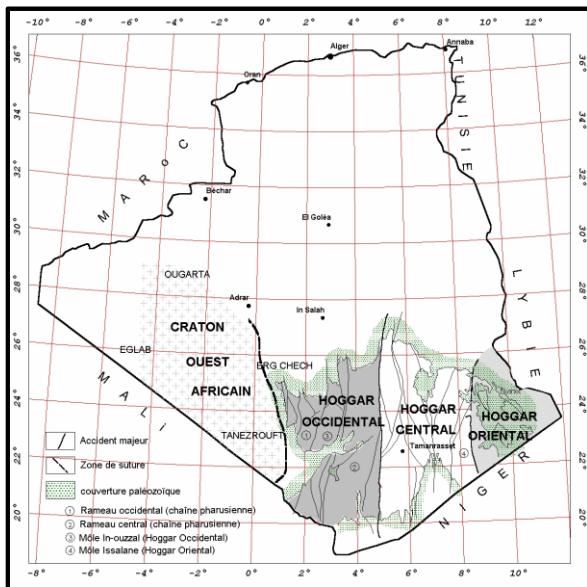


Fig. IV.3: Subdivision classique du Hoggar (Caby et al., 1981 [27])

Le massif du Hoggar a connu une évolution orogénique liée à la collision continentale entre le craton Ouest Africain et la zone mobile Targuie. Un cycle de Wilson initié autour de (800 Ma) s'est terminé il y a (600 Ma) par la formation d'un orogène de collision (Bertrand et Caby, 1978 [19]; Black et al., 1979 [23]; Caby et al., 1981 [27]). Les plis d'axe N-S et les grands cisaillements ayant fonctionné en surface de charriage ou en décrochements en sont les résultats les plus évidents dans le Hoggar. La (Fig. IV.4) montre, en plus des grands linéaments, la répartition sommaire des différentes formations géologiques du Hoggar.

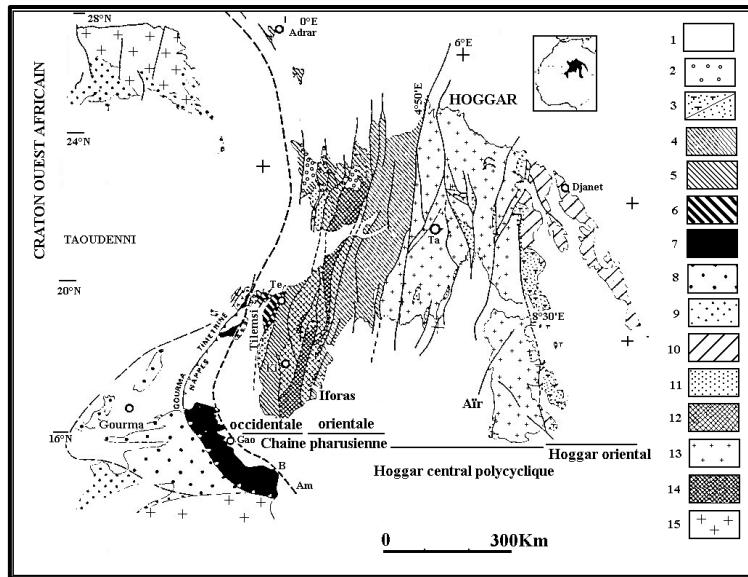


Fig. IV.4: Carte géologique simplifiée du bouclier Touareg et des régions adjacentes
(Modifiée par Caby *et al.*, 1981 [27] et Boulier, 1991 [25]).

- 1- Couverture paléozoïque et mésozoïque.
- 2- « Série pourprée » molassique ou Nigritien.
- 3- Ceintures schisteuses volcanodétritiques du Protérozoïque supérieur terminal dans le Hoggar central et oriental avec les groupes de Tiririne et du « Proche-Ténéré ».
- 4- Greywackes et roches magmatiques de la chaîne pharusienne orientale.
- 5- Greywackes et roches magmatiques de la chaîne pharusienne occidentale.
- 6- Greywackes et roches magmatiques de l'arc insulaire de Tilemsi.
- 7- Nappes de Gourma et de Timertine.
- 8- Dépôts de bassin de l'aulacogène de Gourma.
- 9- Sédiments de plate-forme du Protérozoïque supérieur.
- 10- Roches indifférenciées du Hoggar oriental (métamorphisme d'environ 730 Ma).
- 11- Gneiss affectés par un métamorphisme tardif HT-BP.
- 12- Gneiss indifférenciés fortement réactivés au Pan-Africain.
- 13- Gneiss pré panafricains réactivés.
- 14- Granulites éburnéennes faiblement réactivées dans la chaîne pharusienne.
- 15- Dorsales Reguibat et Leo.

Les résultats obtenus ces dernières années ainsi que la difficulté à établir des corrélations entre les différentes régions ont amené les auteurs à revoir le modèle géodynamique et à introduire la notion de « terranes » (Black *et al.*, 1994 [22]). Ces auteurs ont montré que le bouclier Touareg était constitué de (23 terranes) déplacés ou charriés, pendant l'orogenèse panafricaine, le long de grandes zones de cisaillement ou « *megashear zones* » (Fig. IV.5).

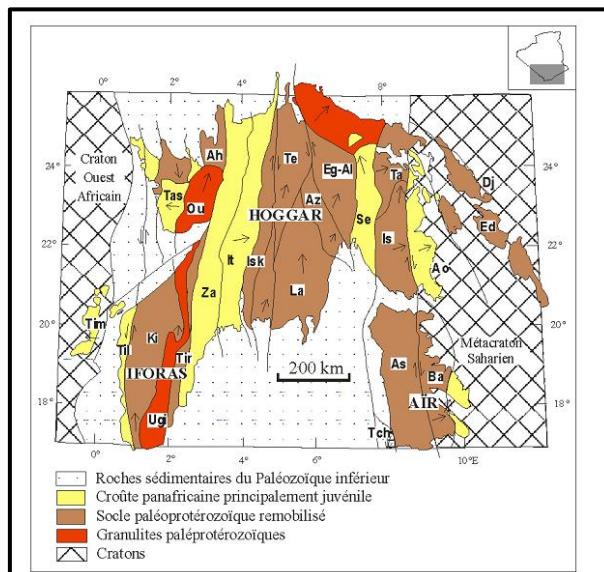


Fig. IV.5: Les différents terranes du Hoggar (Black *et al.*, 1994 [22])

IV.3.1.1. Le Hoggar occidental: (la chaîne pharusienne)

Situé à l'Ouest de l'accident ($4^{\circ}50'$), le Hoggar occidental (domaine de la chaîne pharusienne) est un vaste domaine où l'orogenèse pharusienne est la plus complète. Il est constitué de matériaux peu métamorphisés. Il est divisé en deux rameaux (le rameau occidental et le rameau oriental) séparés par les unités granulitiques de l'In Ouzzal et des Iforas interprétées comme représentant des nappes de socle (Bouiller, 1991 [25]). A l'exception de ces unités, la plus grande partie de la chaîne est constituée de formations du Protérozoïque moyen et supérieur (Caby, 1970 [28]).

Le Hoggar occidental est constitué des terranes suivants (Fig. IV.5): Iskel (Isk) ; In Teideni (It) ; Tin Zaoutène (Za) ; Tirek (Tir) ; Ahnet (Ah) ; In Ouzzel (Ou) ; Tassendjanet (Tas) ; Kidal (Ki) ; Tilemsi (Ti) ; Timetrine (Tim).

Le domaine du Hoggar occidental et interprète comme étant un cycle de Wilson complet avec les différents stades (ouverture, fermeture et collision). Il débute à (800 Ma) et s'achève à (600 Ma) (Bertrand *et al.*, 1978 [19]; Caby, 1981 [27]). Ce domaine est subdivisé en trois héritages:

IV.3.1.1.1. Le rameau occidental

Constitué d'un socle ancien divisé en deux unités majeures:

- **L'unité granulitaire:** représentée par l'In ouzzal et les Iforas (Boulier *et al.*, 1991);
- **L'unité non granulitaire:** correspond au socle du Tassendjanet (N-O du Hoggar).

IV.3.1.1.2. Le mole In Ouzzal

Le mole d'In ouzzal est considéré comme une croûte archéenne métamorphisée à l'Eburnéen (2000 Ma) en contexte de cisaillement dans le faciès granulitaire. Il est constitué de matériaux d'âges archéens et protérozoïque inférieur. D'après (Fourcade et Javoy, 1985 [60]), il serait probable que ces deux âges représentent les phases métamorphiques de haute et basse pression.

IV.3.1.1.3. Le Rameau oriental

Ont distingué deux cycles volcano-sédimentaires injectés chacun de platonites: Le pharusien I et Le pharusien II, séparés par la « discordance intrapharusienne » (Bertrand *et al.*, 1966 [20]), dont le tracé se suit assez bien depuis Tin-Rehroh au Sud jusqu'au Nord d'Asekrem où elle rejoint l'accident des ($4^{\circ}50'$).

IV.3.1.1.3.1. Le pharusien I

Constitue de méta sédiments, au sein desquels sont interstratifiées des roches volcaniques (Chikaoui, 1981 [36]). Ces formations sont métamorphisées dans les faciès « schistes verts ».

IV.3.1.1.3.2. Le pharusien II

Composée par une série flyshoide essentiellement greso-pélitique surmontée dans certaines régions par des laves andésitiques et rhyolitiques à affinité calco-alcaline.

IV.3.1.2. Le Hoggar central polycyclique

En effet, toute la partie centrale de l'Ahaggar est d'âge Suggarien, l'histoire des terrains intérieurs au Suggarien et très mal connue ou absente et impossible à déterminer sur le terrain (Maurice Lellubre, 1961).

Les formations les plus anciennes reconnues indiquent une origine sédimentaire connue sous le nom de série de l'Archechoum.

Le Suggarien était à l'origine d'une vaste fosse de sédimentation où se déposaient surtout des sédiments silico-alumineux, plus rarement calcaires ou franchement détritiques. Il semblerait que cette fosse se soit réduite à des sillons à sédimentation plus franchement calcaire et détritique. Cette sédimentation semble s'être accompagnée de mouvements de la direction subméridienne apparaît déjà dans l'allongement des sillons les moins anciens.

Le Hoggar central polycyclique à une structure complexe hétérogène, il est limité à l'Est et à l'Ouest par les accidents décrochant dénommés respectivement $8^{\circ}30$ et $4^{\circ}50$; se prolonge vers le Sud par l'Air (Niger).

Dans le cadre du modèle de (Black *et al.*, 1994 [22]), le Hoggar central est constitué de l'amalgamation de cinq terranes: Laouni, Azrou-n-fad, Egéré-Aleksod et Serouanout.

Cet ensemble comprend un socle d'âge éburnéen constitué essentiellement de migmatite, gneiss rubanés associés à des ortho gneiss Oeillés et des formations méta sédimentaires accompagnées par un métamorphisme de haut grade.

Il a été subdivisé en trois zones dont les limites ne coïncident pas systématiquement avec les grands accidents et les grands décrochements mylonitiques, ce sont d'Ouest en Est:

IV.3.1.2.1. La zone de Tefedest Atakor

Elle est limitée à l'Ouest par l'accident ($4^{\circ}50$) et à l'Est par celui d'Amguide-Arefsa. Elle comprend la chaîne granitique de la Tefedest et la pénéplaine gneissique de l'Archechoum, s'étendant au Sud du massif volcanique de l'Atakor. Deux ensembles litho stratigraphiques sont définis:

- Un complexe gneissique de l'Archechoum, caractérisé par une discordance entre le groupe de gneiss quartzo-feldspathiques et un groupe de métasédiments (Bertrand *et al.*, 1986 [18]). Ce complexe est d'âge Panafricain.
- Un groupe volcano-sédimentaire, dont l'extension restreinte a caractérisé la «série de Déhine» pour laquelle un âge Protérozoïque moyen est avancé.

IV.3.1.2.2. La zone Egerée-Arefsa

Elle est constituée par:

- La série de l'Archechoum; qui est essentiellement gneissique, comprenant des gneiss rubanés datés de (3200 Ma), des gneiss Oeillés datés de (2050 Ma), et des métasédiments (Bertrand et Lasserre, 1972).
- La série de l'Aleksod; formée de métasédiments et d'amphibolites. Dans une de ces zones, (Sautter, 1985) a mis en évidence des lentilles d'éclogites.

IV.3.1.2.3. La zone d'Oumelalen-Tamasint

Cette zone est composée par des gneiss, des quartzites et des micaschistes, elle regroupe trois séries:

- La série rouge, formée de gneiss rubanés et quelques intercalations de marbres et de quartzites, elle est datée à (3477 ± 90 Ma) (Bertrand *et al.*, 1968);
- La série des Gour Oumellalen, discordante sur la première, elle contient divers gneiss à biotite et des faciès granulitiques d'âge voisin de 2000 Ma (Bertrand *et al.*, 1968);
- La série Toukmatine, formée d'un ensemble de micaschistes à micas et à grenat.

IV.3.1.3. Le Hoggar oriental

C'est le secteur le moins étudié du Hoggar, Il comporte trois domaines structuraux séparés par des grands accidents verticaux:

IV.3.1.3.1. La chaîne Tiririnienne ou la zone occidentale

Elle s'étend le long du cisaillement majeur, l'accident ($8^{\circ}30'$), est constituée de dépôts détritiques molassiques (arkose et conglomérats) découlant vraisemblablement du remaniement des formations du substratum oriental (zone pré-Teririne de Djanet-Tafassasset). Cette série est de structure subhorizontale. Son âge serait antérieur à (580 Ma) (Ducrot et Lancelot, 1976). Elle est formée de trois séries volcano-sédimentaires et terrigènes:

- La série de plate forme, essentiellement composée de micaschistes avec alternance de niveaux de pélites, de conglomérats, de marbres et de quartzites;
- La série volcanique, constituée de basaltes, d'andésites, de rhyodacites et rhyolites porphyrique;
- La série de Tiririne, essentiellement sédimentaires et discordante, formée de deux groupes superposés: série inférieure composées de conglomérats et d'arénites gréseuses à la base et surmontés par une alternance rythmique de caractère turbiditique de grès et pélites, et localement de calcaires et dolomies à stromatolites; et la série supérieur (série Arokame) constitué de conglomérats et poudingues avec des niveaux de grés et arkoses.

IV.3.1.3.2. Le bloc de Tafassasset-Djanet

C'est la zone orientale; Elle est caractérisée par un grand nombre de batholites calco-alcalins syn à tardi-tectoniques, intrusifs dans une séquence méta sédimentaires de faible métamorphisme d'âge encore inconnu.

IV.3.1.3.3. La zone centrale

Correspond à une ceinture d'orientation NW-SE, composée essentiellement de batholithe de granitoïdes très mylonitisés.

Les trois zones du Hoggar oriental citées précédemment sont représentées par les différents terranes suivants: Barghot (Ba) ; Aouzegueur (Ao) ; Edembo (Ed) ; Djanet (Dj) (Fig. II.3).

Tableau IV.1: Les différents terranes du Hoggar

Hoggar Occidental	Hoggar Central	Hoggar Oriental
<i>Timetrine (Tim)</i>	<i>Assodé-Issalane (As-Is)</i>	<i>Barghot (Ba)</i>
<i>Tilemsi (Ti)</i>	<i>Tchilit (Tch)</i>	<i>Aouzegueur (Ao)</i>
<i>Kidal (Ki)</i>	<i>Tazat (Ta)</i>	<i>Edembo (Ed)</i>
<i>Tassendjanet (Tas)</i>	<i>Sérouenout (Se)</i>	<i>Djanet (Dj)</i>
<i>U granulite Iforas (Ugé)</i>	<i>Egéré-Aleksod (Eg-Al)</i>	
<i>In Ouzzal (Ou)</i>	<i>Azrou-n-Fad (Az)</i>	
<i>Ahnet (Ah)</i>	<i>Tefedest (Te)</i>	
<i>Tirek (Tir)</i>	<i>Laouni (La)</i>	
<i>Tin Zaoutene (Za)</i>		
<i>In Teideni (It)</i>		
<i>Iskel (Isk)</i>		

IV.3.1.4. Minéralisations aurifères du Hoggar

Selon (Bagui, 2015 [16]). Les principaux gisements et indices aurifères du Hoggar sont localisés dans ou à proximité de zones de cisaillement lithosphériques N-S (ORG: Ferkous, 1995 [104]; Semiani, 1995 [122]) qui ont commencé à jouer à la fin de l'orogenèse panafricaine; dont le principal rôle a été de favoriser la mise en place de roches magmatiques plus particulièrement la circulation de fluides de différentes origines ayant permis le transport et le dépôt de l'or (Aissa *et al.*, 2002 [03]).

Lors des mouvements tardifs de ces cisaillements (580-520 Ma), les minéralisations aurifères sont mises en place durant la transition entre un régime compressif (responsable de la structuration du Hoggar) et un régime distensif (à l'origine de la mise en place des molasses et des intrusions granitiques tardi à post tectoniques) (Semiani *et al.*, 2004 [121]).

La minéralisation est portée par les filons de quartz encaissés dans les *shear zones* et dans des intrusions dioritiques à granodioritiques. Des zones filonniennes aurifères et leur cortège d'altérations hydrothermales sont surtout rencontrées dans les ensembles volcano-sédimentaires d'âge Néoprotérozoïque.

Quatre provinces aurifères sont reconnues dans le Hoggar (Fig. IV.6):

IV.3.1.4.1. La province Tiririnienne du Hoggar oriental

Coïncide avec le terrane d'Aouzegueur. Les minéralisations aurifères sont portées par des filons de quartz peu sulfurés encaissés dans des formations volcano-sédimentaires du Protérozoïque et dans les gabbros, diorites et granites Panafricains. Il apparaît que les teneurs en or dépendent beaucoup de la nature et de l'âge des terrains encaissant les corps minéralisés. En effet quand les filons sont encaissés dans les formations volcano-sédimentaires d'âge Protérozoïque les teneurs en or sont les plus élevées. Dans les gabbros, les diorites et les granites Panafricains elles sont moyennes, alors que les teneurs les plus basses voire nulles sont rencontrées dans les filons encaissés les séries d'âge Paléozoïque ou plus récent (Aissa *et al.*, 2002 [03]).

Les gîtes importants sont les gisements de Tiririne, Timouletine - Hanane et l'indice Tin-Zakri ; tous situés à l'Est de l'accident ($8^{\circ}30'$).

IV.3.1.4.2. La province du Hoggar central

Elle coïncide avec le terrane de Laouni, qui renferme le gisement d'In Abbegui, dans lequel la minéralisation est représentée par un système de filons de quartz à tourmaline encaissés essentiellement dans un massif de gabbros (Aissa *et al.*, 2002 [03]). Les bassins volcano-sédimentaires d'âge Néoprotérozoïque (ex. Tin Ezzarine, Aouiker) renferment aussi des filons, filonnets et veinules de quartz aurifères.

IV.3.1.4.3. La province pharusienne du Hoggar occidental

Elle concorde avec le terrane d'Iskel et correspond à la province de Timgaouine – Tin-Felki – Tesnou. Les minéralisations aurifères de type filonien jalonnent les décrochements ductiles $4^{\circ}50'$, $4^{\circ}13'$ et leurs satellites. Les filons de quartz aurifères sont encaissés dans les granites et les granodiorites et parfois même dans les amphibolites du Protérozoïque (Aissa *et al.*, 2002 [03]). Les gîtes les plus promoteurs sont du sud au nord : Haddok, Tekouyate, Isselfane et Seldrar.

IV.3.1.4.4. La province Ouzzalienne du Hoggar occidental

Elle comprend le district aurifère localisé dans la zone de contact entre le Terrane d'In Ouzzal à l'Ouest et le terrane de Tirek à l'Est. Ici les zones filonniennes aurifères sont localisées dans un couloir ultramylonitique le long de l'accident tectonique ($2^{\circ}30'$) (ou *Shear Zone Est-Ouzzalienne*). C'est une zone aurifère qui englobe deux gisements (Tirek et Amesmesssa) et une dizaine d'autre indices prometteurs.

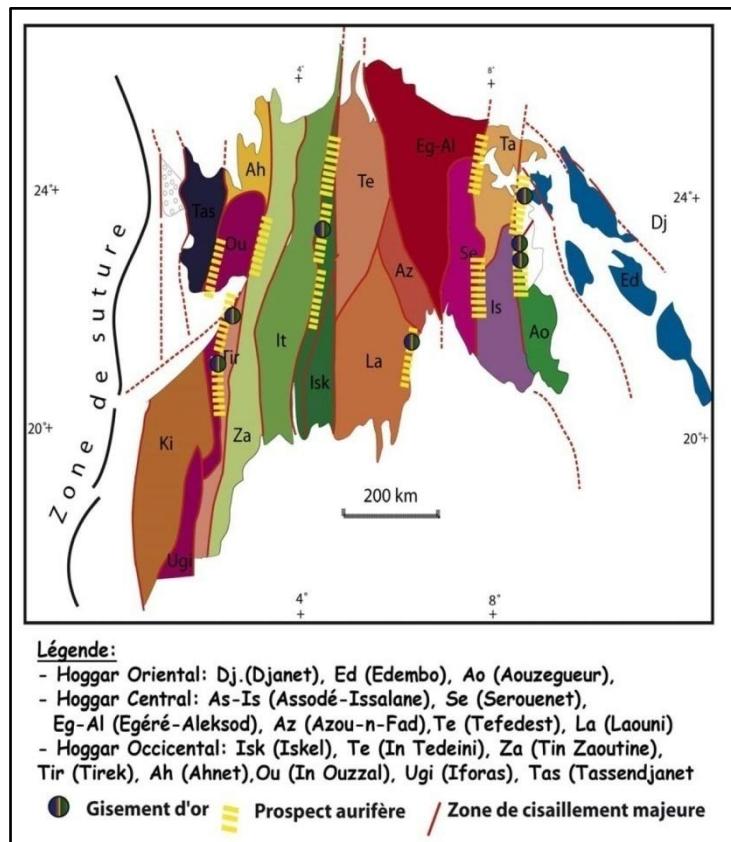


Fig. IV.6 : Relation entre les terranes Panafricains, les zones de cisaillements et les minéralisations d'or dans le bouclier Targui (Hoggar). (Semiani *et al.*, 2004 [121])

IV.3.2. Géologie locale

IV.3.2.1. Le District aurifère Tirek – Amesmesssa

Selon (Aissa *et al.*, 2002 [03]), le district aurifère Tirek – Amesmesssa est localisé dans la bordure Est du terrane de Tirek (Fig. IV.5, IV.6, et IV.7), qui renferme deux principaux gisements de classe mondiale et de nombreux indices aurifères jalonnant le couloir mylonitique de la *Shear Zone Est-Ouzzallienne* qui sépare le terrane de Tirek du terrane d'In Ouzzal (Fig. IV.7) (Bagui, 2015 [16]).

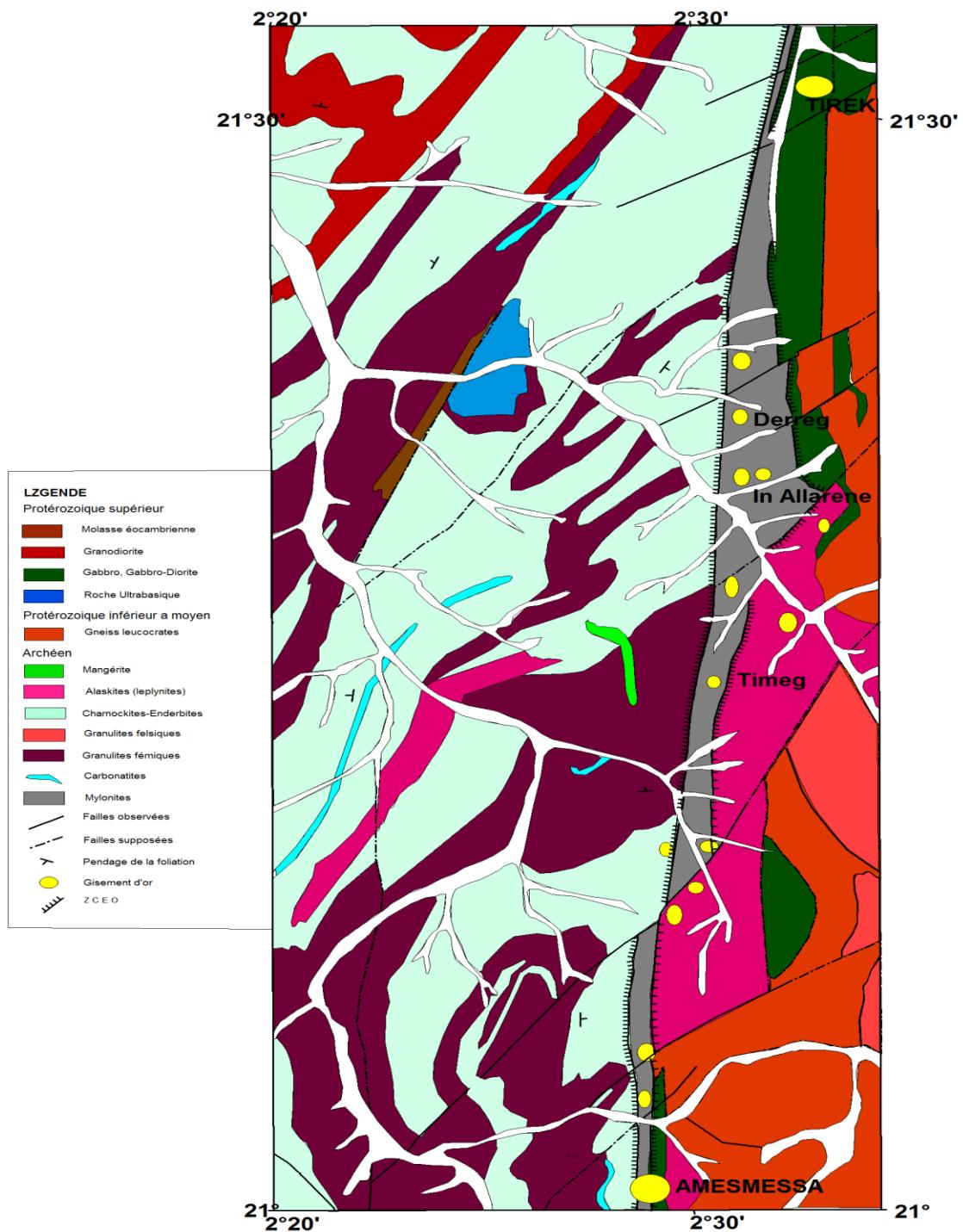


Fig. IV.7: Carte géologique localisant les gîtes aurifères de la région Tirek- Amesmesssa (ENOR, 1999 [56])

IV.3.2.2. Le Gisement de Tirek

Le gisement de Tirek comprend trois familles de filons de quartz aurifères (Semiani, 1995 [122]; Ferkous et Leblanc, 1995 [58]):

- les filons de quartz N-S encaissés dans des ultramylonites d'origines diverses (minéralisation ou filons type Amesmessia);
- les filons et lentilles de quartz N-S situées sur les bordures ultramylonitisées du massif de gabbro de Tirek;
- les filons et lentilles NE-S W (N10-N65) situés dans des ultramylonites satellites et encaissés également dans des gabbros.

Dans ces deux derniers types, la minéralisation est en majorité portée par des lentilles de quartz de forme sigmoïde.

L'or natif accompagne, mais tardivement, le stade à sulfures constitué par pyrite, chalcopyrite, sphalérite, et très rare galène.

Le quartz s'est déposé en trois phases principales : un quartz massif précoce, stérile; un quartz blanc drusique; un quartz «tardif» microcristallin accompagnant l'or natif et les sulfures. Ce quartz tardif cimente souvent les fragments bréchifiés des quartz précédents; et peut lui-même être parfois bréchifié (Marignac *et al.*, 1996 [94]; Aissa *et al.*, 2002 [03]).

IV.3.2.3. Le Gisement d'Amesmessia

Par différence avec le cas du gisement de Tirek, à Amesmessia, les filons N-S dominent largement sur les NE-SW, alors que les E-W demeurent assez rares. Ici les dykes de rhyolites constituent la majeure partie du protolith des ultramylonites. La galène (à micro-inclusions de minéraux de bismuth) est ici prédominante sur la sphalérite qui se raréfie. Ici aussi, c'est le quartz microcristallin tardif (en ciment de brèche) qui porte l'essentiel de la minéralisation (Aissa *et al.*, 2002 [03]).

IV.3.2.3.1. Géologie du gisement d'Amesmessia

Le gisement d'Amesmessia est localisé dans la *Shear Zone Est Ouzzalienne* (SZE) séparant les deux unités majeures de la région (Fig. IV.9).

Dans le périmètre du gisement d'Amesmessia et dans sa partie Ouest affleurent les roches du môle In-Ouzzal d'âge Archéen remobilisées au Paléoprotérozoïque (Fig. IV.9). Elles sont représentées par des méta-gabbros, gabbros, gabbro-diorites, amphibolites et des pyroxénites. Elles sont granitisées à différent degré. Les granito-gneiss jouissent également d'une large extension. On y note aussi des intercalations et des secteurs de marbre à olivine- spinelle et grenat avec des quartzites de couleur bleuâtre.

La partie orientale du gisement d'Amesmessia est occupée par les roches du Paléoprotérozoïque. Elles sont représentées essentiellement par des gneiss leucocrates et des granito-gneiss au milieu desquels apparaissent rarement de minces interlits d'amphibolites et des quartzites, recoupés par des gabbros, des diorites et des granodiorites.

La partie centrale du gisement représente la zone d'influence de la faille majeure In Ouzzal Est (SZE). Elle est matérialisée par une bande mylonitique large jusqu'à 1.5km, injectée par de très nombreux filons de quartz, échelonnés en direction N-S (Fig. IV.9). Ce couloir mylonitique renferme fréquemment des lentilles de gabbros foliés. Le degré de broyage augmente de l'Est vers l'Ouest, où les mylonites passent à des ultramylonites. À l'Est le contact avec les roches du Paléoprotérozoïque est progressif et graduel. Alors que le contact Ouest avec les roches du môle granitique d'In Ouzzal est très net. Il est souvent marqué par des zones de broyage.

Le protolith des mylonites peut être constitué aussi bien par les granulites basiques qu'acides. La direction de la schistosité est subméridienne avec un angle de pendage de (70-85° W).

Les roches intrusives sont peut exposées dans les limites du gisement. Dans le bloc Archéen les roches basiques et ultra basiques forment de petits massifs en forme de demi-lune. A l'Est, les gabbro-diorites constituent des dykes subméridiens puissants de (200-300 m) et longs jusqu'à (2-3 km). On rencontre aussi des dykes de rhyolite, de felsites de diorite-porphyré, de gabbro-diorites et de diabase, ainsi que les dykes de composition granitique.

La *Shear Zone Est Ouzzalienne* (SZE) est l'élément tectonique et structural majeur qui contrôle la mise en place de toute la minéralisation aurifère de la région. C'est une shear zone subméridienne 2°30' qui a joué en décrochement dextre et qui se suit sur plusieurs centaines de kilomètres. Cette faille est accompagnée de fractures parallèles et diagonales.

Les fractures parallèles à l'accident majeur encaissent les filons et les zones filonniennes de quartz aurifère. Les zones de mylonitisation et de broyage intense favorisent le développement des bérismes (ou metasomatites). Les fractures les plus tardives sont de direction NW, NE et EW.

Les fractures NE sont les plus récentes, elles recoupent et décrochent toutes les formations géologiques de la région. Leur pendage est sub-vertical. En effet ces dernières semblent être disposées en coulisses et jouent un rôle important dans la localisation des zones minéralisées déplacées.

Les fractures E-O, représentées par les filons de quartz E-O sont les plus tardives. Ils ont été datés à (577 Ma) (Ferkous et Monié, 2002 [58]).

Ces filons affleurent au sein des mylonites et sont constitués de quartz blanc limpide à laiteux très pauvres en or. Ils ne sont pas déformés et montrent des structures rubanées comprenant des bandes de quartz en dents de peigne perpendiculaires à la direction des filons et des bandes de quartz géodiques (Bagui, 2015 [16]).

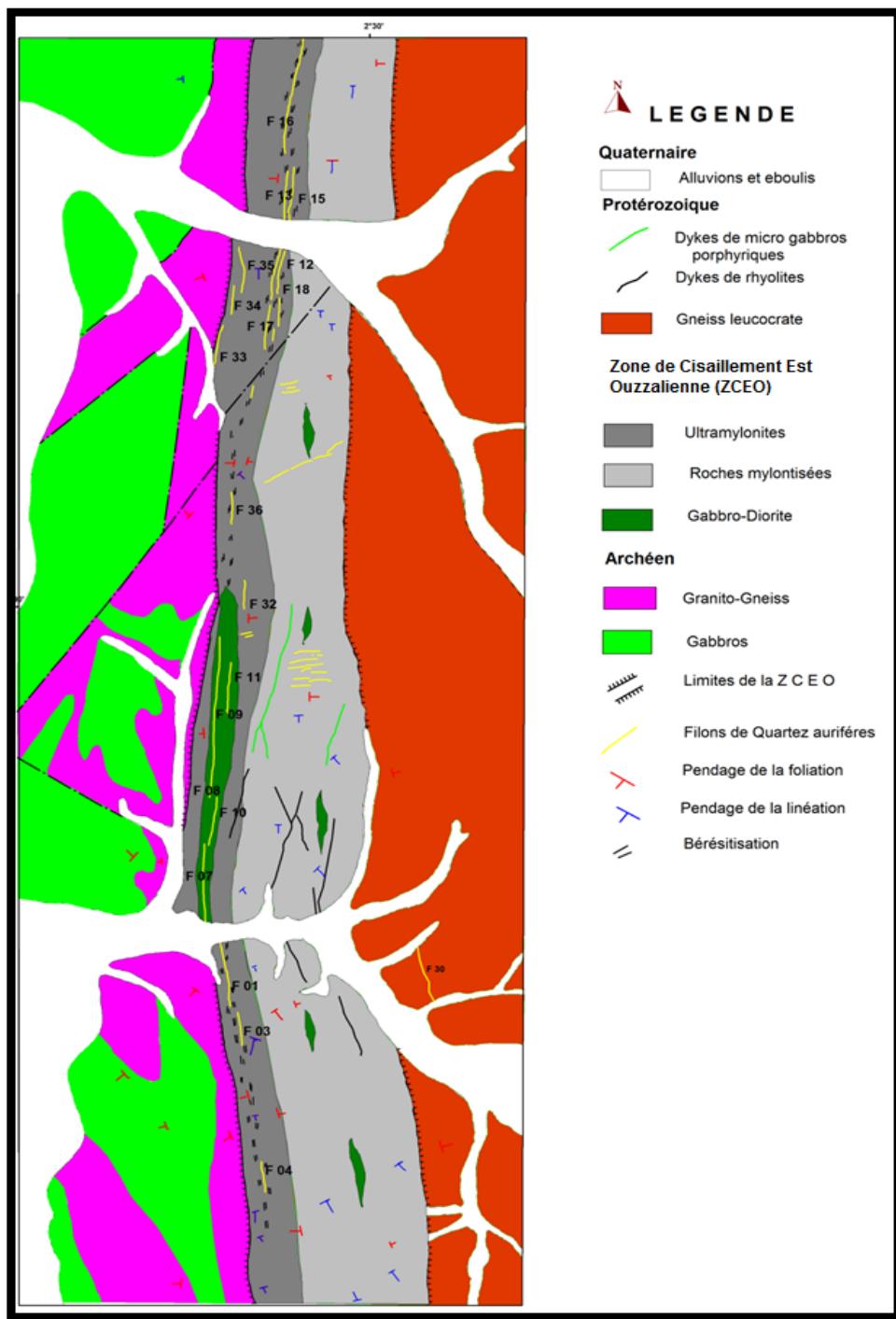


Fig. IV.8: Carte géologique du gisement d'Amesmessa (ORGM: Pozdniakov, 1993 [109])

IV.3.2.3.2. Gitologie du gisement d'Amesmesssa

La minéralisation aurifère du district minier Tirek - Amesmesssa est de type or orogénique, encaissée dans le couloir ultra-mylonitique de la Shear Zone Est Ouzzalienne. Le gisement d'Amesmesssa présente le gîte montrant la plus grande réserve aurifère du Hoggar. A la différence avec d'autres gisements au Hoggar, la minéralisation à Amesmesssa se caractérise par le développement des zones d'altérations hydrothermales autour des filons de quartz (Bagui, 2015 [16]).

IV.3.2.3.2.1. Description des zones filonniennes aurifères

Le gisement d'Amesmesssa est constitué de plusieurs zones filonniennes aurifères qui se succèdent et se relaient selon la direction N-S sur (13 Km) (Fig. III-3). Ces zones minéralisées sont localisées exclusivement dans la bande ultra-mylonitique à l'Ouest de la shear zone aurifère.

Une zone filonnienne est formée par un ou plusieurs filons (ou lentilles) de quartz discontinus, boudinés et lenticulaires, qui sont disposés en relais et qui coulissent horizontalement et verticalement (Fig. III-3 et III-4). Généralement, c'est un filon principal accompagné par d'autres petits filons, lentilles et veinules parallèles, parfois obliques. L'ensemble est encaissé dans une enveloppe de roche d'altération hydrothermale, dont la largeur varie d'une zone à une autre et elle change aussi le long de la même zone.

Les zones minéralisées sont globalement parallèles à la direction de la foliation des ultramylonites. Elles sont à l'instar de la Shear Zone Est Ouzzalienne sinusoïdales, avec des changements brusques dans la direction (flexions et virgations), mais leur orientation globale est subméridienne (N5-10° à N15°), avec des variations dans certaines parties.

L'étendue des zones minéralisées importantes dépasse les 1500m, tandis que la largeur atteint par endroit 30m (ex. ZF 9).

Les roches d'altération hydrothermale appelées aussi bérismes constituent une enveloppe encaissante pour les filons de quartz aurifères. Elles se prolongent sur plusieurs dizaines de mètres au-delà de leurs terminaisons et tracent la continuité des zones minéralisées lorsque les filons s'estompent.

Les zones filonniennes minéralisées sont réparties sur trois secteurs : Nord, Central et Sud. Le secteur Central (ZF 7, 8 et 9) (Fig. IV.9), est le plus important et le mieux étudié (tranchées, sondages et galerie d'exploration souterraine). Il renferme environ 75% des ressources minérales connues du dépôt d'Amesmesssa. Dans la ZF 9 (Fig. IV.9) la minéralisation a été intercepté à une profondeur de -440m, où la teneur est de 34.7g/t d'or pour une puissance de (1.13 m) (Fig. IV.10). Les zones filonniennes 9 et 8 sont actuellement le site des importantes exploitations (Bagui, 2015 [16]).

Les corps minéralisés ont une morphologie complexe ils sont représentés par des séries de filons disposés en échelons (*stockwerk*), dont le pendage varie entre (55° ÷ 60°) à (75° ÷ 85°) Ouest.

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

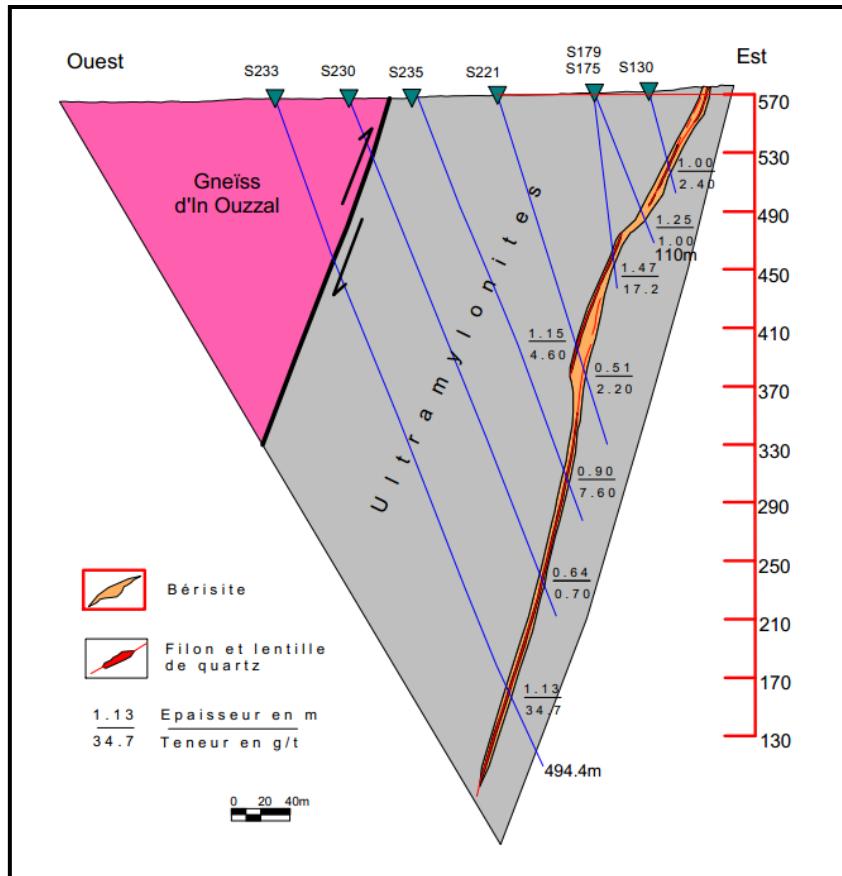


Fig. IV.9: Coupe géologique de la Zone filonnière 9 (Bagui, 2015 [16])

IV.3.2.4. Condition hydrogéologiques du gisement d'Amesmesssa

Les conditions hydrogéologiques sur le gisement d'Amesmesssa sont très favorables pour l'exploitation soit à ciel ouvert, soit en souterrain. Dans la région il n'y a pas de cours d'eau permanent; les points d'eau les plus proches sont localisés au pied des Tassilis de Timissaou, situé à (100 ÷ 120) Km au N.E du gisement et Tassili de Tirek (à 50 Km au N.E). Les débits de ces deux sources ne dépassent pas (0,15 l/sec). Le gisement est drainé par l'Oued Amesmesssa et ses affluents, dont l'épaisseur des alluvions ne dépassent pas (5÷10) m, qui coulent rarement étant donné les faibles précipitations (5mm environ par an). Enfin ne pas oublier comme il a été dit plus que le relief est faiblement accidenté, tout cela ne permet pas la formation de réserves d'eaux dans les alluvions de l'oued Amesmesssa.

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

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

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

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

IV.4. Conditions minières et chaîne technologique de production

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

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

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

Actuellement la mine d'Amesmesssa est exploitée par le mode à ciel ouvert avec une hauteur du gradin de (6 m), en utilisant la méthode des travaux de forage et de tir pour la préparation des roches à l'extraction.

Le chargement et transport des roches abattues est assuré à l'aide d'un excavateur à chenille de type Caterpillar (6 m³) de capacité, avec une flotte de trois camions de type Caterpillar aussi (30 t) de capacité (Fig. IV.11).



Fig. IV.10: Chargement et transport au niveau de la mine d'Amesmesssa

A la suite, le minerai transporté est réceptionné par une tremie de (30 m³) de capacité, puis subira un concassage primaire, à l'aide d'un concasseur à mâchoires d'une ouverture de (900 x 600) mm.



Fig. IV.11: Station de concassage au niveau de la mine d'Amesmessa

IV.5. Implémentation de l'analyse d'image

Un profil géologique variable tel que montré en (figures IV.8 et IV.9), reflétant différents types de roches peut avoir un effet significatif sur les opérations à ciel ouvert. Le but était de choisir la roche ou mineraux à tirer, et de mesurer leur fragmentation.

IV.5.1. Nature et résultats des essais de tir adopté

Trois tirs nommés (A 2015, B 2015 et C 2015) ont été effectués au cours de l'année 2015, avec des paramètres adoptés par l'entreprise pour un gradin de (6 m) de hauteur. Ainsi les données de départ des ces opérations sont mentionnées dans le tableau suivant:

Tableau IV.2: Paramètres de tir envisagé

Paramètres Explosif primaire	Dimension/Description
Diamètre de trou	102 mm
Hauteur du gradin	6 m
Inclinaison de trou	0°
Position des bancs	bancs multi direction
Hydrogéologie	Pas d'eau
Amorçage	Ponctuel, trou
Explosif primaire	Marmanit (III) Ø80 mm
Explosif secondaire	Anfomil
Longueur de trou	7 m
Banquette	3.6 m
Espacement	3.2 m
Longueur de bourrage	2.68 m
Quantité de Marmanit par trou	5 kg
Quantité d'Anfomil par trou	28.57 kg
Consommation spécifique	0.47 kg/m ³

Ainsi une image des résultats visuels de la fragmentation est montrée dans la (Fig. IV.12).



Fig. IV.12: Exemple des résultats visuels de la fragmentation (Amesmessa tir A 2015)

IV.5.2. Méthode d'échantillonnage développée

A la suite de l'implémentation des trois tirs sus mentionnés, un échantillonnage des tas des roches abattues, par un appareil photo numérique à haute résolution, a été effectué, et a permis de photographier un nombre de (50) images pour chaque tir, soit donc un total de (150) images, dont une photo est montrée en haut (Fig. IV.13), et d'autres sont portées en annexe. Ainsi les conseils d'échantillonnage cités en chapitre III sont respectés, et des intervalles réguliers le long du tas des roches abattues ont été fixés au hasard (Fig. IV.14). A chaque point, un échantillon au minimum, du tas des roches abattues a été photographié pour analyse. Cette méthode d'échantillonnage au niveau du tas a permis de mesurer différentes variations.



Fig. IV.13: Echantillonnage adopté

Par ailleurs en éliminant certaines erreurs de mesure. Nous pouvons confirmer que cette méthode d'échantillonnage a introduit d'autres:

- Une erreur de perspective causée par les fragments plus proche à l'appareil photo apparaissant plus grande que les blocs plus loin.
- Le fragment à plus grande taille semble avoir tendance à être jeté au fond du tas en avance, et le plus petit pour couvrir la surface superficielle. Tailles semblaient augmenter progressivement de l'arrière vers l'avant du tas, et les variations latérales peuvent être également présentes.

Afin de minimiser l'erreur en perspective, les photographies ont été prises à une distance appropriée de sorte que:

- Tout d'abord, tous les fragments ont la possibilité de comparaître en plein dans le cadre d'une image;
- Et d'autre part, les images seront parfaitement adaptées à l'analyse numérique développée.

IV.5.3. Résultats

L'ensemble des images tirés de l'échantillonnage ont subis un traitement sur le système FragScan. Les résultats bruts tirés de FragScan sont portés en annexe, ainsi les résultats caractéristiques de l'analyse numérique sont:

Tableau IV.3: Caractéristiques de tamisage numérique par FragScan de tir (A 2015)

Maille tamis (mm)	Volume/Tamis (m ³)	Pourcentage (%)	Volume cumulé (m ³)
80	0,067656426	0,377947126	0,067656426
100	0,01729164	0,4745429	0,08494806
125	0,0248059	0,61311539	0,10975397
160	0,03436055	0,80506275	0,14411452
200	0,01915498	0,91206768	0,1632695
250	0,00784433	0,95588823	0,17111383
315	0,00789646	1	0,17901029
400 et > 400	0	1	0,17901029

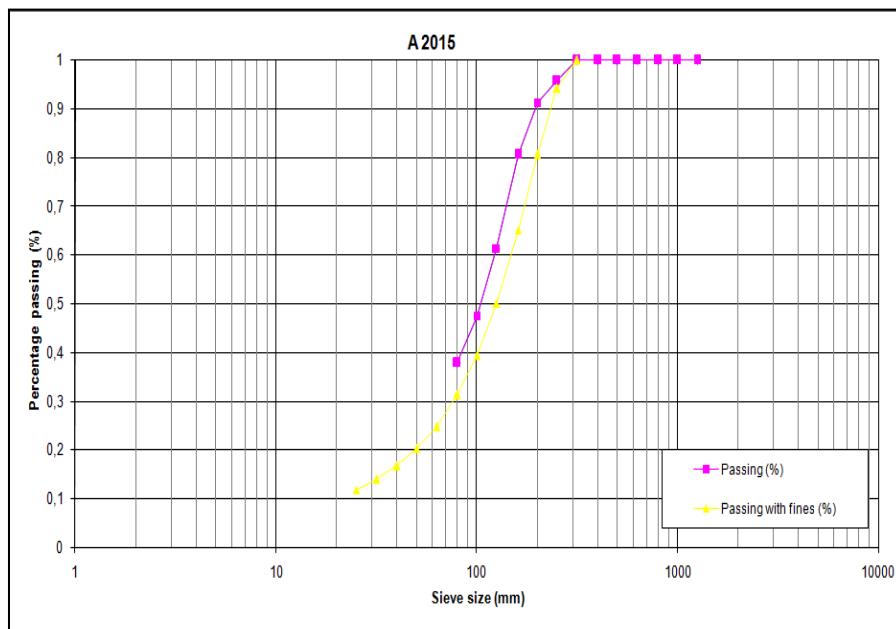


Fig. IV.I4: Distribution des fragments pour le tir (A 2015)

Paramètres d'ajustement de la courbe (Tableau IV.3):

$$x_{50} = 125 \text{ mm}, x_{max} = 315 \text{ mm} \text{ et } b = 2$$

Tableau IV.4: Caractéristiques de tamisage numérique par FragScan de tir (B 2015)

Maille tamis (mm)	Volume/Tamis (m ³)	Pourcentage (%)	Volume cumulé (m ³)
80	0,06288157	0,426997704	0,06288157
100	0,01411918	0,52287409	0,07700075
125	0,01641741	0,6343566	0,09341816
160	0,01992516	0,76965853	0,11334332
200	0,01692355	0,884578	0,13026687
250	0,01699755	1	0,14726442
315 et t > 315	0	1	0,14726442

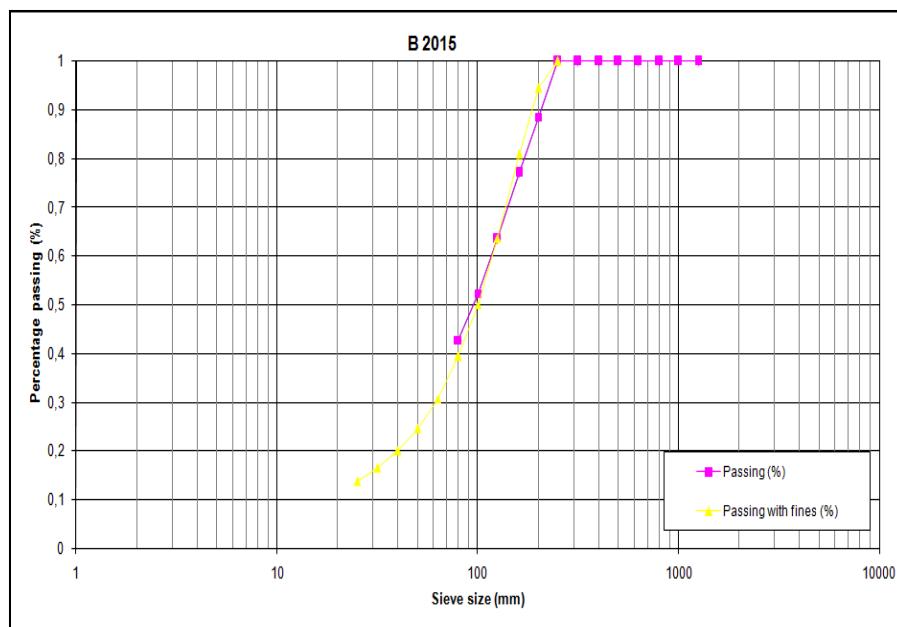


Fig. IV.15: Distribution des fragments pour le tir (B 2015)

Paramètres d'ajustement de la courbe (Tableau IV.4):

$$x_{50} = 100 \text{ mm}, x_{max} = 250 \text{ mm} \text{ and } b = 2$$

Tableau IV.5: Caractéristiques de tamisage numérique par FragScan de tir (C 2015)

Maille tamis (mm)	Volume/Tamis (m ³)	Pourcentage (%)	Volume cumulé (m ³)
80	0,336677571	0,246370734	0,336677571
100	0,11501549	0,33053569	0,45169307
125	0,14994401	0,4402603	0,60163707
160	0,23347482	0,6111103	0,83511189
200	0,21579326	0,76902145	1,05090516
250	0,13726105	0,86946505	1,1881662
315	0,09636631	0,93998307	1,28453251
400	0,08201604	1	1,36654856
500 et > 500	0	1	1,36654856

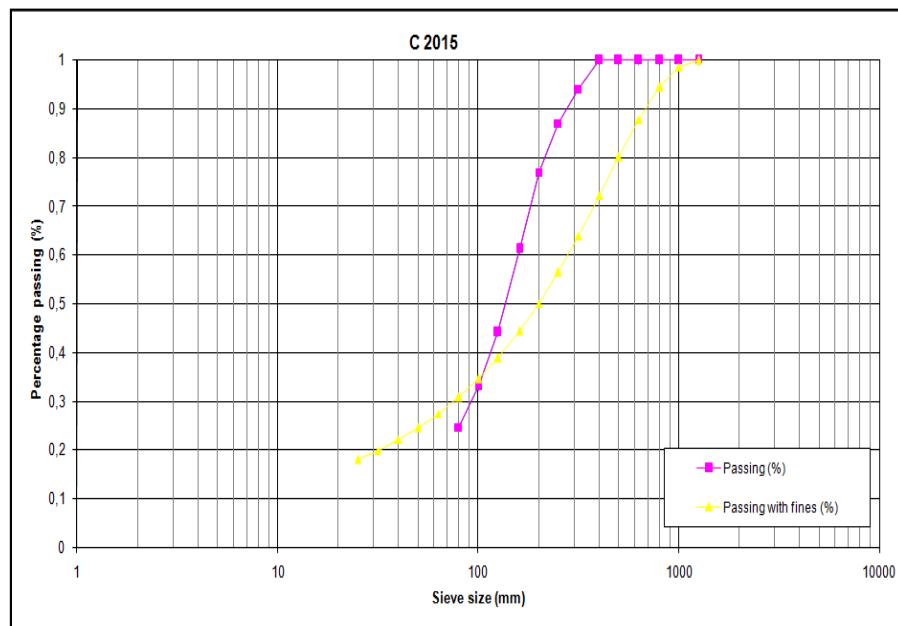


Fig. IV.I6: Distribution des fragments pour le tir (C 2015)

Paramètres d'ajustement de la courbe (Tableau IV.5):

$$x_{50} = 200 \text{ mm}, x_{max} = 1250 \text{ mm} \text{ et } b = 2$$

Conclusion générale et recommandations

Il existe des incitations considérablement économiques pour déterminer les relations quantitatives permettant la conception d'opérations efficaces de tir.

La mesure de la fragmentation ou de la répartition granulométrique des fragments résultant du tir reste toujours la préoccupation majeure des spécialistes de l'industrie minière. Dans le but d'optimiser les opérations de tir, des tentatives ont été faites par des chercheurs pour évaluer et prédire la distribution de taille des fragments dans un tas des roches abattues. Par conséquent, les exploitants ont utilisé des observations visuelles de tas des roches pour évaluer l'efficacité de la méthode de tir utilisée. Il présente une des questions les plus difficiles dans les sciences de domaine minier et notamment dans la mécanique des roches dynamique contemporaine. Il a été tenté de résoudre ce problème par plusieurs techniques. Celles-ci vont du tamisage dans des tirs à petite échelle, soit par prédition au moyen de formules empiriques et de simulations informatiques, ainsi que de méthodes photographiques.

Cependant notre analyse portée sur les techniques de mesure dans le deuxième chapitre, nous a permis de conclure que:

- La prédition de la fragmentation est très difficile en raison de la grande quantité de variables influençant le phénomène et semblent affecter la fragmentation. Ces facteurs comme mentionné dans le premier chapitre peuvent être résumés en trois groupes; à savoir: **1)** les paramètres des roches, **2)** les paramètres explosifs et **3)** les paramètres de la conception de plan de tir. Il est peu probable qu'une fragmentation très précise par le tir soit difficilement réalisée, puisqu'il y a tant de variables impliquées.
- Malgré le tamisage, reste la référence actuelle pour la validation de telle ou telle méthode, il présente assez des difficultés dans son opération, vu leur nécessité de matériel lourd, en plus de son coût élevé et sa longue durée d'échantillonnage.

Donc afin de contrôler efficacement et d'optimiser le processus, il est essentiel qu'une technique rapide et fiable pour évaluer les résultats de tir soit évoluée. Une technique photographique comme parvenu dans notre troisième chapitre a été développée impliquant la mesure de certains paramètres de la taille du fragment en utilisant des images photographiques. Une fois les fragments individuels dans une image sont délimités, différentes quantités peuvent être calculées pour chaque fragment.

Suite à l'étude de cas envisagé dans le quatrième chapitre, les résultats obtenus pour les tirs (A2015, B2015 et C2015) représentés sur les figures (IV.14, 15 et 16) sont typiques. Leur forme de la fonction de distribution, et notamment la forme de sa partie supérieure (taille maximale), n'a aucune influence sur la chaîne technologique minière, notamment le chargement effectué par un excavateur de (6 m^3 , de capacité) et le broyage (900x600 mm, d'ouverture pour le broyeur primaire installé), et par conséquent n'a aucune influence sur la surconsommation d'énergie et l'usure des équipements. Un tir adéquat peut donner des fragments qui sont trop optimum pour cette chaîne. Dans certaines opérations, les hors gabarits des fragments doivent être laborieusement débités avec un moyen mécanique (drop-ball et brise-bloc) ou en utilisant de débitage secondaire par explosif. Quoi qu'il en soit, une faible proportion de ces fragments, en nombre ou en poids, peut avoir un effet important sur l'économie de l'exploitation minière.

Par conséquent, la forme de la fonction de distribution, qui a pour taille maximale des fragments (400 mm) (Tableau IV.5 et Fig. IV.16), est particulièrement importante pour l'opérateur, car dans l'exploitation minière nous s'intéressons de taille maximale des fragments que des fines. Cependant une mesure de la forme de la partie supérieure de la fonction de distribution a le potentiel de donner des estimations précises des fractions, et pourrait donc être utile pour évaluer l'adéquation de la fragmentation.

Les essais ont montré un lien entre la taille des roches avant et après le tir. La roche qui était initialement en place tend à se terminer en plus petits fragments.

En dépit d'être à un stade avancé dans le développement des méthodes, la technique photoanalytique se compare avantageusement aux méthodes classiques de mesure de la fragmentation, comme le tamisage, qui n'est tout simplement pas économiquement réalisable pour de grandes tailles telles que l'enrochement. Même pour les petites tailles, issues de la fragmentation par tir ordinaires, les coûts en temps et en effort sont prohibitifs. En utilisant l'enregistrement photographique exhaustif, numériquement stocké, l'analyse peut être effectuée sans perturber la production, et les résultats peuvent être ré-analysés à une date ultérieure si nécessaire.

La résolution des problèmes de production réels nécessite des applications avancées, et c'est pour cette raison le système FragScan permet d'obtenir des profits plus élevés (optimisation des paramètres de tir, sélection d'équipements industriels). La méthode d'échantillonnage et de numérisation basée sur le système FragScan a été testée, elle a été utilisée pour corriger la distribution de taille apparente pour donner une vraie répartition volumétrique ou pondérale de la roche fragmentée. Il a montré une performance pour la mesure de la fragmentation par tir à l'explosif.

La technique photo-analytique potentielle sera cependant beaucoup plus efficace et un outil vraiment utile et pratique, avec le remplacement de l'ancienne méthode du vecteur par la méthode de numérisation automatique, et avec le développement ultérieur de la formule, et aussi de la tester pour plusieurs effets d'échelle, et pour différente taille et forme de distribution de fragments.

Références bibliographiques

- [01] Aharony A., Levi A., Englman R., and Jaeger Z., 1986. "Percolation Model Calculations of Fragment Properties," in Fragmentation, Form and Flow in Fractured Media, ed., R. Englman and Z. Jaeger, pp 112-119.
- [02] Aimone C.T., Dowding C.H., 1983. Fragmentation measurement results for fourteen full-scale production blasts: A comparison with a three dimensional wave code, Proceedings of the 9th Conference on Explosives and Blasting Technique, Dallas, TX, USA, pp. 310-333.
- [03] Aissa D.E., Kesraoui M., Nedjari, S., Boutaleb A., 2002. Crustal-scale shear zones and their Au-Sn –W-Nb-Ta mineralization controls in the Hoggar shield (Central sahara, South Algeria) -26th Colloquium of African Geology- El Jadida-Morocco- Abs. pp.6-7
- [04] Ait-Hamou F., 2000. Un exemple de "point chaud" intracontinental en contexte de plaque quasi-stationnaire : Etude pétrographique et géochimique du Djebel Taharak et évolution du volcanisme cénozoïque de l'Ahaggar (Sahara algérien). Thèse Doctorat es Sciences, Université Montpellier II. 250 p.
- [05] Ahmed R., 2004. Comportement et Fragmentation Dynamique des Matériaux Quasi-Fragiles. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris.
- [06] Aler J., du Mouza J., Arnould M., 1996d. Evaluation of blast fragmentation efficiency and its prediction by multivariate analysis procedures. Int J Rock Mechanics & Mining Sciences, vol 33, pp 189-196.
- [07] Aler J., du Mouza J., Arnould M., 1996c. Measurement of the fragmentation efficiency of rock mass blasting and its mining applications. Int J Rock Mechanics & Mining Sciences, vol 33, pp 125-139.
- [08] Aler J., du Mouza J 1996b., Predicting blast fragmentation efficiency using discriminant analysis. In Measurement of Blast Fragmentation, J Franklin & T Katsabanis eds, pp 203-207. Balkema, Rotterdam.
- [09] Aler J., du Mouza J 1996a. Measuring fragmentation efficiency of mine blasts. In Measurement of Blast Fragmentation, J Franklin & T Katsabanis eds, pp 257-263. Balkema, Rotterdam.
- [10] Allen T., 1981. Particle Size Measurement. Chapman and Hall, London. BERGMAN O.R., RIGGLE J.W., WU F.C., 1973. Model rock blasting – Effect of explosives properties and other variables on blasting results, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, Vol. 10, pp. 586-612.
- [11] Ash R.L., Konya C.J., Rollins R.R., 1969. Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, Trans. Soc. Min. Eng. A. 1 .M.E. Vol .244, pp.427-435.
- [12] Ash R.L., 1963. The mechanics of the rock breakage (Part 1). Pit and Quarry 56 (2), 98–100.

- [13] Atchison T.C., Duval W.I., Pugliese J.M., 1964. Effect of Decoupling on Explosion – Generated Strain Pulses in Rock, U.S. Bur. Mines R.1. 6333.
- [14] Ayman B., 1996. Digital Image Analysis of Rock Fragmentation from Blasting. Department of Mining and Metallurgical Engineering. McGill University Montreal.
- [15] Bach G., April 1967. Size distribution of particles derived from the size distribution of their sections. In H. Elias, editor, Proceedings of the Second International Congress for Stereology, pages 174 - 186, Chicago.
- [16] Bagui M., 2015. Contribution à l'étude des filons aurifères d'Amesmessia (Hoggar Occidental), Mémoire de Magister, USTHB, Algérie.
- [17] Bergmann O.R., Wu F.C., Edl J.W., June 1974. Model rock blasting measures effect of delays and hole patterns on rock fragmentation. E/MJ Mining Guidebook: Systems for Emerging Technology, 124–127.
- [18] Bertrand J.M., Michard A., Boullier A.M., Dautel D., 1986b. Structure and U–Pb geochronology of Central Hoggar (Algeria): a reappraisal of its Pan-African evolution. *Tectonics* 5, 955–972.
- [19] Bertrand J., M.L., Caby R., 1978. Geodynamic evolution of the Pan-africain orogenic belt: A new interpretation of the Hoggar shield (Algerian Sahara). *Geologische Rundschau*, 67, pp 357-388.
- [20] Bertrand J.M., Boissonas J., Caby R., Gravelle M., Lelubre M., 1966. Existence d'une discordance dans l'Antécambrien du "fossé Pharusien" de l'Ahaggar occidental (Sahara central). *C.R.. Acad. Sci., Paris*, 262, 2197-2200.
- [21] Beucher S., 1990 Segmentation d'Images et Morphologie Mathématique. PhD thesis, Ecole des Mines de Paris.
- [22] Black R., Latouche L., Liégeois J-P., Caby R., Bertrand J-M., 1994. Pan-Africain displaced terranes in the Tuareg shield (central Sahara). *Geology* 22, p. 641-644.
- [23] Black R., Caby R., Moussine-Pouchkine A., Bayer R., Bertrand J.M.L., Boulier A.M., Fabre J., Lesquer A., 1979. Evidence for late Precambrian plate tectonics in West Africa. *Nature*, 278, 223-227.
- [24] Bonin B., Azzouni-Sekkal A., Bussy F., Ferrag S., 1998. Alkali-calcic and alkaline post-orogenic (PO) granite magmatism: petrologic constraints and geodynamic settings. *Lithos* 45, 45-70.
- [25] Boullier A.M., 1991. The Pan-African Trans-Saharan belt in the Hoggar shield (Algeria, Mali, Niger): A review. In: Dallmeyer, R.D., Lécorché, J.P., (Eds.), *The West African orogens and Circum-Atlantic correlatives*, Springer-Verlag, Berlin, 85-105.
- [26] Budiansky B., R J., O'Connell., 1976 "Elastic Moduli of a Cracked Solid," *Int. J. Solids Structures*, 12, pp 81-87.
- [27] Caby R., Bertrand J. M. L., Black R., 1981. Pan-African closure and continental collision in the Hoggar - Iforas segment, central Sahara. In Kroner, A. (ed) *Precambrian Plate Tectonics*, Elsevier, Amst. 407-434.
- [28] Caby R., 1970. La chaîne pharésienne dans le NW de l'Ahaggar (Sahara central, Algérie), sa place dans l'orogenèse du précambrien supérieur en Afrique. Thèse d'état, Univ-Montpellier,336 p.
- [29] Cailleux et Tricart., 1963. La granulométrie des blocs et galets. Initiation à l'étude des sables et des galets, Centre de Documentation Universitaire,
- [30] Carlsson O., Nyberg L., 1983. A method for estimation of fragment size distribution with automatic image processing, *Proceedings of 1st International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting*, Lulea, Sweden, pp. 333-345.

- [31] Carter J.W., 1977. Analysis of a simple photographic method proposed for determining size distribution of ore fragments, USBM Laboratory Report RBM 77-03, pp. 1-19.
- [32] CEFICEM. Abattage des roches, Elaboration et mise en œuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).
- [33] Chavez R., Cheimanoff N., Schleifer J., 1996. Sampling problems during grain size distribution measurements, Proceedings of the 5th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast 5, Montreal, Canada, pp. 245-252.
- [34] Chavez R., 1996. Mise au point d'outils pour le contrôle du tir à l'explosif sous contraintes de production. Thèse de Doctorat. Ecole des Mines de Paris.
- [35] Chavez R., 1991. Amélioration du tir à l'explosif à l'aide de l'analyse d'images. Diplôme des études approfondies. Ecole des Mines de Paris. Institut national polytechnique.
- [36] Chikhaoui M., 1981. les roches volcaniques de Protérozoïque supérieur de la chaîne Pan-Africaine dans le N W de l'Afrique (Hoggar, Anti-Atlas, Adrar des Iforas). Caractérisation géochimique et minéralogique, implications géodynamiques. Thèse D. Sc. Montpellier. Centre geol. Et géophys. 183 p et annexe.
- [37] Chung S H & Katsabanis P D., 2000. Fragmentation prediction using improved engineering formulas. Int J Fragmentation by Blasting, vol 4, pp 198-207
- [38] Coates D.F., 1965. Rock Mechanics Principales, Mines Branch Monograph 874, Ottawa.
- [39] Cook B.K., Noble D.R., Preece D.S., Williams J.R., 2000. Direct simulation of particle-laden fluids, Proceeding of the 4th North American Rock Mechanics Symposium, Seattle, Washington, USA, pp. 279-286.
- [40] Cruz Orive. L., 1978. Particle size-shape distribution: The general spheroid problem, ii. Stochastic model and practical guide. Journal of Microscopy, Vol. 112:153 - 167, March.
- [41] Cruz Orive. L., August 1976. Particle size-shape distribution: The general spheroid problem, i. mathematical model. Journal of Microscopy, Vol. 107:235 - 253.
- [42] Cunningham C.V.B., 2005. The Kuz-Ram fragmentation model 20 years on. In Proceedings of the 4th European Federation of Explosive Engineers (EFEE) Conference, pages 201_210.
- [43] Cunningham C.V.B., 1987. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model: four years on. In Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 475_487.
- [44] Cunningham C.V.B., 1983. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 439_454.
- [45] Curran D.R., Seaman L., Shockley D.A., 1987. Dynamic Failure of Solids. Physics Reports 147(5 and 6), 253-388.
- [46] Curran D. R., 1982. In: Impact Dynamics, J. A. Zukas et al. (Eds), Wiley-Interscience, New York.
- [47] Da Gama C.D., 1984. Microcomputer simulation of rock blasting to predict fragmentation, Proceedings of the 25th U.S. Symposium on Rock Mechanics, Evanston, Illinois, pp. 1018-1030.
- [48] D'Andrea D.V., Fischer R.L. and Hendrickson A.D., 1970. Crater Scaling in Granite for Small Charges. U.S. Bur. Min. R.1. 7409.
- [49] DeHoff. R and Bousquet. P., 1970. Estimation of the size distribution of triaxial ellipsoidal particles from the distribution of linear intercepts. Journal of Microscopy, Vol. 92:119 - 135, October.

- [50] DeHoff. R and Rhines. F., 1968. Quantitative Microscopy. McGraw-Hill, Inc, New York.
- [51] DeHoff R., June 1962. The determination of the size distribution of ellipsoidal particles from measurements made on random plane sections. Transactions of the Metallurgical Society of AIME, Vol. 224:274 - 277.
- [52] DeHoff. R and Rhines. F., October 1961. Determination of number of particles per unit volume from measurements made on random plane sections: The general cylinder and the ellipsoid. Transactions of the Metallurgical Society of AIME, Vol. 221:975-982.
- [53] Delille. F., 2012. Recherche d'une prédition de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert. Thèse de Doctorat, Ecole des Mines, Paris, France.
- [54] Donzé F.V., Bouchez J., Magnier S.A., 1997. Modeling Fractures in Rock Blasting. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 34(8), 1153-1163.
- [55] Englman, R. and Jaeger Z., 1986. "Quarterly Progress Report for the Period Jan 1-March 31" Soreq Nuclear Research Center, 3/86.
- [56] ENOR., 1999. Documentation sur la géologie du gisement d'Amesmesssa. Entreprise Nationale d'Exploitation des mines d'or.
- [57] Ferkous, K. & Monié, P., 2002. Neoproterozoic shearing and auriferous hydrothermalism along the lithospheric N-S East In Ouzzal shear zone (Western Hoggar, Algeria, North Africa). Journal of African Earth Sciences 35, p (399-415).
- [58] Ferkous, K., Leblanc, M., 1995. Gold mineralization in the West Hoggar shear zone, Algeria. Mineralium Deposita 30, 211-224.
- [59] Field J.E. and Ladegaard – Pedersen, A., 1971. The Importance of the Reflected Stress Wave in Rock Blasting, Int. J. Rock. Mech. Min. Sci., Vil. 8, pp.213-226.
- [60] Fourcade S et Javoy M., 1985. Preliminary investigations of $^{18}\text{O}/^{16}\text{O}$ and D/H compositions in rhyo-ignimbrites in the In Hihaou (In Zize) Magmatic Center, central Ahaggar, Algeria. Contributions to Mineralogy and Petrology. Volume 89, Issue 2, pp 285–295.
- [61] Franklin J.A., Maerz N.H., 1987. Photographic measurements of jointing and fragmentation, Proceedings of the 2nd International Symposium on Field Measurements in Geomechanics, Kobe, Japan, Vol. 1, pp. 1-11.
- [62] Franklin J.A., Maerz N.H., 1986. Digital photo-analysis of rock jointing, Proceedings of the 39th Canadian Geotechnical Conference, Ontario, Canada, pp. 11-20.
- [63] Gaudin A.M., Meloy T.P., 1962. Model and a comminution distribution equation for repeated fracture, transactions of the Society of Mining Engineers of AIME, Vol. 223, pp. 43-50.
- [64] Girod, M., 1976. Le volcanisme récent. In: J. Fabre (Ed.), Introduction à la géologie du Sahara algérien et de ses régions voisines, SNED, Alger, pp. 342-364.
- [65] Grady, D.E., 1985. "The Mechanics of Fracture Under High-Rate Stress Loading," in Mechanics of Geomaterials, ed., Z. Bazant, (New York: John Wiley & Sons Ltd,), pp 129-156.
- [66] Grady D.E., Kepp M.G., 1980. Continuum Modeling of Explosive Fracture in Oil Sahale. Int.J. Rock. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 17, 147-157.
- [67] Grant J.R., Dutton A.J., 1983. Development of a fragmentation monitoring system for evaluating open slope blast performance at Mount Isa Mines, Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, Sweden, pp. 637-652.
- [68] GY. P., 1975. Théorie et pratique de l'échantillonnage des matières morcelées. Cannes : ED.PG.

- [69] GY. P., 1971. L'échantillonnage des minerais en vrac : théorie générale, erreurs opératoires, compléments. 2. Paris : Bureau de recherches géologiques et minières.
- [70] GY. P and Matheron. G., 1967. L'échantillonnage des minerais en vrac : théorie générale. 1. Paris : Bureau de recherches géologiques et minières.
- [71] Heiniö M., 1999. Rock excavation handbook, Sandvik Tamrock.
- [72] Heywood H., 1947. The scope of particle size analysis and standardization. Inst. Chem. Engr. Symp on Particle Size Analysis (UK).
- [73] Hino K., 1959. Theory and practice of Blasting, Nippokayaku Co. Ltd., Japan.
- [74] Hoek and Bray, J. W., 1981. Rock slope Engineering. 3rd Ed., The Institute of Mining Metallurgy. London.
- [75] Hudaverdi. T, Kuzu. C, Fisne. A., 2012. Investigation of the blast fragmentation using the mean fragment size and fragmentation index. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 56. 136–145.
- [76] Hunter. G.C., et al., 1990. A review of image analysis techniques for measuring blast fragmentation, Mining Science and Technology, 11. 19-36
- [77] Hustrulid., 1999. The fragmentation system concept. Blasting principles for open pit mining: General design concepts, Balkema, pp 24-61.
- [78] Jimeno, e.L., 1995. Drilling and blasting of rocks, Balkema.
- [79] Joel S. Kuszmaul., 1987. A technique for predicting fragmentation and fragments sizes resulting from rock blasting, 28th US Symposium on Rock Mechanics.
- [80] Kemeny, J, K Girdner, T Bobo & B Norton., 1999. Improvements for fragmentation measurements by digital imaging: Accurate estimation of fines. In Proc 6th Int Symp on Rock Fragmentation by Blasting, pp 103-109. Symposium series S21. SAIMM, Johannesburg.
- [81] Kemeny, J. Devgan, A. Hagaman, R and Wu. X., July 1993. Analysis of rock fragmentation using digital image processing. Journal of Geotechnical Engineering, Vol.119 (No. 7): 1144 - 1160.
- [82] Kristiansen, Kure, Vestre, Bergqvist., 1990. An investigation of heave and fragmentation related to explosive properties. Fragblast 90. Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Australian Institute of Mining and Metallurgy : Brisbane, pp 83-90.
- [83] Kuznetsov., 2001. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock., Soviet Mining Science. Vol 9, n°2, pp 144-148.
- [84] Langefors V. and Kihlstrom B., 1963. The Modern Technique of Rock Blasting, J. Wiley and Sons, New York.
- [85] Lantuejoul C. and Digabel H., 1977. Iterative algorithms. Proc. of 2nd European Symposium on Quantitative Analysis of Microstructures in Material Sciences, Biology and Medicine, pages 39–49.
- [86] Liégeois, J.P., Abdelsalam, M.G., Ennih, N., Ouabadi, A., 2012. Metacraton: Nature, genesis and behavior. Gondwana Research. Elsevier.
- [87] Lilly P., 1986. An empirical method of assessing rock mass blastability. In Proc. Large Open Pit Mining Conference (Aus IMM), pages 89_92.
- [88] Mackenzie A.S., 1966. Cost of explosives – Do you evaluate it properly?, Mining Congress Journal, pp. 32-41.
- [89] Maerz N & Zhou W., 2000. Calibration of optical digital fragmentation measuring systems. Int J Fragmentation by Blasting, vol 4, pp 126-138.
- [90] Maerz N. H., 1999. 'Online fragmentation analysis: Achievements in the mining industry', Center For Aggregates Research (ICAR) Seventh Annual Symposium Proceedings, Austin Texas, pp.C1-1-1 to B1-1-10.

- [91] Maerz, N. H., Palangio, T. C. and Franklin, J. A., Aug 1996. WipFrag image based granulometry system. Proceedings of the FRAGBLAST 5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation, Montreal, Quebec, Canada, 23-24, pp. 91-99.
- [92] Maerz N. H., Franklin J. A., Rothenburg L., Coursen D. L., 1987. Measurement of rock fragmentation by digital photoanalysis, Proceedings of the 6th International Congress on Rock Mechanics, Montreal, Canada, pp. 687-692.
- [93] Maerz, N. Franklin, J and Coursen. D., February 1987. Fragmentation measurement for experimental blasting in Virginia. In Society of Explosives Engineers Proceedings of the Third Mini-Symposium on Explosives and Blasting Research, pages 56-70,Miami, FL.
- [94] Marignac, C. & Semiani, A., 1996. Metallogenesis of the late Pan-African gold-bearing East In Ouzzal shear zone (Hoggar, Algeria). Journal of metamorphic Geology, 14, 783-801.
- [95] Mario A. Morin., et al., 2006. Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz–Ram model, Computers & Geosciences 32. 352–359
- [96] Mcqueen R.G., March S.P., Taylor, J.W., Fritz, J.N., and Crater, W.J., 1970. The equation of state of solids from shock wave studies in high velocity impact phenomena ed. Rinslaw, Academic press, New York, pp.294-419.
- [97] Meyer J. L., Juin 2002. - Article 6.1.3. Foration. In Les Techniques de l'Industrie Minérale, volume N° 14 "TIRS" - Tome 2: Applications et implications, pages 14-22.
- [98] Michaud, Blanchet., 1996. Establishing a quantitative relation between post blast fragmentation and mine productivity: a case study. Proceeding of the 5th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Balkema : Montréal, pp 389-396.
- [99] Moodley, Cunningham, Lourens., 1996. Measuring the effect of blasting fragmentation on hard rock quarrying operations. Proceeding of the 5th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Balkema : Montréal, pp 353-360.
- [100] Munjiza A., Owen R.J., Banic N., 1995. A Combined Finite-discrete Element Method in Transient Dynamics of Fracturing Solids Eng. Computations 12, 145-174.
- [101] Napier-Munn. T. J, Morrell. S, Morrison. R. D, and Kojovic. T., 1996. Mineral comminution circuits : Their operation and optimization. Julius Kruttschnitt Mineral Research Center, Indooroopilly. Australia.
- [102] Nourry, D., 2002. Utilisation de réseaux de Neurones pour examiner la fragmentation des roches à l'explosif et établir son influence sur la rentabilité de l'exploitation dans les carrières; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieur des Mines de Paris.
- [103] Nyberg L, Carlsoon O, Schmidtbauer B., 1982. Estimation of the size distribution of fragmented rock in ore mining through automatic image processing, Proceedings of the 9th IMEKO congress of the International Measurement Confederation held, Berlin-West. Amsterdam, pp.293–301.
- [104] ORGM., 1995. Rapport des travaux sur l'évaluation de gisement Amesmessia, Office National de recherche géologique et minière.
- [105] Ouchterlony F., 2005. The Swebrec© function: Linking fragmentation by blasting and crushing. Mining Technology. Vol. 114. pp. 29-44 .
- [106] Outal S., 2006. Quantification par analyse d'images de la granulométrie des roches fragmentées : amélioration de l'extraction morphologique des surfaces, amélioration de la reconstruction stéréologique. Thèse de Doctorat, Ecole des Mines, Paris, France.
- [107] Ozkahraman. H.T., 2006. Fragmentation assessment and design of blast pattern at Goltas Limestone Quarry, Turkey, International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 43. 628–633.

- [108] Potyondy D.O, Cundall P.A., 1996. Modeling of Stoch-and Gas-driven Fractures Induced by Blast Using Bonded Assemblies of Sphericale Particles. Rock Fragmentation by Blasting. A.A. Balkema/Rotterdam, Brookfield.
- [109] Pozdniakov N., 1993. Rapport de fin des travaux sur l'évaluation du gisement d'Amesmessa avec récapitulatif des réserves au 01/10/1993. Rapport inédit, O.R.G.M.
- [110] Preece D, Thore B.J, Baer M.R, Swegle J.W., 1994. Computer Simulation of Rock Blasting: A Summary of Work from 1987 through 1993. SAND 29-1027, Unlimited Release.
- [111] Rosin P, Rammler E., 1933. The laws governing the fineness of powdered coal. In J. Inst. Fuel, volume 7 (31), pages 29_36.
- [112] Rustan A., 1990. Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, 3rd Int Sympo on Rock Fragmentation by Blasting, Brisbane, pp 303-310.
- [113] Saltikov S., April 1967. The determination of the size distribution of particles in an opaque material from a measurement of the size distribution of their sections. In H. Elias, editor, Proceedings of the Second International Congress for Stereology, pages 163 - 173, Chicago.
- [114] Sanchidrian J. A, *et al.*, 2006. A Practical Procedure for the Measurement of Fragmentation by Blasting by Image Analysis, Rock Mech. Rock Eng. 39 (4), 359–382.
- [115] Sang Ho Cho1, Masaaki Nishi2, Masaaki Yamamoto3 and Katsuhiko Kaneko., 2003. Fragment Size Distribution in Blasting, Materials Transactions, Vol. 44, No. 5 pp. 951 to 956.
- [116] Santalo L. A., 1976. Integral geometry and geometric probability. Addison-Westley.
- [117] Santamarina J. C, Franklin J. A, Morley M & Wang D. S., 1996. In Measurement of Blast Fragmentation, J Franklin & T Katsabanis eds, pp 133-139. Balkema, Rotterdam.
- [118] Schleifer J, Tessier B., 2000. Fragmentation assessment using the FragScan system: Quality of blast, In: Holmberg, R (Ed.), Explosives and Blasting Technique, Balkema, Rotterdam, pp. 111–115.
- [119] Schleifer J, Tessier B., 1996. FRAGSCAN: A tool to measure fragmentation of blasted rock, In: Franklin J.A., Katsabanis T (Eds.), Measurement of Blast Fragmentation, Balkema, Rotterdam, pp. 73–78.
- [120] Scott A, Cocker A, Djordjevic N, Higgins M, La Rosa D, Sarma K. S, and Wedmaier R., 1996. Open Pit Blast Design Analysis and Optimization. Julius Kruttschnitt Mineral Research Center, Indooroopilly. Australia.
- [121] Semiani A, Bellal M, Bennouh A., 2004. La métallogénie de l'or liée à l'évolution de la chaîne Panfricaine du massif du Hoggar (Sud de l'Algérie): influence des socles anté-panafricains dans le processus de mise en place des minéralisations aurifères. Bulletin Service Géologique Algérie 15, 107-133.
- [122] Semiani A., 1995. Métallogénie de la zone de cisaillement aurifère Est-Ouzzalienne ; structure, pétrologie et géochimie des gisements d'Or de Tirek-Amesmessa (Hoggar occidental, Algérie). Thèse doct. Université de Rennes-I, 262p.
- [123] Smith M. R and Collis L., 1993. Aggregates, volume The Geological Society. London.
- [124] Srhiar T., 1999. Etude et amélioration du processus de mesure de la granulométrie par analyse d'images : Réalisation d'un banc d'essais. Thèse PhD, Ecole des Mines de Paris.
- [125] Stagg, Rholl, Otterness, Smith., 1990. Influence of shot design parameters on fragmentation. Fragblast 90. Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Australian Institute of Mining and Metallurgy Brisbane, pp 311-317.

- [126] Tallis G., March 1970. Estimating the size distribution of spherical and elliptical bodies in conglomerates from plane sections. *Biometrics*, Vol. 26(No. 1):87 -103.
- [127] Tessier B., 2008. FragScan, Prise d'images et échantillonnage, Principes généraux. mémoire non publié, Ecole des Mines de Paris, France.
- [128] Tessier B, Schleifer J, Grasedieck A, Sanchidrian J. A, Ouchterlony F., 2001: Description and documentation of the fragmentation and blast data system installed in the quarries. Technical Report n° 12, Less Fines Project, E.U. contrat G1RD-CT-2000-00438, École Nationale Supérieure des Mines, Paris.
- [129] Taylor L. M, Chen E. P, and Kuszmaul J. S., 1986. "Microcrack-Induced Damage Accumulation in Brittle Rock Under Dynamic Loading", *Computer Methods in Applied Mechanics and Engineering*, 55(3), pp 301-320.
- [130] Underwood E.E., 1970. Quantitative stereology, Addison-Wesley, Reading Massachusstts.
- [131] Van Zyl D., 1986. An approach to incorporate rock fabric information in blast fragmentation investigations, *Proceedings of the Second Mini-Symposium on Explosives and Blasting Research*, Georgia, pp. 81-91.
- [132] Venkatesh M., 2010. Limestone Rock Fragmentation Analysis Using WipFrag. Department of Mining Engineering. National Institute of Technology. Rourkela.
- [133] Wacker J., 1962. *Journal of Applied Physics*, Vol.33, pp.922.
- [134] Weibel E.R., 1980. Stereological methods, Vol. 2, Theoretical foundations, Academic Press, London.
- [135] Weible E.R., 1979. *Stereological Methods*, volume 1. Academic Press, London,UK.
- [136] Wicksell S., 1926. The corpuscle problem: Second memoir, case of ellipsoidal corpuscles. *Biometrika*, Vol. 1S:152 - 170.
- [137] Wicksell S., 1925. The corpuscle problem: A mathematical study of a biometric problem. *Biometrika*, Vol. 17:S4 - 99.

Annexe

Caractéristiques des explosifs fournis par l'Onex (Algérie)

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

Dimensions des cartouches

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

Gélanit

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

Marmanit

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

N 18

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

Carinit

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

Quelques images d'échantillonnage de tir (A2015)



Quelques images d'échantillonnage de tir (B2015)



Quelques images d'échantillonnage de tir (C2015)



Tableau des résultats bruts de l'analyse granulométrique numérique tirés de FragScan pour le tir (A2015)

Nom	TIR A 2015													
Date	04/06/2015 14:22:09													
Status	En cours													
Tamis Maille (mm)	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630	800	1000	1250	>1250
Surface (pixel)	431352	519548	620766	730301	779151	795155	807941	807941	807941	807941	807941	807941	807941	807941
Volume (m3)	0,067656426	0,08494806	0,10975397	0,14411452	0,1632695	0,17111383	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029
Proportion (%)	0,377947126	0,4745429	0,61311539	0,80506275	0,91206768	0,95588823	1	1	1	1	1	1	1	1
Volume/Tamis (m3)	0,067656426	0,01729164	0,0248059	0,03436055	0,01915498	0,00784433	0,00789646	0	0	0	0	0	0	0
Vecteur de correction	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Volume/Tamis corrigé (m3)	0,067656426	0,01729164	0,0248059	0,03436055	0,01915498	0,00784433	0,00789646	0	0	0	0	0	0	0
Volume cumulé corrigé (m3)	0,067656426	0,08494806	0,10975397	0,14411452	0,1632695	0,17111383	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029	0,17901029
Passant corrigé (%)	0,377947126	0,4745429	0,61311539	0,80506275	0,91206768	0,95588823	1	1	1	1	1	1	1	1
Estimation des fines	Solution initiale	Solution finale												
Taille max estimée (mm)	315	315												
D50	125	125												
b	2	2												
Ln(TMax/D50)	0,924258902	0,9242589												
Tamis maille (mm)	25	31,5	40	50	63	80	100	125	160	200	250	315		
Passant brut (%)							0,37794713	0,4745429	0,61311539	0,80506275	0,91206768	0,95588823	1	
Passant corrigé avec fines (%)	0,117441478	0,13876435	0,16707226	0,20138595	0,24800214	0,31261019	0,39352297	0,5	0,65055145	0,80544278	0,94115395	1		
Erreur	0	0	0	0	0	0,00426891	0,00656423	0,01279509	0,02387374	0,01136887	0,0002171	0		
Somme des erreurs	0,059087944													

Tableau des résultats bruts de l'analyse granulométrique numérique tirés de FragScan pour le tir (B2015)

Nom	TIR B 2014													
Date	04/06/2015 16:21:30													
Status	En cours													
Tamis Maille (mm)	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630	800	1000	1250	>1250
Surface (pixel)	760270	879853	990255	1083978	1141672	1180593	1180593	1180593	1180593	1180593	1180593	1180593	1180593	1180593
Volume (m3)	0,06288157	0,07700075	0,09341816	0,11334332	0,13026687	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442
Proportion (%)	0,426997704	0,52287409	0,6343566	0,76965853	0,884578	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Volume/Tamis (m3)	0,06288157	0,01411918	0,01641741	0,01992516	0,01692355	0,01699755	0	0	0	0	0	0	0	0
Vecteur de correction	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Volume/Tamis corrigé (m3)	0,06288157	0,01411918	0,01641741	0,01992516	0,01692355	0,01699755	0	0	0	0	0	0	0	0
Volume cumulé corrigé (m3)	0,06288157	0,07700075	0,09341816	0,11334332	0,13026687	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442	0,14726442
Passant corrigé (%)	0,426997704	0,52287409	0,6343566	0,76965853	0,884578	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Estimation des fines	Solution initiale	Solution finale												
Taille max estimée (mm)	250	250												
D50	100	100												
b	2	2												
Ln(TMax/D50)	0,916290732	0,91629073												
Tamis maille (mm)	25	31,5	40	50	63	80	100	125	160	200	250			
Passant brut (%)						0,4269977	0,52287409	0,6343566	0,76965853	0,884578	1			
Passant corrigé avec fines (%)	0,136707727	0,16364367	0,2	0,24478668	0,3064895	0,3927167	0,5	0,63603195	0,80825984	0,94401387	1			
Erreur	0	0	0	0	0	0,00117519	0,00052322	2,8068E-06	0,00149006	0,00353262	0			
Somme des erreurs	0,006723901													

Tableau des résultats bruts de l'analyse granulométrique numérique tirés de FragScan pour le tir (C2015)

Nom	TIR C 2015																	
Date	04/06/2015																	
Status	En cours																	
Tamis Maille (mm)	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630	800	1000	1250	>1250				
Surface (pixel)	2365883	2913499	3421970	4025035	4398186	4525022	4617539	4655442	4655442	4655442	4655442	4655442	4655442	4655442				
Volume (m3)	0,336677571	0,45169307	0,60163707	0,83511189	1,05090516	1,1881662	1,28453251	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856				
Proportion (%)	0,246370734	0,33053569	0,4402603	0,6111103	0,76902145	0,86946505	0,93998307	1	1	1	1	1	1	1				
Volume/Tamis (m3)	0,336677571	0,11501549	0,14994401	0,23347482	0,21579326	0,13726105	0,09636631	0,08201604	0	0	0	0	0	0				
Vector de correction	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1				
Volume/Tamis corrigé (m3)	0,336677571	0,11501549	0,14994401	0,23347482	0,21579326	0,13726105	0,09636631	0,08201604	0	0	0	0	0	0				
Volume cumulé corrigé (m3)	0,336677571	0,45169307	0,60163707	0,83511189	1,05090516	1,1881662	1,28453251	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856	1,36654856				
Passant corrigé (%)	0,246370734	0,33053569	0,4402603	0,6111103	0,76902145	0,86946505	0,93998307	1	1	1	1	1	1	1				
Estimation des fines	Solution initiale	Solution finale																
Taille max estimée (mm)	1250	1250																
D50	200	200																
b	2	2																
Ln(TMax/D50)	1,832581464	1,83258146																
Tamis maille (mm)	25	31,5	40	50	63	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630	800	1000	1250
Passant brut (%)						0,24637073	0,33053569	0,4402603	0,6111103	0,76902145	0,86946505	0,93998307	1	1	1	1	1	1
Passant corrigé avec fines (%)	0,179954166	0,19863151	0,22085936	0,24478668	0,27336837	0,30769231	0,34488315	0,38778946	0,44280002	0,5	0,56455793	0,6386966	0,72119309	0,8	0,87735326	0,94401387	0,98539	1
Erreur	0	0	0	0	0	0,00376034	0,00020585	0,00275319	0,02832835	0,07237254	0,09296835	0,09077354	0,0777333	0,04	0,01504222	0,00313445	0,00021345	0
Somme des erreurs	0,427285571																	

