الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République algérienne démocratique et populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique
جامعة العربي التبسي – تبسة
Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
معهد المناجم
Institut des mines
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا
Département des mines et de la géotechnologie

Thèse de Doctorat

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

Filière : Génie minier

Option : Exploitation minière

Analyse numérique des techniques d'exploitation du calcaire.

Présentée et soutenue par :

Derbal Chemseddine

Devant le jury:

	Nom etPrénom	Grade	Etablissement
Président :	Nouioua Ismail	Prof	Université Larbi Tebessi - Tebessa
Encadreur :	Djellali Adel	Prof.	Université Larbi Tebessi - Tebessa
Co-Encadreur :	Atia Moussa	MCA	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examinateur :	Zahri Farid	MCA	Université Ferhat Abbas - Sétif
Examinateur :	Zenati Noureddine	Prof	Université Med Ch.Messaadia – Souk Ahras
Examinateur :	Hadji Rihab	Prof	Université Ferhat Abbas - Sétif

Promotion 2024-2025



Remerciements

Je remercie gracieusement le personnel de l'entreprise ERCE de Hadjar Soud, les défunts Mr S.Aissani, Mr A.Ghelbi et Mr Ch.Saifi ... Ils ont contribué grandement à ma formation d'ingénieur dès l'été de l'année 1985. A mon chef de département recherche au niveau de Sonatrach Mr Taïbi, à Mr Bitam de l'EREM ... Ceux qui ont encadré mon début de carrière professionnelle. A Mon collègue du département recherche Mr.Aissaoui, formé au Colorado School of Mines.

A mes anciens directeurs d'institut : M.Debbouz et M.Boumaagouda et au recteur Pr. N.Kechkar qui disait que je réfléchissais bien.

Au défunt Gadri Larbi qui a été le premier encadreur de cette thèse.

Enfin mes sincères remerciements aux deux personnes à qui je dois tout : Dr Boris Zakhartchouk et Dr Hannachi El Bahi. Ils m'ont formé avec talent. A tous les enseignants ex-soviétiques qui nous ont formés avec dévouement, j'en retiens pour ma part Dr Gavrich, Dr Dikarev, Dr Boudnariouka, Dr Maikovic, la Bulgare Dr Veska Radeva qui venait me réveiller chez moi en 1989 pour m'initier à la stéréographie à Djebel Safia.

Enfin et surtout à Mr Dr Nouioua Ismail émérite enseignant, qui a bien voulu présider mon jury de soutenance, Messieurs les docteurs : Pr Zenati Noureddine, Pr Hadi Rihab, Dr Zahri Farid pour avoir accepté d'examiner ce travail et la palme de mes remerciements va à mon directeur de thèse Dr Djellali Adel et mon co-encadreur Attia Moussa.

Dédicaces

Je dédie mon chef d'œuvre à la mémoire de mes grands parentsMahdar Abdelkader et Sammar Yasmina, ceux qui m'ont élevé dès les premiers jours de ma naissance, ils m'ont inculqué une éducation exemplaire et moderne. A ma très douce, très instruite et très belle maman Sadika. A mon défunt père Leboukh El Hadi ... A mon papa Derbal Mouloud, paix à son âme.

A mes enfants Mohamed Aniss (et son épouse Kamila), Fares Malik et Imene. A leur mère Karima ... et à mon petit fils Youcef, sa soeur Assinet et la suite de mes petits-enfants ...

A mes maîtresses de France dont Mme Yolande Deichfischer, celle qui m'a initié à cette très belle langue que j'adore : le Français.

A Melle Belkhiri Anissa, la meilleure étudiante qu'on a eu au niveau de l'Institut des mines de Tébessa, mon amie et celle qui m'a aidé à la confection de cette thèse. A tous les majors de promo que j'ai encadré : Zendaoui Louiza, Goudjil Hanane, Bouziane Chadia, Dr Boujellal Djamel, Dr Tabet Abdelhak, Boutarfa Chahrazed, la défunte Ghighassi Sabah ... et d'autres que je n'oublierai jamais. Sans oublier une que je n'ai pas encadré mais qui me considère comme le meilleur enseignant de sa vie : Allel Chaima.

A tous les compétents et bien élevés collègues de travail... A la mémoire de mes collègues Benziat Hamza et Kara Mohamed.

A mes partenaires lors de mes triomphes en coupe et championnat d'Algérie de pétanque en particulier Sekhri Akli.

A mes étudiantes à encadrer Houam Chifa et Mokrani Nourhene, mes collègues de chambre Dr Zaamouche Fares, Dr Lifa Saïd, Dr Sellami Saïf, Dr Mansouri Lakhdar et Dr Tebboub Omar.

Enfin à la Moudjahida Djamila Bouhired et ma camarade Mme Louiza Hanoune. A l'Algérie de Boudiaf dont ON a liquidé l'espoir ... à jamais.

Résumé

L'optimisation de la fragmentation dans les opérations minières constitue un défi majeur, exacerbé par les fractures naturelles et induites, le clivage, et les inévitables approximations dans les paramètres de conception des tirs. Les recherches actuelles mettent, principalement, l'accent sur l'optimisation du sens de progression des travaux miniers en ce qui concerne la distribution de la puissance et de la teneur; cependant, le comportement dynamique des fractures au sein de la masse rocheuse joue également un rôle crucial. Ces fractures ont un impact non seulement sur la stabilité de la masse rocheuse, mais également sur le choix des techniques de tir. Cette étude vise à améliorer le contrôle des résultats du tir en incorporant l'impact de la fissurité naturelle, ce qui permet d'améliorer l'efficacité technique, la viabilité économique et la sécurité des opérations minières. Nous appliquons une modélisation géométrique qui utilise la cartographie numérique et la stéréographie pour prendre en compte ces fractures évolutives. L'objectif principal est de réduire le volume de matériaux surdimensionnés, contribuant ainsi à une gestion minière plus rentable. Nous illustrons notre approche avec une étude de cas dans la carrière de calcaire d'Aïn El Kébira, dans la province de Sétif, dans le nord-est de l'Algérie, où nous mesurons la fragmentation des roches après le tir et discutons des implications pour une exploitation minière efficace.

Abstract

Optimizing fragmentation in mining operations presents a significant challenge, exacerbated by natural and induced fractures, cleavage, and inevitable approximations in blast design parameters. Current research primarily focuses on optimizing the direction of mining progress in terms of power and grade distribution; however, the dynamic behavior of fractures within the rock mass also plays a crucial role. These fractures impact not only the stability of the rock mass but also the choice of blasting techniques. This study aims to improve control over blasting outcomes by incorporating the impact of natural fracturing, thereby enhancing technical efficiency, economic viability, and safety in mining operations. We employ geometric modeling utilizing digital cartography and stereography to account for these evolving fractures. The primary objective is to reduce the volume of oversized materials, thus contributing to more cost-effective mining practices. We illustrate our approach with a case study at the Aïn El Kebira limestone quarry in the Sétif province of northeastern Algeria,

where we measure rock fragmentation post-blasting and discuss implications for efficient mining operations.

ملخص

تحسين التفتيت في عمليات التعدين يمثل تحديًا كبيرًا، يتفاقم بفعل الكسور الطبيعية والمستحثة والتشققات، والتقديرات اللافتراضية الواجبة في معلمات تصميم التفجير. تركز الأبحاث الحالية بشكل أساسي على تحسين اتجاه التقدم في عمليات التعدين من حيث توزيع القوة والدرجة؛ ومع ذلك، فإن السلوك الديناميكي للكسور داخل الصخور يلعب أيضًا دورًا حاسمًا. تؤثر هذه الكسور ليس فقط على استقرار الصخور بل تحدد أيضًا اختيار تقنيات التفجير. تهدف هذه الدراسة إلى تحسين السيطرة على نتائج التفجير من خلال تضمين تأثير التشققات الطبيعية، مما يعزز الكفاءة التقنية والجدوى الاقتصادية والسلامة في عمليات التعدين. نحن نستخدم النمذجة الهندسية التي تستفيد من الخرائط الرقمية والاستريوجرافيا لإحتساب هذه الكسور المتطورة. الهدف الرئيسي هو تقليل حجم المواد الكبيرة الحجم، مما يسهم في ممارسات تعدين أكثر فعالية من حيث التكلفة. نوضح نهجنا من خلال دراسة حالة في محجر الحجر الجيري في عين الكبيرة بولاية سطيف في شمال شرق الجزائر، حيث نقوم بقياس تفتيت الصخور بعد التفجير ونناقش الآثار على عمليات التعدين الفعَّالة.

Mots clés ; Fragmentation, fissurité naturelle, tir à l’explosif, modélisation, cartographie numérique, stéréographie, sens de progression, carrière d'Aïn El Kébira.

Liste des figures

Liste des figures

Fig I.1	Situation géographique du gisement de calcaire d'Ain El Kebira (Google earth, 2024).	08
Fig I.2	Carte de la région de Sétif (DPAT, 2010)	09
Fig I.3	Vue de la carrière	10
Fig I.4	Quantités de précipitations en mm et températures d'Ain El Kébira sise à Sétif	12
Fig I.5	Esquisse structura les de nord-est Algérien (Wildi, 1983)	12
Fig I.6	Carte géologique du Djebel Medjounès, et localisation du gisement de calcaire (d'après Carte Géologique d'Algérie au 1/50.000).	15
Fig I.7	Présentation des couches de calcaire	18
Fig I.8	Log stratigraphique synthétique du djebel Medjounès	19
Fig I.9	Les coupes géologie de gisement Madjounès I.	24
Fig I.10	Les coupes géologie de gisement Madjounès II.	25
Fig I.11	Photos d'essais au labo des mines (masse volumique apparente et absolue).	26
Fig I.12	Les éprouvettes et essais de compression simple.	27
Fig II.1	Modèle Numérique de Terrain MNT	32
Fig II.2	Carte de localisation du site	33
Fig II.3	Carte MNT Ombrée de la zone d'étude	34
Fig II.4	Carte des linéaments extraits à partir de la fontion Hill-shade.	34
Fig II.5	Rosace diagramme des linéaments extraits par la fonction Hill-shade.	35
Fig II.6	Photo montrant la digitalisation des discontinuités à partir les photos de terrain.	36
Fig II.7	Rosace diagramme des discontinuités digitalisées à partir des photos de terrain et pendage final.	36
Fig II.8	Code python pour le calcul du pendage des couches.	38
Fig II.9	Bloc Diagramme illustrant la teneur en Cao.	40
Fig III.1	Tas montrant un fort taux de hors-gabarits (Medjounès I)	42
Fig III.2	Tas montrant un fort taux de hors-gabarits (Medjounès II)	43
Fig III.3	Schéma de l'appareillage pour la prise de photo-planigramme du talus de roches abattues	44
Fig III.4	Dépendance du débit des hors-gabarite en fonction du diamètre des morceaux conditionnée	46
Fig III.5	Dépendance du débit des hors-gabarits en fonction de q	47
Fig III.6	Schéma de manifestation des forces pour la : A : Fragmentation mécanique ; B : Fragmentation des roches à l'explosif.	51

Liste des figures

Fig III.7	Dépendance du débit des hors-gabarits en fonction de q pour différents diamètres des charges et leur tirabilité de roches	53
Fig III.8	Dépendance du débit en hors-gabarits en fonction de q pour différentes catégorie de roches	54
Fig III.9	Construction des charges continues.	64
Fig III.10	Construction des charges avec le retard à l'intérieur des trous	66
Fig III.11	Construction des charges des trous de contour	68
Fig III.12	Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges discontinues	69
Fig III.13	Schémas des charges avec des intervalles vides.	69
Fig III.14	Schéma d'amorçage avec différents temps de retard des parties discontinues de la charge dans le trou.	71
Fig III.15	Variation de l'état de concentration du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges.	72
Fig III.16	Schéma d'initiation des charges.	73
Fig III.17	Dépendance de la résistance au pied du gradin à surmonter en fonction du diamètre de la charge.	75
Fig III.18	Schéma diagonal de connexion des charges.	77
Fig III.19	Dépendance des dépenses relatives du forage et du tir en fonction du coefficient de dureté f	77
Fig III.20	Dépendance de la ligne de moindre résistance à surmonter par une charge allongée.	84
Fig III.21	Schéma d'un trou chargé avec des charges de bloc.	85
Fig III.22	Schéma successif du tir à micro-retard.	87
Fig III.23	Schéma successif du tir à micro-retard avec une rangée de bouchon.	87
Fig III.24	Schéma du tir à mirco-retard par paire de trous.	88
Fig III.25	Schéma de tir à micro-retard assurant une largeur du tas.	88
Fig III.26	Changement des valeurs réelles a et w, lors du schéma diagonal d'initiation des charges.	90
Fig III.27	Schéma de montage du réseau CD (cordeau détonateur) avec le tir préliminaire des trous de contour du bloc 0. 25. 50. 75. 100. 125 : intervalles de retard.	90
Fig III.28	Exemples de mauvais tirs en masse dans les carrières.	91
Fig IV.1	Schéma de répartition de gradin au tir avec l'application des charges intermédiaire ; tir de trous auxiliaires 1, forés entre les trous principaux 2	95
Fig IV.2	Schéma de foration double rapprochée.	97
Fig IV.3	Minage des hauts-gradins.	99
Fig IV.4	Dépendance $P = f(t)$.	100

Liste des figures

Fig IV.5	Schéma de préparation de 2 gradins au tir	101
Fig IV.6	Schéma de disposition des rangées de trous lors du tir sur un mur de soutènement	102
Fig IV.7	Tir dans les conditions de milieu absolument serré. Les chiffres indiquent l'ordre du tir des trous et leur groupe.	104
Fig IV.8	Tir sur un mir de soutènement et sur un milieu serré.	105
Fig V.1	Processus de destruction sur différents modèles de fissuration	111
Fig V.2	Sens d'initiation des charges	112

Liste des tableaux

Liste des tableaux		
Tab I.1	Les coordonnées en UTM des points limites du gisement Medjounès I	**21**
Tab I.2	Les coordonnées en UTM des points limites du gisement Medjounès II	**21**
Tab I.3	Composition chimique du gisement de Madjounès I	**21**
Tab I.4	Composition chimique du gisement de Madjounès II	**22**
Tab I.5	Les réserves géologiques de gisement Madjounès I	**23**
Tab I.6	Les réserves géologiques de gisement Madjounès II.	**24**
Tab I.7	Données de départ.	**26**
Tab II.1	Pendage des couches.	**39**
Tab III.1	Exigences liées au tir et méthodes de fragmentation en fonction de la blocométrie naturelle.	**48**
Tab III.2	Exemple de schéma structural de la classification des roches d'après l'aptitude à l'extraction (pour une catégorie de roches).	**50**
Tab III.3	Classification des roches d'après la tirabilité pour les carrières	**58**
Tab III.4	Caractéristiques géomécaniques de quelques roches	**60**
Tab III.5	Coefficient de conversion des aptitudes de travail relatives	**61**
Tab III.6	Résultats expérimentaux pour différents taux d'amorçage dans les conditions de Krevoï-Rog.	**65**
Tab III.7	Contenu des fractions dans la masse minière après le tir pour différents modes d'initiation.	**67**
Tab V.1	Données de départ nécessaires	**113**
Tab V.2	Classification de la roche selon l'indice de tirabilité	**114**
Tab V.3	Classification de la roche selon l'indice de forabilité	**114**

Principales Abréviations

α : Angle du talus

Δ : Densité de la charge d'explosif

ε : Coefficient tenant compte des pertes d'énergie

Θ : Coefficient tenant compte des dépenses d'énergie pour la fragmentation

ρ : masse volumique de la roche

σc : Résistance limite de la roche à la compression

$\sigma_{dépl}$: Résistance de la roche au déplacement

$A_{ét}$: Aptitude au travail de l'explosif étalon

A_{exp} : Aptitude au travail de l'explosif utilisé

a : Distance entre les trous

b : Distance entre les rangées

CETIM : Centre d'Etudes et de services Technologiques de l'Industrie des Matériaux de construction

D_f : Forabilité des roches

d_{moy} : Diamètre moyen

d_c : diamètre moyen de la division dans le massif

d_k : dimension admissible (fixée) du morce

e : capacité de travail relative de l'explosif

E : Module d'élasticité

Es : Energie spécifique superficielle

H : Hauteur du gradin

J_m : Débit de la masse minière

K : Coefficient de transformation des unités des grandeurs physiques dans le système S.I ;

K_{frag} : Coefficient de fragmentation

l_{ch_1} : Longueur de la charge de la première rangée

l_{b_1} : Longueur de bourrage de la première rangée

l_{sf} : Longueur de sous forage

Abréviations

N_s : Nombre de sondeuses

P_{an} : Production annuelle

q_s : Consommation spécifique d'explosif

S_p : Nouvelle surface formée

Tv : Durée de vie

V_{hg} : Débit de hors gabarits

UTM : Universal Transverse Mercator

V : Volume de la roche à abattre

W : Capacité énergétique de destruction

w : Ligne de résistance au pied du gradin

ZFR : Zone de fragmentation réglée

ZFNR : Zone de fragmentation non réglée

SOMMAIRE

Remerciements I

Dédicaces II

Résumé III

Abstract III

ملخص IV

Liste des figures V

Liste des tableaux IX

Principales Abréviations X

Introduction générale 2

Problématique 6

Chapitre I : Géologie du gisement

Introduction 8

I.1 Situation géographique du gisement d'Ain El Kébira 10

I.2 Particularité économique de la région 10

I.3 Climatologie régionale 10

1.4 Géologie régionale 12

I.5 Géologie du gisement 12

I.6 Stratigraphie et lithologie du gisement calcaire de Djebel Medjounès 13

I.7 Géomorphologie 19

I.8 Tectonique de la région du gisement 19

Conclusion 27

Chapitre II : Cartographie numérique

Introduction 30

II.1 Cartographie numérique 29

II.1.1 Notions générales 29

II.2 Méthodes de travail 30

II.3 Cartographie numérique de notre région d'étude 31

II.3.1 Délimitation des gisements et localisation des sites 32

II.3.2 Traitement des images satellitaires et extraction des linéaments et discontinuités 33

Conclusion 40

Chapitre III : Analyse des paramètres d'abattage

Introduction 42

III.1 Méthodes de détermination du volume des hors-gabarits 44

III.2 Propriétés mécanico-techniques des roches et dimension du morceau conditionné 45

III.3 Classification des méthodes de réglage de la fragmentation des roches à l'explosif 50

III.4 Influence des paramètres de charge 51

III.4.1 Théorie de calcul de la consommation spécifique d'explosif 51

III.4.2 Construction des charges 61

III.5 Influence des paramètres géométriques 75

III.5.1 Diamètre de la charge et réseau de disposition des trous 75

III.5.3 Valeur de l'excès de forage et de la longueur du bourrage 84

III.5.4 Coefficient de rapprochement des charges et distance entres-elles 85

III.6 Influence du tir à micro-retard 85

III.6.1 Influence sur le degré de fragmentation : 89

III.7 Prévention des résultats négatifs des tirs des charges d'explosif 91

Conclusion 92

Chapitre IV : Méthodes contemporaines d'amélioration de la fragmentation

Introduction 94

IV-1 Augmentation de qualité de fragmentation dans la partie supérieure du bloc 94

IV.2 Méthode d'abattage par foration supplémentaire..... 95

IV.3 Paires rapprochées de charge..... 97

IV.4 Minage des hauts-gradins 98

IV.5 Tir dans un milieu serré..... 102

Conclusion 107

Chapitre V : Elaboration d'une méthodologie d'abattage

Introduction 109

V1. Elaboration d'un schéma de tir..... 109

V.1.2 Calcul des paramètres du schéma de tir..... 109

V.1.2.1 Règles à adopter avant toute conception 109

V.1.3 Schéma proposé..... 112

V.1.4 Diamètre de trou 115

Conclusion 119

Conclusion et perspectives 121

Bibliographie..... 123

Introduction générale

INTRODUCTION

La demande mondiale, toujours croissante, des matières premières nécessite une utilisation efficace des ressources minérales, jouant un rôle central dans la prospérité économique des nations du monde entier [1]. Les entreprises minières ont pour tâche de maximiser l'extraction des ressources tout en tenant compte de diverses considérations techniques, économiques et humaines.

La science et l'art du tir pour la fragmentation des roches dans l'exploitation minière ont considérablement évolué. Historiquement, les chimistes ont joué un rôle crucial dans le développement d'explosifs stables et puissants et dans l'adaptation de mélanges à des applications spécifiques. Ces dernières années, la recherche s'est intensifiée, motivée par la nécessité de minimiser les coûts du tir et d'améliorer la qualité de la fragmentation. Cette recherche englobe les progrès de la modélisation informatique, de la formulation explosive et de la photographie à grande vitesse [2]. Malgré ces efforts, parvenir à un contrôle précis des variables de fragmentation reste un défi important [3].

L'avènement des ordinateurs de grande puissance a stimulé la recherche sur des modèles continus, discontinus et continus-discontinus pour simuler la fracturation et la fragmentation. Certains chercheurs ont adopté une approche microstatique pour analyser la fracturation et la fragmentation explosives solides [4]. Bien que de nombreux modèles numériques existent, ils ont encore du mal à fournir des prévisions fiables et précises de la distribution granulométrique basées sur la géométrie et les propriétés mécaniques et physiques des roches [6].

Par exemple, dans les carrières de Krivoï-Rog, des roches avec une une dureté de f=12 ou plus donne généralement des fractions surdimensionnées minimes (moins de 0,5 %), tandis que la fraction de -400 mm représente 75 % à 90 %. Pour les roches plus tendres (f<12), le pourcentage de ces fractions peut atteindre 92-97 % [6]. L'obtention d'une fragmentation uniformément uniforme grâce au tir ouvre la voie à la mise en œuvre de technologies cycliques et continues dans les carrières. Ces technologies utilisent diverses méthodes de transport au sein de la carrière, telles que des excavatrices, le transport ferroviaire, des camions et des convoyeurs, pour déplacer le minerai dynamité vers les sites de traitement [7].

Pour justifier la viabilité économique de la technologie combinée, le minerai dynamité

doit contenir moins de 80 % de la fraction -400 mm [8]. Le bénéfice économique maximum est obtenu avec une taille de fraction de -300 mm, constituant 77 à 85 % du total [9]. Par conséquent, l'amélioration de la qualité de la fragmentation des roches est cruciale pour l'adoption généralisée de technologies combinées et futures continues dans les carrières [10].

Plusieurs pistes existent pour améliorer les performances techniques et économiques des opérations de forage et de tir [11]. Ceux-ci inclus: 1. Modernisation des méthodes et techniques de destruction des roches par explosifs. Cela comprend l'optimisation des paramètres de forage et de dynamitage, la sélection de techniques de forage, d'outils et d'explosifs efficaces, ainsi que l'exploration de nouvelles formes de méthodes de destruction de roches basées sur l'énergie ; 2. Développer et introduire de nouvelles technologies. Cela englobe des explosifs innovants, des types de forets et des composants associés, ainsi que de nouvelles technologies de forage et de tir spécialement conçues pour les carrières ; 3. Explorer des formes d'énergie alternatives pour la destruction des roches.

Cette thèse à pour objectf de traiter spécifiquement sur les perspectives d'avenir en matière de modernisation des opérations de forage et de tir. Nous avons choisi d'étudier les conditions d'exploitation minière d'Ain El Kébira, qui concernent essentiellement des calcaires sédimentaires. On observe la présence de deux systèmes de fracturation et d'un troisième système diffus sans orientation privilégiée [12].

Dans certains cas, la fréquence des fractions surdimensionnées est remarquablement élevée, pouvant atteindre 40 %. Cette contribution s'appuie sur des données minutieusement analysées fournies par le CETIM (Centre d'études et de services technologiques de l'industrie des matériaux de construction), complétées par des observations, mesures, déterminations et expertises de première main [12]. Notre méthodologie de tir s'appuie sur une modélisation géométrique et utilise des formules originales et inédites. Cette thèse présente un résumé analytique complet, intégrant une nouvelle perspective scientifique grâce à la cartographie numérique pour fournir toutes les données essentielles à sa compilation [13].

Cette étude prend en considération les points suivants : La nécessité de fragmenter la roche se basant sur une vraie technologie du tir locale et une industrie de fabrication des explosifs pas seulement en forme de poudres, mais qui encourage l'usage des gels, bouillies et émulsions. Il vise également à répondre aux problématiques actuelles auxquelles sont

confrontées les carrières de calcaire algériennes. Cela donne une portée plus précise à la revue de la littérature.

Dans certaines zones, le pourcentage estimé de matériaux surdimensionnés atteint un chiffre stupéfiant de 40 %, avec une médiane de 20 % pour l'ensemble du gisement (confirmé par photoplanimétrie). Cela souligne l'urgence de résoudre ce problème.

Sur les cinq chapitres composant cette thèse, les taches scientifiques sont englobées dans le chapitre un où on a présenté les conditions géologiques du gisement de Aïn El Kébira, la cartographie numérique de la région d'étude et la stéréographie des fronts de travail sont exposées dans le chapitre deux. Deux chapitres, le trois et le quatre contiennent des résumés analytiques sur les paramètres de conceptions d'un schéma de tir et l'autre chapitre consacré aux méthodes contemporaines d'abattage. Quant au chapitre cinq il contient la méthodologie de tir adoptée et les calculs nécessaires à l'élaboration d'un plan de tir soigné.

Le but du travail revient finalement à élaborer une méthodologie d'abattage à l'explosif rationnelle pour les nombreuses et différentes conditions minières algériennes.

Problématique

Problématique

Notre recherche aborde un sujet d'actualité lié à la réduction du taux de hors gabarits assez excessif dans les carrières d'Algérie. Ce problème est du à une mauvaise gestion de l'énergie du tir dans les différentes parties du gradin.

Dans certaines zones, le pourcentage estimé de matériaux surdimensionnés atteint un chiffre impressionnant de 40 %, avec une médiane de 20 % pour l'ensemble du gisement (confirmée par photoplanimétrie). Cela souligne l'urgence de résoudre ce problème.

Pour relever ce défi, notre étude est structurée autour de trois tâches clés :

1. Conception analytique des tirs : Nous utilisons une approche empirique pour analyser les schémas de tir et optimiser leur conception.
2. Caractérisation géométrique de la masse rocheuse : Nous exploitons les techniques de cartographie numérique pour obtenir des données modernes et pertinentes sur la géométrie de la masse rocheuse.
3. Recommandations de conception des schémas de tir : Sur la base des résultats des deux premières tâches, nous élaborons des recommandations pratiques pour une meilleure conception des schémas de tir.

CHAPITRE

I

Introduction

Le présent travail de recherche touche au souci du réglage de degré de fragmentation dans les conditions des carrières de calcaire d'Algérie ; après une expérience acquise en thèse de magister sur le même sujet de recherche au niveau de Hadjer Soud, massif de Djebel Safia touché par le métamorphisme, on a opté pour les conditions minières d'Ain Kébira, région sédimentaire où le pic de hors gabarits est le plus élevé sur l'ensemble des carrières d'Algérie et cela afin de spécifier les conditions géologiques et l'état structural du massif des roches minières qu'on aura à géométriser dans le but d'aboutir aux schémas de tir correspondants

I.1 Situation géographique du gisement d'Ain El Kébira

Le gisement de calcaire d'Ain El Kébira est situé à environ 20 Km au Nord-Est du chef lieu de la Wilaya de Sétif et à 7 Km au Sud de la Daïra d'Ain El Kébira dont il porte le nom (Fig I.1 ; Fig I.2). La route Ain El Kébira-Sétif passe à proximité de la carrière (Fig I.3).



Fig I.1 : Situation géographique du gisement de calcaire d'Ain El Kebira (Google earth, 2024).

Les coordonnées géographiques du centre du gisement sont :

Latitude = 36°19’05’’ N

Longitude = 5°29’50’’E

Ce gisement appartient au massif montagneux du Djebel Medjounès, caractérisé par un relief très prononcé, et qui s’étend sur environ 15 Km d’Est en Ouest, avec une largeur moyenne de 7 Km, atteignant une altitude de 1461 m au niveau du pic.

Le secteur d’étude est localisé sur le bord Ouest du Djebel Medjounès au lieu dit Krefdj El Kerma. [13]

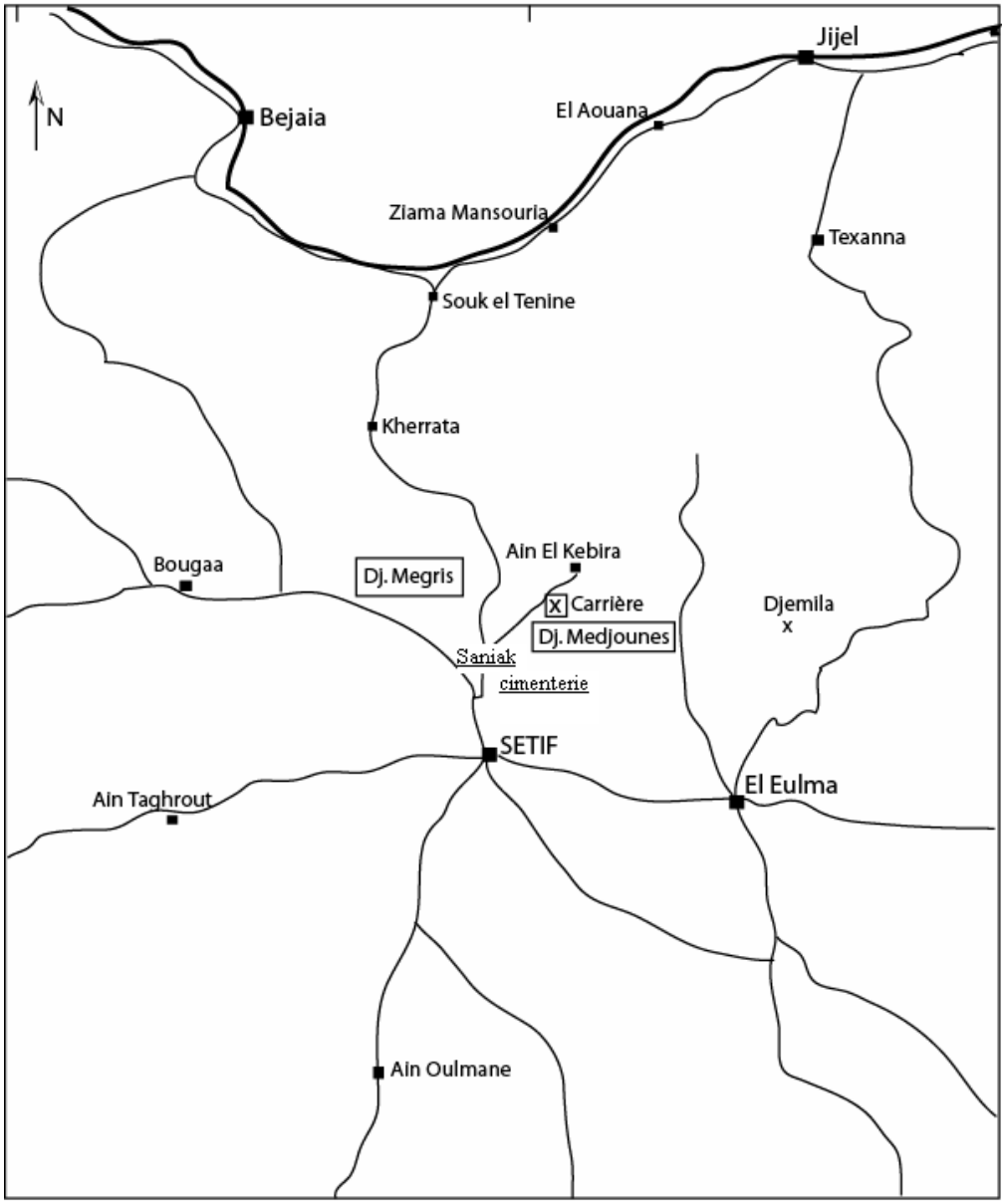


Fig I.2 : Carte de la région de Sétif (DPAT, 2010)



Fig I.3 : Vue de la carrière

I.2 Particularité économique de la région

La vocation principale de la région est agricole et industrielle. Les principales cultures sont les céréales.

La région dispose de nombreuses unités industrielles réparties à travers le territoire de la wilaya.

L'essentiel de l'activité industrielle est représentée par la production des plastiques, des produits électrochimiques, des boulons et robinets, des matériaux de construction, des produits agroalimentaires et des appareils de mesure et de contrôle.

Les ressources hydrauliques sont constituées par des retenues colinéaires et des barrages qui assurent la totalité des besoins en eau.

La région d'Ain El Kébira est entourée de plusieurs sites et monuments dont les vestiges des civilisations romaines (Djemila) et islamiques (Béni Aziz), ainsi que des stations thermales dont Hammam Guergour, Soukhna et autres. [14]

I.3 Climatologie régionale

- La Wilaya est caractérisée par un climat de type continental semi-aride avec des étés chaux et des hivers rigoureux;
- Les pluies hivernales sont torrentielles et responsables d'une importante érosion;
- En été les précipitations sont pratiquement nulles et les chaleurs sont très importantes et responsables de nombreux incendies;

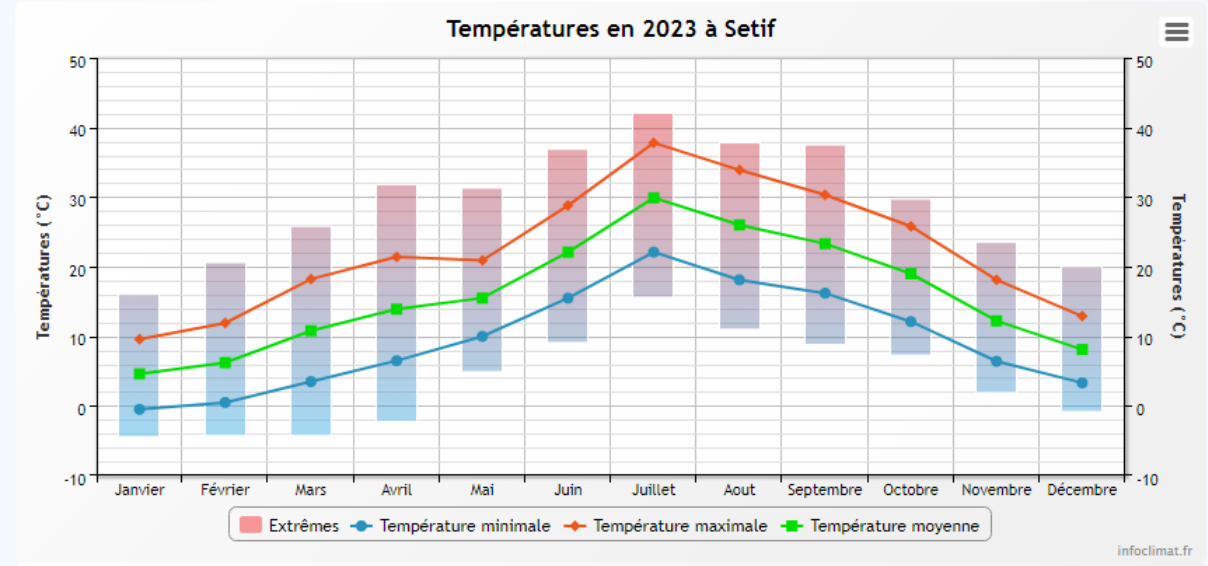
- Partout les pluies sont irrégulières d'une année à l'autre inégalement réparties;
- La région montagneuse reçoit environ 700 mm de précipitations en moyenne annuellement.
- La région des hautes plaines reçoit 400 mm de précipitations.

La Wilaya (Fig I.4) est moyennement ou peu gélifiée néanmoins la zone montagneuse est la plus gélifiée de la Wilaya.

Durant la saison froide, la Wilaya enregistre des chutes de neige bénéfiques aux sols, l'attitude élevée maintient les neiges jusqu'au mois de Mars et même Avril de certaines années.

Au cours de la saison printanière, les gelées blanches font des ravages sur les hautes plaines et influent négativement sur la production agricole.

Les températures sont élevées au cours de la saison estivale, en particulier les mois de Juillet et Août, par contre elles sont basses pendant l'hiver notamment au mois de Décembre et Janvier. [15]



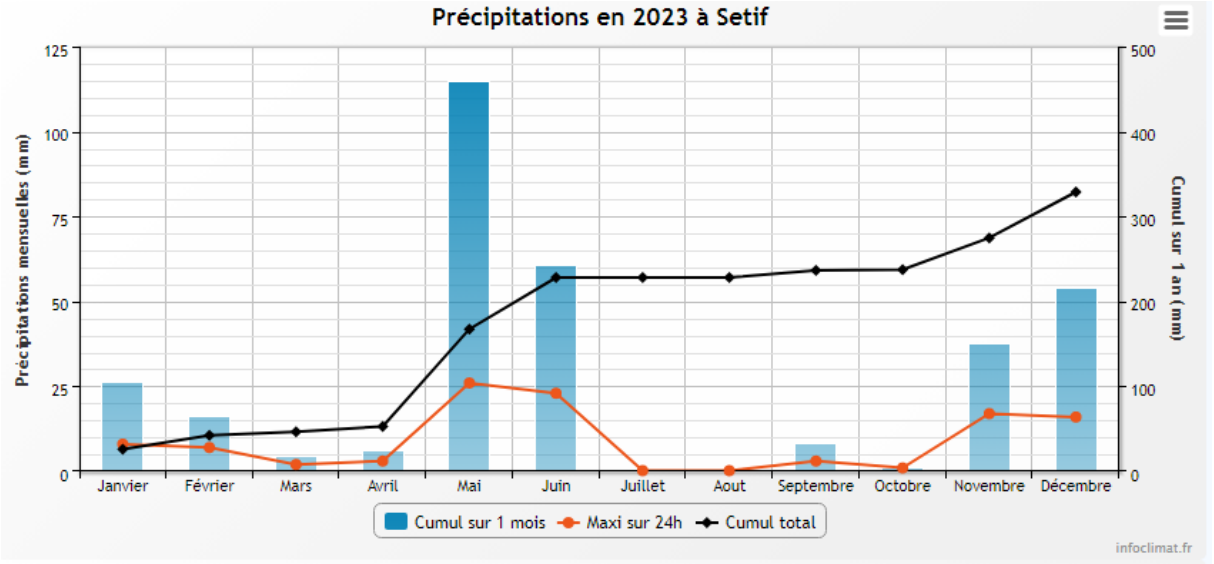


Fig I.4 : Quantités de précipitations en mm et températures d'Ain El Kébira sise à Sétif (2020/2021). [16]

I.4 Géologie régionale

Nombreux sont les travaux qui ont traité de la géologie du Nord Algérien [17], du Nord au Sud, on distingue un domaine interne englobant le socle et la dorsale kabyle, il est séparé du domaine externe par le domaine des flyschs. Le gisement d'étude fait partie de ce cadre précis (Fig I.5).

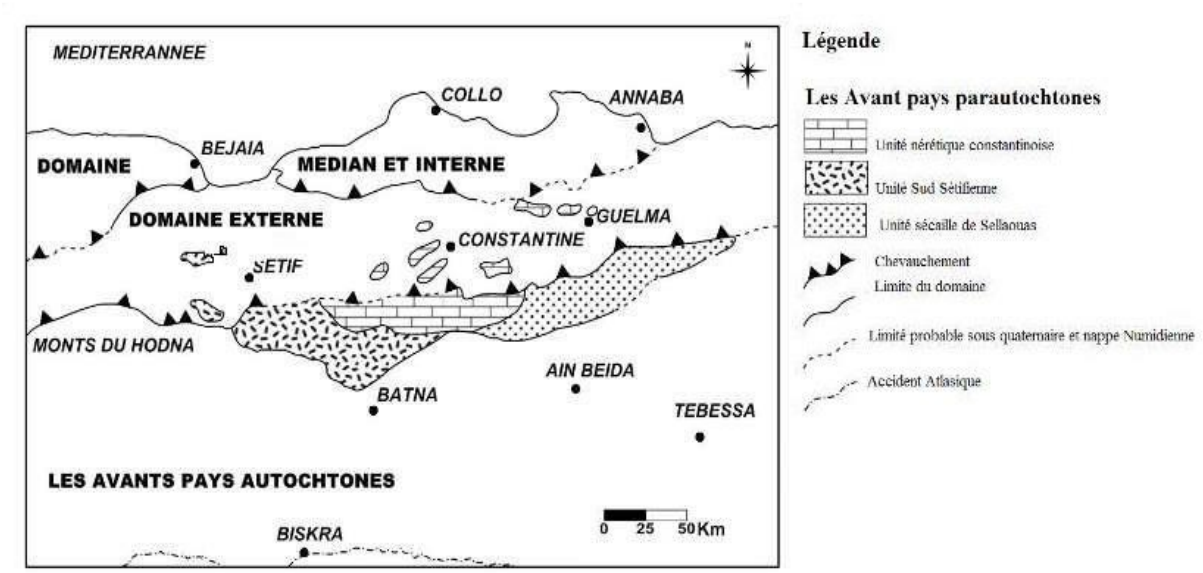


Fig I.5: Esquisse structurale du nord-est Algérien (Wildi, 1983)

I.5 Géologie du gisement

Le gisement de calcaire étudié se situe sur le bord Ouest du Djebel Medjounès qui s'étend sur une longueur de 13 Km et une largeur de 07 Km. Il en constitue l'avant-pays de ce grand massif et est limité à son pied Ouest par un oued nommé Chaâbet Rebiha.

Sa limite Nord est formée par une dépression large d'environ 150 m et celle Est consiste en une gorge dite celle de Ben Djedda.

A l'origine, la dénivelée entre les points les plus hauts et plus bas du gisement est de l'ordre de 206 m.

I.6 Stratigraphie et lithologie du gisement calcaire de Djebel Medjounès

La série stratigraphique du massif et de son voisinage comprend les formations sédimentaires du Trias, du Crétacé, du Tertiaire et du Quaternaire. Les formations du Crétacé et du Tertiaire appartiennent à la nappe de Djemila qui couvre des surfaces considérables sur la moitié nord de la carte géologique de Sétif au 1/200.000. Le sondage MDJ-1 réalisé sur le flanc ouest du Djebel Medjounès (à proximité du gisement calcaire) donne une coupe stratigraphique du massif. Notons qu'à partir de la profondeur de 1498 m, les séries appartiendraient à la nappe péni-tellienne.

a. *Le Trias :* Au pied du Djebel Medjounès (dans sa partie Sud-Est) affleure le Trias sous forme d'un amas composé d'argiles bariolées, de gypses roses ou rouges et de gros calcaires dolomitiques.

b. *Le Crétacé :* Les roches du Djebel Medjounès appartiennent en majeure partie au Crétacé Supérieur. On distingue les séries suivantes :

- Marnes noires du Campanien-Maestrichtien inférieur : cette formation affleure sur le flanc sud-est du Djebel Medjounès, et occupe une faible superficie (2 Km^2). Elle est constituée de marnes noires à boules jaunes ;
- Calcaires bien réglés (dits du Matrouna et du Djebel Medjounes) du Campanien supérieur et Maestrichtien : Il s'agit d'une puissante série (250 m d'épaisseur) de calcaires massifs noirs bien lités en alternance avec des bancs marneux très minces. Les calcaires sont lités en bancs métriques groupés en barres bien individualisées (4 ou 5) atteignant 80 m d'épaisseur (***Le gisement de calcaire étudié dans ce travail appartient à cette série) ;***
- Marnes noires du Maestrichtien supérieur à Paléocène **:** cette série, qui affleure au pied du Djebel Medjounès, est composée de marnes noires, toujours très froissées, parfois à boules

jaunes. Les marnes de cette série qui affleurent au voisinage de la carrière de calcaire sont exploitées pour l'alimentation de la cimenterie.

c. *Le Tertiaire :* Sur le flanc nord du Djebel Medjounès, les marnes noires du Maestrichtien supérieur-Paléocène passent sans lacunes stratigraphiques à des calcaires bitumineux blancs de l'Yprésien-Lutétien inférieur. Cette série est couronnée par des marnes noires ou gris à boules jaunes du Lutétien.

d. Le Quaternaire : Dans la région d'étude, les sédiments quaternaires ne s'observent que localement et pour la plupart avec une faible puissance. [17]

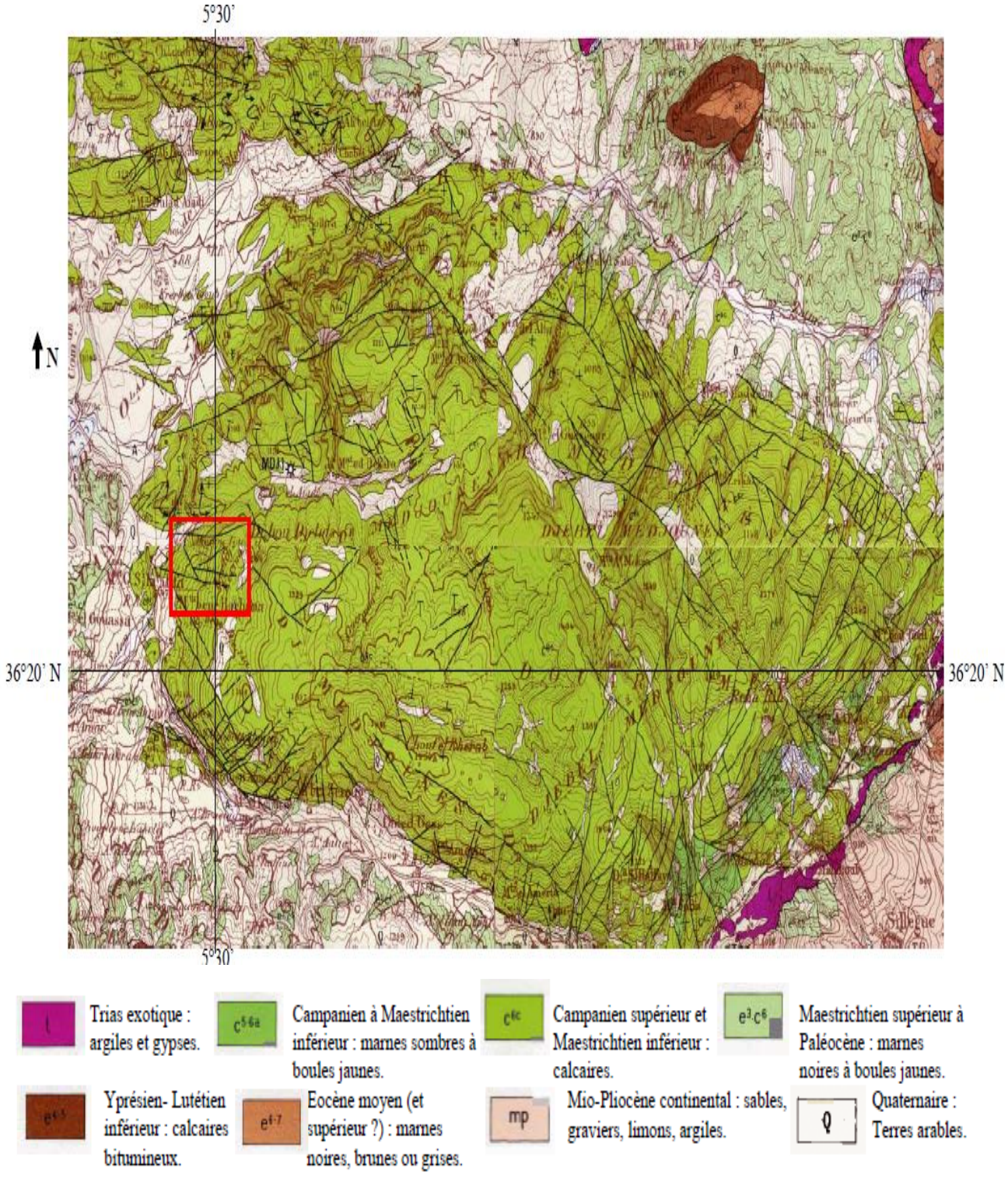


Fig I.6 : Carte géologique du Djebel Medjounès, et localisation du gisement de calcaire (d'après Carte Géologique d'Algérie au 1/50.000).

Le gisement calcaire du Djebel Medjounes appartient à la série des calcaires bien réglés du Campanien supérieur et du Maestrichtien. Il est constitué de deux panneaux A et B (séparés par une faille) avec une étendue total de 0,9 Km^2.

Au cours de la réalisation de la carte géologique du gisement au 1/2500 par la société GmbH, le gisement calcaire a été subdivisé en plusieurs couches. Ces couches, numérotées du bas vers le haut, sont les suivantes (Fig I.7) :

* **Couche A.B**

C'est une couche caractérisée par une alternance de couches plus au moins surdosées en "calcaire" et de marne variablement pauvre.

* **Couche C**

C'est une couche de calcaire surdosée homogène, le titre du Cao de la couche est régulièrement supérieur à 47,7 %. En dépit de son homogénéité, cette couche contient une lentille "couche discontinue" de faible épaisseur, mais relativement constante.

* **Couche D**

Cette couche corresponds à une transition vers les calcaires moins riches, elle est caractérisée par une chute irrégulière du titre du Cao d'un point à un autre du gisement, l'épaisseur de cette couche est presque absente dans plusieurs sondages (A5, A7, B3, A15, S104, et S109).

* **Couche E**

Cette couche est caractérisée par une chute brutale du titre de Cao, la moyenne de la couche est l'ordre de 40%, elle est composée généralement de calcaire marneux et des marnes.

* **Couche F**

Elle est caractérisée par une tendance à l'enrichissement en Cao de la couche précédente, en l'occurrence de la couche E, aucun sondage ne la traverse intégralement, elle représente donc la base connue de la succession stratigraphique.

- Couche 1 (succession sous-jacente de calcaires et de roches marneuses) : ces couches affleurent au fond du vallon situé au versant est du Krefdj-El-Kerma. Il s'agit d'une alternance de roche calcaire marneuse et de marne fortement calcaire. Leur puissance est supérieure à 65 m.

• Couche 2 (unité principale moyenne de roche marneuse) : cette unité affleure à l'extérieur du gisement dans le même vallon que la couche 1. Elle se compose de roches marneuses oeillées fortement calcaires en alternance avec des couches de calcaires fortement marneux et de roches marneuses faiblement calcaires. Sa puissance à l'affleurement est de 18 m.

• Couches 3 à 7 (unité calcaire principale) : Cet ensemble de couches, dont l'épaisseur totale peut atteindre 49 m, représente le calcaire principal du gisement. Il se subdivise dans le panneau A et dans de larges parties du panneau B en membres suivants :

- Couche 3 (calcaire principal inférieur) : les roches calcaires de ce membre sont très uniformes, de couleur gris noir à gris moyen aux cristaux fins à très fins et de texture compacte ou oeillée et litée. L'épaisseur moyenne de ce membre est d'une vingtaine de mètres.
- Couche 4 (roche marneuse intercalée inférieure) : ce membre, intercalé dans l'unité calcaire principale constitue un excellent niveau repère stratigraphique avec une épaisseur de 2,1 à 4 m. Les roches marneuses et les calcaires fortement marneux de ce niveau sont friables et s'altèrent en petits morceaux. Cette couche est relativement riche en bitume, ce qui se traduit par son odeur caractéristique.
- Couche 5 (Calcaire principal moyen) : les roches de cette couche ressemblent à celles de la couche 3. La couleur des roches varie entre gris foncé, gris moyen et gris brunâtre. Ces calcaires sont finement cristallins avec une texture œillée et noduleuse. Leur puissance est comprise entre 8,9 et 10,6 m dans le panneau A, légèrement plus importante dans le panneau B (15 m).
- Couche 6 (roche marneuse intercalée supérieure) : cette couche est semblable à celle des marnes intercalées inférieures (couche 4). Elle constitue également un excellent repère stratigraphique. L'épaisseur de cette couche est comprise entre 6,3 et 6,5 m.
- Couche 7 (calcaire principal supérieur) : c'est le membre le plus récent du calcaire principal du gisement. Il est constitué de calcaire faiblement marneux, de couleur brunâtre. A cause de l'érosion récente, le calcaire de ce membre ne subsiste que dans certaines parties du gisement, mais il y occupe de larges superficies. Sa puissance est d'environ 7 m en moyenne.

• Couche 11 (unité de roche marneuse sus-jacente) : cette couche surmonte le calcaire principal, et se compose d'une alternance de roche marneuse calcaire de 2,5 à 4 m

d'épaisseur, et une succession répétée de lits compacts de calcaire marneux. La puissance totale de ce membre est de plusieurs dizaines de mètres. [18]

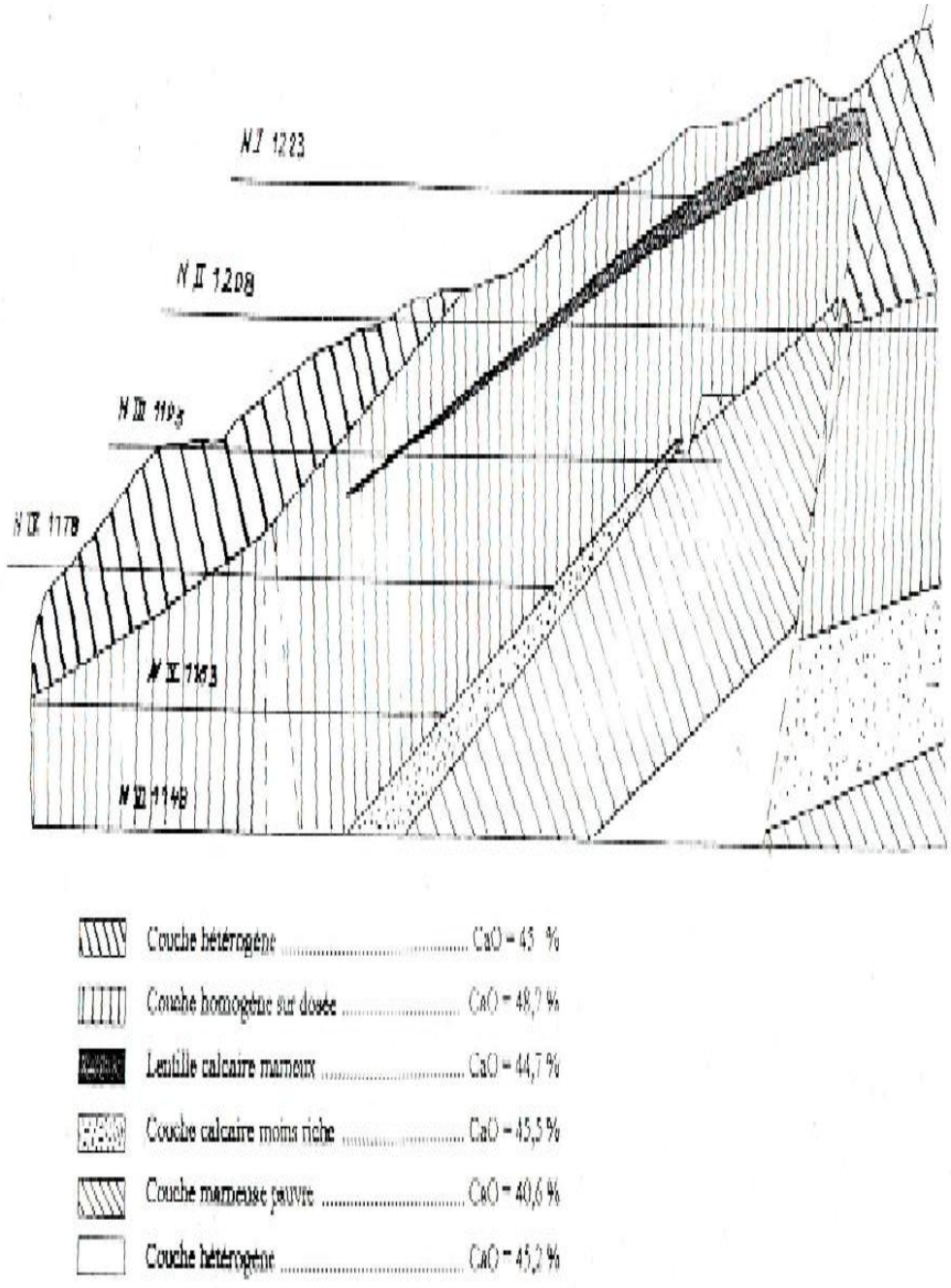


Fig I.7 : Présentation des couches de calcaire. [19]

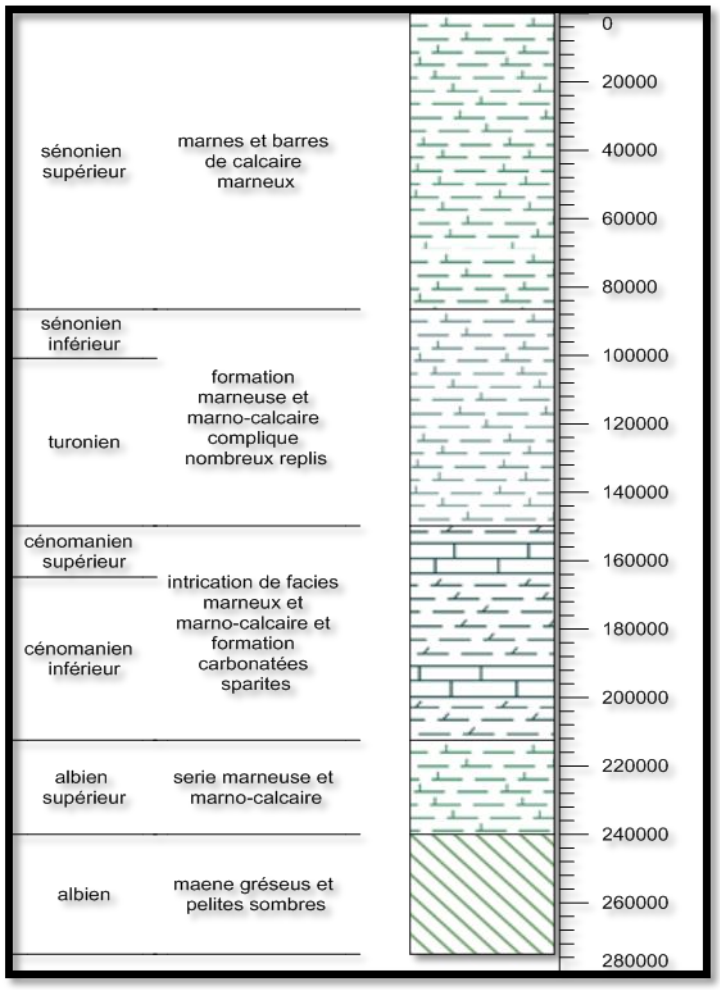


Fig I.8 : Log stratigraphique synthétique du djebel Medjounès. [20]

Enfin on y présente dans cette thèse le log stratigraphique du Djebel Medjounès, lieu de notre étude (Fig I.8**)**.

I.7 Géomorphologie

Le territoire de la wilaya de Sétif se divise en trois (03) zones morphologiques principales qui sont comme suit, du Nord au Sud :

- L'Atlas tellien (Tell Sétifien);
- Les hautes plaines Sétifiennes;
- Les monts du Hodna.

Le gisement étudié se situe à Djebel Medjounes lequel est attaché à l'extrémité Sud de l'Atlas Tellien.

I.8 Tectonique de la région du gisement

Les résultats des recherches géologiques réalisées à Djebel Medjounès près de Sétif

(Algérie) pour l'implantation d'une cimenterie sont très favorables. [9]

Le massif du Djebel Medjounès se caractérise par le fait que les formes de ses montagnes sont très largement identiques avec les formes des plissements, de telle sorte que les flancs des montagnes coïncident avec les flancs des couches.

- Du point de vue tectonique, le gisement calcaire fait partie intégrante de l'anticlinal du Djebel Medjounès, dont l'axe de plissement principal s'étend en direction WSW-ESE. Il repose sur le flanc SW de la voûte principale. Un plissement transversal, dont l'axe prend la direction WSW-ENE, se superpose au premier. Ces plis sont compliqués par quelques grandes et de nombreuses petites failles.
- Le pendage des couches change assez doucement. Il diminue en général de 30° à 10° depuis le pied W du Krefdj-El-Kerma vers la cime. Un redressement notable des couches avec changement de direction caractérise le bord Nord du gisement.
- Le nombre de failles est considérable, mais celles à forts rejets ne s'observent que dans des cas isolés.

✓ La faille la plus importante est un effondrement qui s'étend en forme de S en direction W-E et qui a été choisie comme limite entre les panneaux A et B. La valeur maximale du rejet de cette faille est de l'ordre de 25 à 30 m.

✓ Un deuxième système de failles s'étend à 250 m au sud de cette dernière, parallèlement à celle-ci. Le rejet ne semble pas dépasser 10 m.

✓ Contrairement au grand nombre de failles d'affaissement caractérisant la partie Sud du gisement, la plus grande partie du panneau A se trouve caractérisée par une prédominance de faille de chevauchement, dont le rejet est très faible.

✓ La majorité des failles, notamment celles de chevauchement peuvent être réunies par groupes suivants le sens de leur direction.

Les directions principales de ces failles semblent se présenter par paires selon les directions suivantes :

-120° à 125° N ; 130° à 140° N.

-70° à 80° N ; 40° à 50° N.

Ces directions sont aussi celles des diaclases qui caractérisent si souvent les calcaires, se présentant en groupes sensiblement parallèles.

I.9 Données de départ

Tab I.1 : Les coordonnées en UTM des points limites du gisement Medjounès I.

Points	Coordonnées UTM		Points	Coordonnées UTM	
	X	Y		X	Y
1	724900	4022400	**14**	723400	4021900
2	724900	4021800	**15**	723600	4021900
3	724700	4021800	**16**	723600	4022100
4	724700	4021700	**17**	723800	4022200
5	724600	4021700	**18**	723800	4022200
6	724600	4021600	**19**	724000	4022200
7	724500	4021600	**20**	724000	4022300
8	724500	4021500	**21**	724100	4022300
9	724300	4021500	**22**	724100	4022400
10	724300	4021400	**23**	724300	4022400
11	724200	4021400	**24**	724300	4022500
12	724200	4021200	**25**	724600	4022500
13	723400	4021200	**26**	724600	4022400

Tab I.2 : Les coordonnées en UTM des points limites du gisement Medjounès II.

Points	Coordonnées UTM		Points	Coordonnées UTM	
	X	Y		X	Y
1	724900	4022400	**11**	725300	4020800
2	725900	4022400	**12**	725400	4020800
3	725900	4021300	**13**	725400	4020600
4	725800	4021100	**14**	725300	4020600
5	725800	4021100	**15**	725300	4020500
6	725700	4021100	**16**	724100	4020500
7	725700	4021000	**17**	724100	4020600
8	725600	4021000	**18**	723700	4020600
9	725500	4020900	**19**	723700	4021200
10	725500	4020900	**20**	724900	4021200

Tab I.3 : Composition chimique du gisement de Madjounès I.

Gradin	Sio_2	Al_2o	Fe_2	CaO	MgO	SO_3	K_2O	Na_2O	P_2O_5	PF
1238	9.16	0.84	0.49	48.85	0.88	0.16	0.08	0.07	---	39.10
1223	10.59	1.14	0.53	47.65	0.98	0.43	0.10	0.09	---	37.96

1208	10.70	1.20	0.48	47.92	0.91	0.05	0.07	0.06	---	37.92
1193	9.75	1.12	0.48	48.06	0.88	0.13	0.09	0.08	---	38.26
1178	10.40	1.27	0.58	47.67	1.05	0.24	0.14	0.08	---	38.46
1163	9.78	1.09	0.50	48.32	0.88	0.11	0.08	0.09	---	38.70
1148	10.82	1.38	0.73	47.41	0.94	0.25	0.14	0.09	---	37.97
1133	10.29	1.07	0.58	47.98	0.85	0.30	0.13	0.06	---	38.50
1118	10.31	1.15	0.63	47.56	0.99	0.25	0.08	0.07	0.05	38.40
1103	10.17	1.05	0.55	47.80	1.09	0.21	0.08	0.11	0.24	38.79
1088	10.40	1.22	0.62	47.47	1.00	0.27	0.10	0.11	0.09	37.76
1073	12.29	2.25	0.49	45.36	1.09	--	--	--	--	38.54
Moyenne Gisement	10.22	1.21	0.58	47.71	0.96	0.23	0.10	0.08	0.15	38.36

Tab I.4 : Composition chimique du gisement de Madjounès II. [18]

N° Sond	Sio_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	K_2O	Na_2O	P_2O_5	TiO_2	PF	Cl-
S01	11.27	0.81	0.38	47.66	0.92	0.21	0.07	0.02	0.10	0.04	38.50	0.004
S02	10.94	0.75	0.51	47.80	0.90	0.24	0.06	0.04	0.08	0.03	38.58	0.004
S03	11.22	0.70	0.49	47.62	0.98	0.19	0.06	0.05	0.07	0.03	38.57	0.004
S04	10.49	0.57	0.61	48.93	0.29	0.055	0.04	0.01	0.07	0.03	38.89	0.004
S05	10.49	0.57	0.61	48.93	0.29	0.055	0.04	0.01	0.07	0.03	38.89	0.004
S06	11.92	0.78	0.50	47.24	0.95	0.177	0.05	0.02	0.07	0.04	38.21	0.004
S07	12.04	1.04	1.19	47.28	0.34	0.045	0.07	0.01	0.07	0.05	37.78	0.004
S08	11.74	0.72	0.43	47.73	0.67	0.187	0.05	0.04	0.07	0.03	38.312	0.004
S09	13.71	1.12	0.72	46.50	0.41	0.103	0.08	0.01	0.08	0.05	37.28	0.004
S10	11.41	0.74	0.38	47.44	1.07	0.229	0.05	0.01	0.07	0.04	38.54	0.003
S11	12.38	0.77	0.73	47.63	0.33	0.030	0.05	0.02	0.06	0.04	37.96	0.003
S12	12.21	1.15	0.49	47.04	0.77	0.197	0.09	0.02	0.08	0.05	37.87	0.004
S13	11.18	1.04	0.45	47.61	0.82	0.192	0.09	0.02	0.08	0.04	38.45	0.006
S14	9.8	0.65	0.30	48.93	0.68	0.106	0.06	0.03	0.09	0.02	39.30	0.006
S15	13.38	1.65	0.70	45.63	0.94	0.221	0.14	0.06	0.08	0.08	37.09	0.003
S16	11.61	0.76	0.48	48.24	0.46	0.103	0.07	0.16	0.07	0.03	38.00	0.007
S17	10.30	0.79	0.52	4856	0.78	0.234	0.07	0.16	0.08	0.04	38.45	0.004
S18	10.80	1.31	0.71	47.50	0.72	0.121	0.12	0.19	0.09	0.06	38.37	0.004
S19	10.87	0.98	0.71	48.37	0.37	0.073	0.07	0.12	0.07	0.04	38.39	0.006
S20	11.28	0.98	0.58	47.75	0.57	0.10	0.08	0.10	0.08	0.04	38.43	0.005
S21	9.25	0.95	0.53	49.02	0.65	0.27	0.08	0.016	0.08	0.04	38.95	0.004
S23	10.77	0.99	0.60	48.21	0.35	0.20	0.09	0.08	0.08	0.05	38.58	0.007
S24	12.72	0.94	0.62	47.53	0.26	0.05	0.08	0.14	0.07	0.04	37.54	0.009
S25	13.46	1.26	0.53	46.42	0.53	0.11	0.11	0.06	0.08	0.05	37.36	0.004
S26	12.01	1.13	0.40	46.89	0.83	0.32	0.08	0.18	0.08	0.04	38.01	0.005
S27	13.46	1.26	0.53	46.42	0.53	0.11	0.11	0.06	0.08	0.05	37.36	0.004
S28	12.63	1.21	0.50	46.85	0.68	0.20	0.11	0.04	0.08	0.06	37.62	0.005

S29	12.34	1.29	0.52	46.72	0.78	0.23	0.12	0.07	0.08	0.06	37.78	0.004
S30	10.93	1.09	0.75	48.10	1.13	0.32	0.07	0.10	0.09	0.05	38.28	0.005
S31	9.34	0.86	0.54	48.30	1.13	0.32	0.07	0.14	0.08	0.03	39.17	0.007
S32	14.25	1.62	0.58	45.49	0.64	0.21	0.14	0.11	0.08	0.08	36.80	0.007
S33	13.48	1.79	0.66	45.90	0.57	0.08	0.15	0.04	0.09	0.08	37.17	0.003
S34	14.25	1.62	0.58	45.49	0.64	0.21	0.14	0.11	0.08	0.06	36.79	0.007
S35	13.46	1.27	0.53	46.43	0.53	0.11	0.11	0.06	0.08	0.05	37.36	0.004
S36	10.78	0.64	0.39	48.53	0.41	0.07	0.07	0.18	0.07	0.02	38.82	0.005
S37	13.48	1.53	0.56	45.42	1.01	0.37	0.14	0.08	0.08	0.06	37.25	0.005
S38	15.58	2.20	0.80	43.85	0.87	0.35	0.19	0.11	0.09	0.09	35.90	0.004
S39	12.04	1.37	0.59	46.55	1.01	0.37	0.13	0.05	0.08	0.06	37.73	0.005
S40	10.23	1.07	0.55	47.61	1.32	0.29	0.10	0.05	0.08	0.05	38.64	0.005

L'évaluation des réserves géologiques est effectuée par la méthode des coupes géologiques.

Les résultats sont présentés sur les tableaux en fonction des profils des coupes.

Tab I.5 : Les réserves géologiques de gisement Madjounès I.

N° du Bloc	N° des coupes	Superficie des coupes (m^2)	Distances entre les coupes (m)	Volume (m^3)	Poids volumique (t/m^3)	Quantité
Bloc-1	I-I'	21175,61	303,05	8133572,08	2,60	21147287,41
	II-II'	31321,43				
Bloc-2	II-II'	31321,43	91,9	2184111,74	2,60	5678690,52
	III-III'	16944,57				
Bloc-3	III-III'	16944,57	232,4	3334779,08	2,60	8670425,61
	IV-IV'	11519,00				
Bloc-4	IV-IV'	11519,00	394,10	8664187,32	2,60	22526887,03
	V-V'	31753,00				
Bloc-5	V-V'	31753,00	121,60	4697797,58	2,60	12214273,71
	VI-VI'	45512,00				
Bloc-6	VI-VI'	45512,00	274,10	6733046,23	2,60	17505920,20
	VII-VII'	7249,00				
Total				**33747494**		**87743484,48**

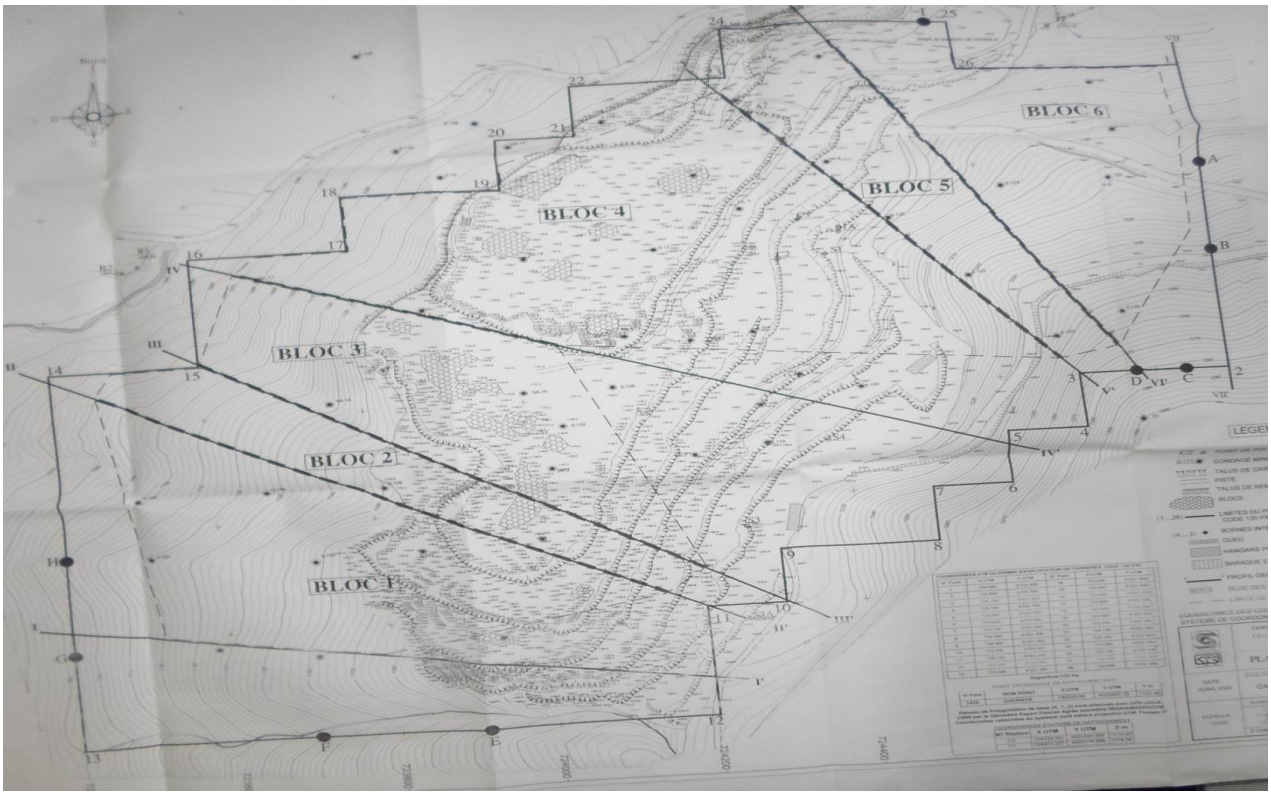


Fig I.9 : Les coupes géologie de gisement Madjounès I.

Pour Medjounes II, on a :

Tab I.6: Les réserves géologiques de gisement Madjounès II. [18]

N° du Bloc	N° des coupes	Superficie des coupes (m^2)	Distances entre les coupes (m)	Volume (m^3)	Poids volumique (t/m^3)	Quantité
$1C_1$	Point	0	165,5	2166830	2,59	5612090
	I-I'	392776,33				
$2C_1$	I-I'	39276,33	198,1	10215322	2,59	26457684
	II-II'	63830,88				
$3C_1$	II-II'	63830,88	302,7	22998042	2,59	59564929
	III-III'	88111,87				
$4C_1$	III-III'	88111,87	240,6	17272568	2,59	44735952
	IV-IV'	55444,07				
$5C_1$	IV-IV'	55444,07	199,7	13321805	2,59	34503475
	V-V'	78004,68				
$6C_1$	V-V'	78004,68	311,3	19473594	2,59	50436610
	VI-VI'	47106,52				
$7C_1$	VI-VI'	47106,52	148,9	2338172	2,59	6055866
	Point	0				
Total				**87786333**		**227366606**



Fig I.10 : Les coupes géologie de gisement Madjounès II.

Total des réservés : 315110090 tonnes.

La durée de vie de la carrière (Tv)

En principe et d'après la formule de Taylor :

$$T_v = (1 \pm 0{,}2).\,6{,}5.\sqrt[4]{tonnage\ du\ minerai\ en\ millions} \qquad (1.1)$$

Durée de vie de Medjounes I :

Tv= 1,2x6,5x$\sqrt[4]{87{,}7}$ = **24 ans** ;

Durée de vie de Medjounes II :

Tv= 1,2x6,5x$\sqrt[4]{227{,}3}$= **30 ans**.

Donc la production annuelle est :

Medjounès I

P_{an} = 87743484,48/ 24 = 3.655.978,52 $tonnes/an.$

Medjounès II :

P_{an} = 227366606/ 30 = 7.578.886 $tonnes/an.$

Pour Medjounès I:

En comparant cette valeur (3,6 million) avec celle de la capacité de la carrière (2,5 million), on trouve que la valeur calculée est grande, donc il faudrait calculer la durée de vie de la carrière selon sa capacité :

$$T_v = \frac{Réserves}{capacité\ de\ la\ carrière} = \frac{87{,}7.10^6}{2{,}5.10^6} = \mathbf{35\ ans}$$

Pour Medjounès II:

En comparant cette valeur (7,5 million) avec celle de la capacité de la carrière (3 million), on trouve que la valeur calculé est très grande, donc il faudrait calculer la durée de vie de la carrière selon sa capacité :

$$T_v = \frac{Réserves}{capacité\ de\ la\ carrière} = \frac{227{,}3.10^6}{3.10^6} = \mathbf{75\ ans}$$

Tab I.7 : Données de départ.

	Ps (g/cm^3)	Pv (g/cm^3)	Ab. Eau %	Résistance en Compression (Mpa)
Medjounès I	2,76	2,68	0,42	75,75
Medjounès II	2,68	2,59	1,01	104,15



Fig I.11 : Photos d'essais au labo des mines (masse volumique apparente et absolue).



Fig I.12 : Les éprouvettes et essais de compression simple.

Conclusion

Les calcaires dont on tentera d'optimiser le processus d'abattage à l'explosif sont d'âge Cénomanien supérieur à Maestrichtien. Le gisement est assez faillé …

CHAPITRE

II

Chapitre II : Cartographie numérique

Introduction

Il est très important de géométriser le massif des roches minières avant toute conception de schéma de tir. La cartographie numérique et la stéréographie sont des outils précieux et assez utiles pour avoir des informations les plus fiables sur l'état des discontinuités qui affectent le masssif, raison pour laquelle on va se servir, sans être des experts, de manière simple mais élaborée pour collecter toutes les informations nécessaires qui permettent l'élaboration de notre tache d'exploitant minier.

II.1 Cartographie numérique

On assiste depuis plusieurs années à un développement des applications basées sur la géo-localisation des informations. Internet se révèle être un terrain de prédilection pour ces innovations, comme l'indiquent les premiers développements du « Web géo-spatial »: en partant du constat qu'au moins vingt pour cent des pages sur le Web possèdent un identifiant géographique reconnaissable et sans équivoque, c'est une masse conséquente de contenus qui se révèle potentiellement géo-localisable.

Le résultat direct de ce phénomène est le développement d'applications cartographiques, outils de prédilection pour géo référencier l'information.

II.1.1 Notions générales

La cartographie numérique est un domaine de la géomatique qui implique la représentation, la manipulation et l'analyse de données géographiques à l'aide de technologies informatiques. Elle repose sur la conversion des informations géographiques en données numériques, ce qui permet leur traitement par des ordinateurs.

Les données utilisées en cartographie numérique peuvent provenir de diverses sources, telles que les images satellites, les données provenant de capteurs embarqués (comme les systèmes de positionnement global - GPS), les relevés topographiques, les relevés aériens, les bases de données géographiques, et bien d'autres. Ces données sont collectées, stockées, et traitées sous forme numérique, permettant ainsi leur manipulation et leur analyse à l'aide de logiciels spécialisés.

La cartographie numérique permet de créer une variété de produits cartographiques, tels que des cartes thématiques, des plans, des atlas, des modèles numériques de terrain (MNT), des visualisations en 3D, et bien d'autres encore. Elle offre également la possibilité de superposer différentes couches d'informations géographiques pour créer des cartes multi-thématiques, ce qui permet une analyse spatiale approfondie.

Les applications de la cartographie numérique sont vastes et touchent de nombreux domaines, notamment l'urbanisme et l'aménagement du territoire, la gestion de l'environnement et des ressources naturelles, la planification des transports et des infrastructures, la gestion de crise et la sécurité, le tourisme et le marketing, la navigation et la géolocalisation, et bien d'autres encore.

En résumé, la cartographie numérique est un outil essentiel pour la représentation, l'analyse et la compréhension de l'espace géographique, et elle joue un rôle crucial dans de nombreux aspects de notre vie quotidienne et dans la prise de décisions dans de nombreux secteurs.

II.2 Méthodes de travail

En cartographie numérique, plusieurs méthodes sont utilisées pour collecter, traiter et analyser les données géographiques. Voici quelques-unes des méthodes les plus couramment utilisées :

1. Télédétection : Cette méthode implique l'utilisation de capteurs à distance, tels que des satellites, des avions ou des drones, pour collecter des données sur la surface terrestre. Les images satellites et les données lidar (Light Detection and Ranging) sont souvent utilisées pour cartographier de vastes étendues de terrain avec une grande précision.
2. GPS (Global Positioning System) : Le GPS est largement utilisé pour déterminer les positions précises sur la Terre. Les récepteurs GPS sont utilisés sur le terrain pour collecter des données de localisation, qui peuvent ensuite être utilisées pour créer des cartes détaillées.
3. Systèmes d'information géographique (SIG) : Les SIG sont des outils logiciels qui permettent de stocker, de gérer, d'analyser et de visualiser des données géographiques. Ils permettent de combiner différentes sources de données géographiques pour créer des cartes multi-thématiques et d'effectuer des analyses spatiales complexes.
4. Photogrammétrie : Cette méthode consiste à mesurer des distances et des dimensions à partir de photographies aériennes ou terrestres. La photogrammétrie permet de créer des modèles numériques de terrain (MNT) et des modèles en 3D à partir de photographies.
5. Numérisation : Cette méthode consiste à convertir des cartes papier ou d'autres documents géographiques en format numérique. Les cartes numérisées peuvent ensuite être utilisées dans des SIG ou d'autres logiciels de cartographie numérique.
6. Modélisation 3D : Cette méthode consiste à créer des modèles numériques en trois dimensions de la surface terrestre à partir de données lidar, de photographies aériennes ou d'autres sources de données. Les modèles 3D permettent de visualiser le relief avec une grande précision et de créer des visualisations réalistes de l'environnement.

Ces méthodes sont souvent combinées pour créer des cartes numériques détaillées et précises, qui peuvent être utilisées dans une variété d'applications, telles que la planification

urbaine, la gestion des ressources naturelles, la gestion des catastrophes, la navigation et bien d'autres encore. [22]

II.3 Cartographie numérique de notre région d'étude

Avant toute conception de schéma de tir, une géométrisation du massif des roches minières est méthodologiquement nécessaire. [23]

Pour ce qui est de la cartographie numérique où on a numérisé les canevas de Wülff et obtenu des blocs-diagramme de répartition des teneurs en se servant d'énormément de logiciels modernes (Arcgis) et d'Algorithmes (Rockwork, python, etc …) afin de pouvoir :

1.) Orienter exactement nos trous de forage perpendiculairement au système de fissuration prédominant (majeur) ;
2.) Opter pour le sens de progression optimal selon la répartition des teneurs, la puissance (aucun souci pour nous vu qu'on à faire à un gisement massif, à relief montagneux), et les exigences liées à un bon réglage du degré de fragmentation.

Pour la cartographie numérique, deux cartes topographiques à l'échelle 1/50000 ont été utilisées afin de localiser le site (Fig II.1), Sétif et Kherrata ainsi qu'un modèle numérique de terrain Des photos numériques ont été également utilisées afin de digitaliser les discontinuités du gisement (fractures et joints de stratification).

Les données ont été principalement traitées par le programme Arcgis et le programme Rockworks afin de calculer les paramètres statistiques.

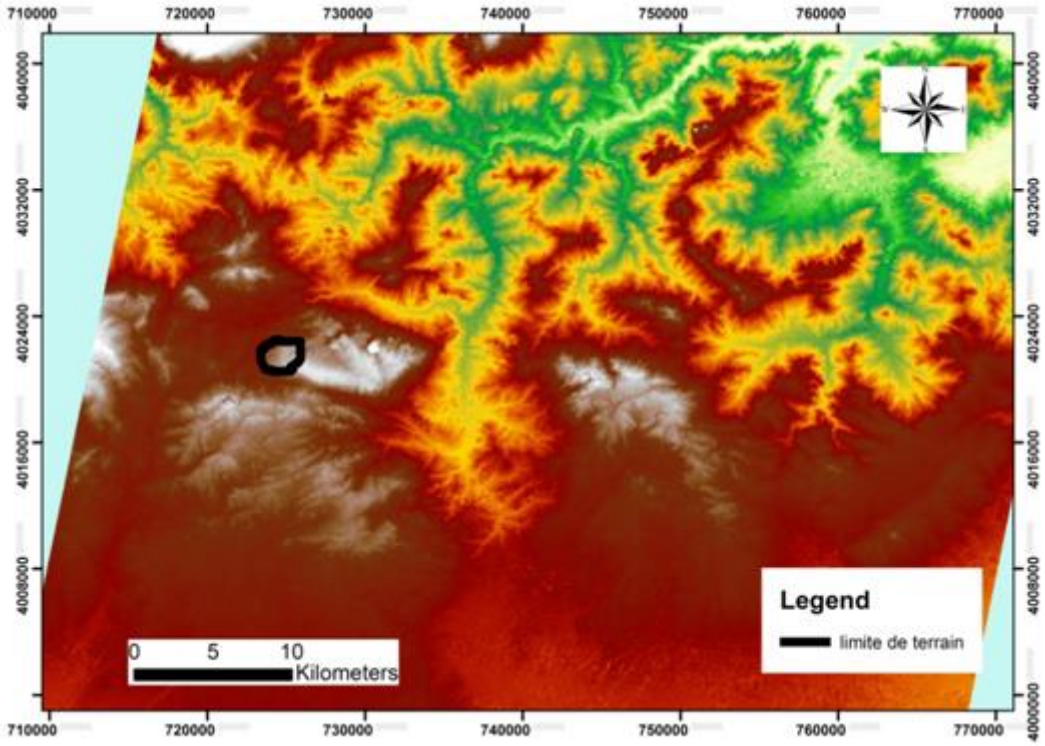


Fig II.1 : Modèle Numérique de Terrain MNT

II.3.1 Délimitation des gisements et localisation des sites

Les cartes ont été d'abord importées dans le programme Arcgis et géoreferencées dans les coordonnées UTM WGS 84, les limites du terrain émanées de la '' cimenterie ' ont été rajoutées par la fonction ''Display data''. En utilisant la fonction ''ajouter shape-file'', la limite du terrain a été dessinée (Fig II.2).

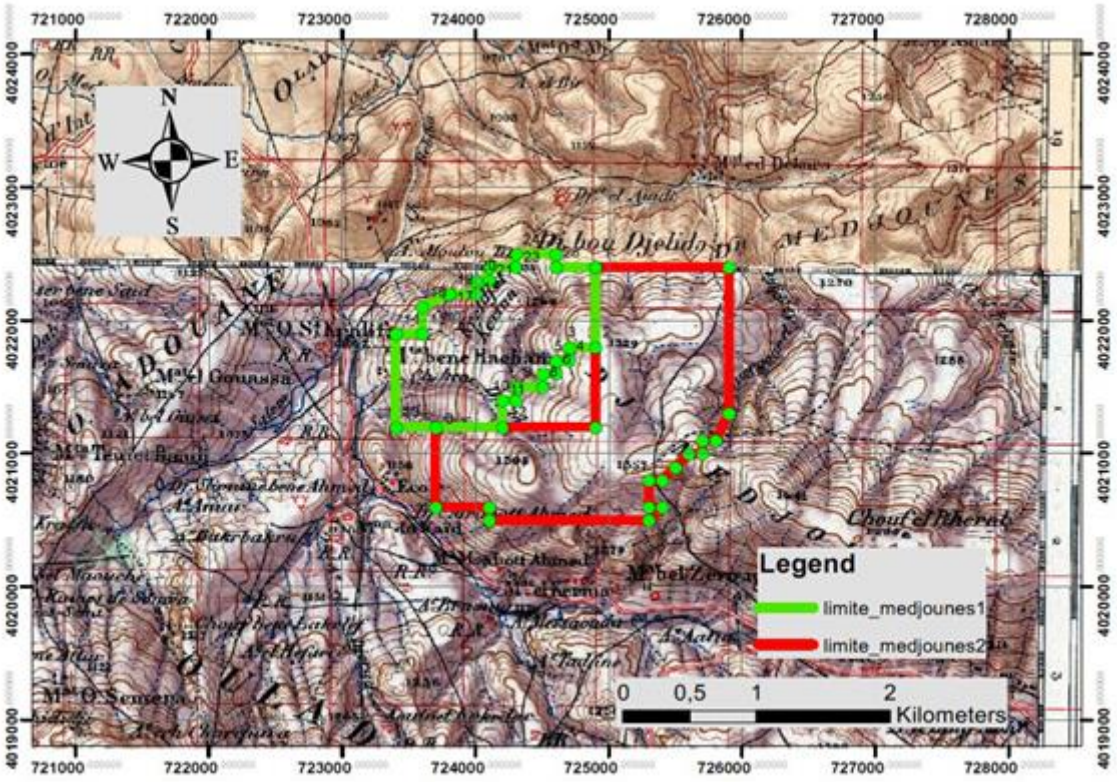


Fig II.2 : Carte de localisation du site

II.3.2 Traitement des images satellitaires et extraction des linéaments et discontinuités

Pour obtenir de bons résultats, l'extraction et l'identification des discontinuités a été réalisée de manière semi-automatique, et en deux étapes. [24]

Etape 1. D'abord, les linéaments ont été extraits en utilisant l'interprétation visuelle et fonction Hill-shade (Fig II.3) du programme Arcgis de l'image générée du SRTM DEM (Fig II.4).

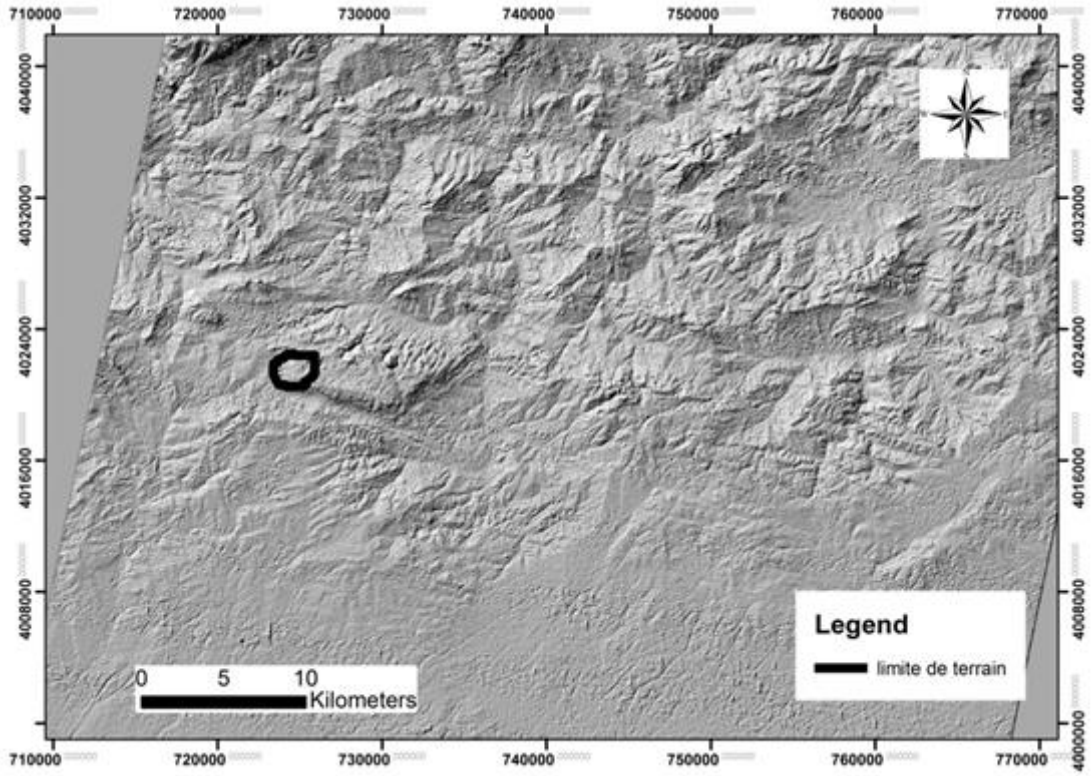


Fig II.3 : Carte MNT Ombrée de la zone d'étude

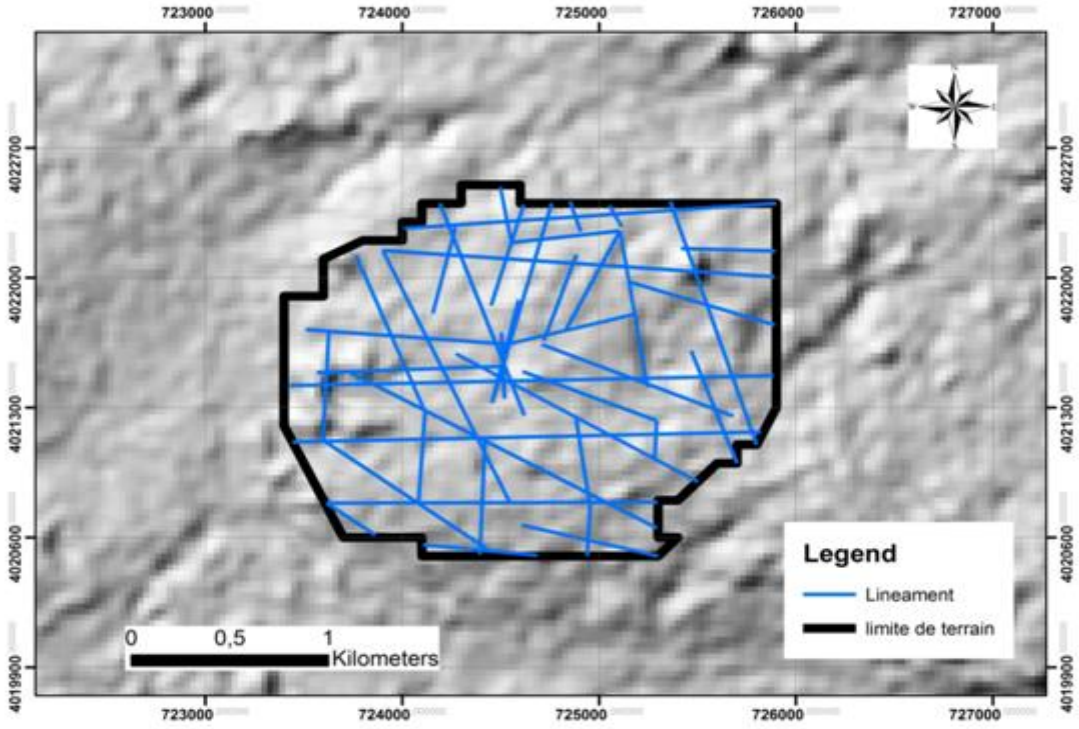


Fig II.4 : Carte des linéaments extraits à partir de la fontion Hill-shade.

La figure suivante montre la rose diagramme la direction des linéaments résultant du traitement statique des données lignes de fractures digitalisées par Arcgis. Les éléments artificiels tels que les pistes et autres structures linéaires ont été exclus des linéaments interprétés. Les linéaments extraits ont été superposés sur l'image satellite pour vérification, et certains de ces linéaments ont été confirmés sur le terrain**.** Le programme Rockwork a été utilisé afin d'extraire les paramètres statistiques (nombre et longueur) et réaliser le schéma de la rosace par une fraction angulaire de 10 ° (Fig II.5).

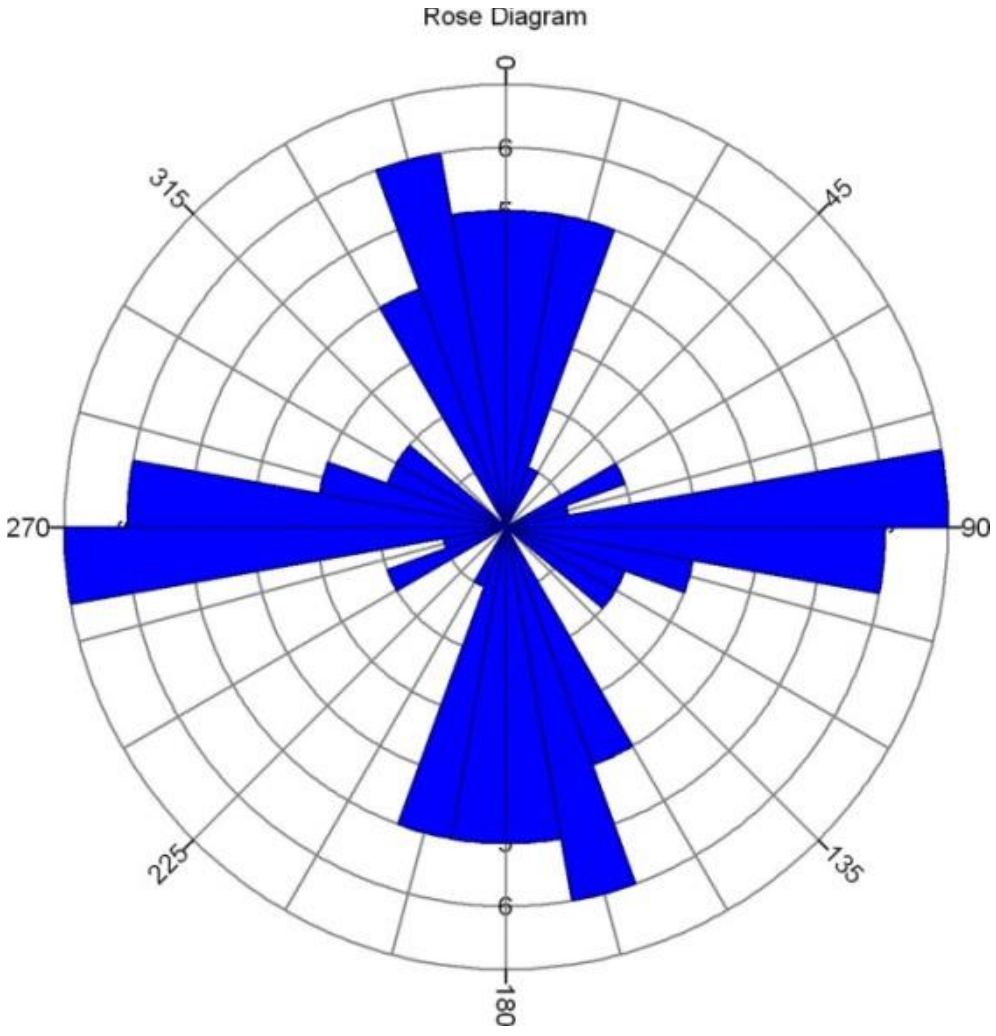


Fig II.5 : Rosace diagramme des linéaments extraits par la fonction Hill-shade.

Etape 2. Dans le but de récolter un nombre significatif de mesures des discontinuités (longueurs, pendages, directions), et en outre des mesures effectuées sur terrain par la boussole géologique, des photos ont été prises et importées vers Arcgis. En créant des fichiers de forme, les lignes de discontinuité ont été digitalisées comme le montre les photos ci-dessous (Fig II.6).

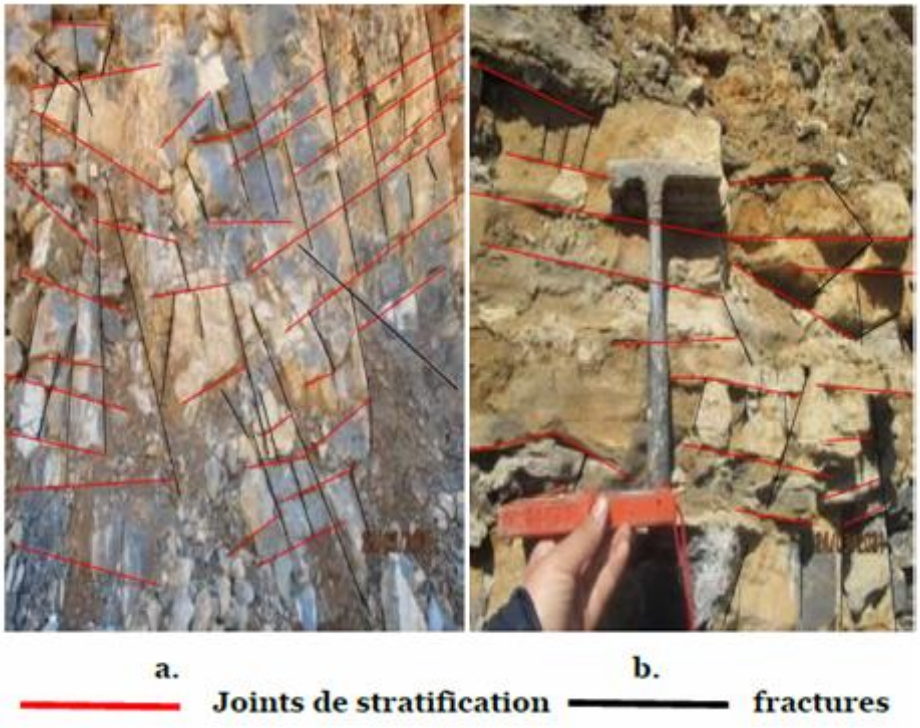


Fig II.6: Photo montrant la digitalisation des discontinuités à partir les photos de terrain.

Le traitement des paramètres statistiques par le Programme Rockworks, à permis de créer la rosace digramme des directions (Fig II.7).

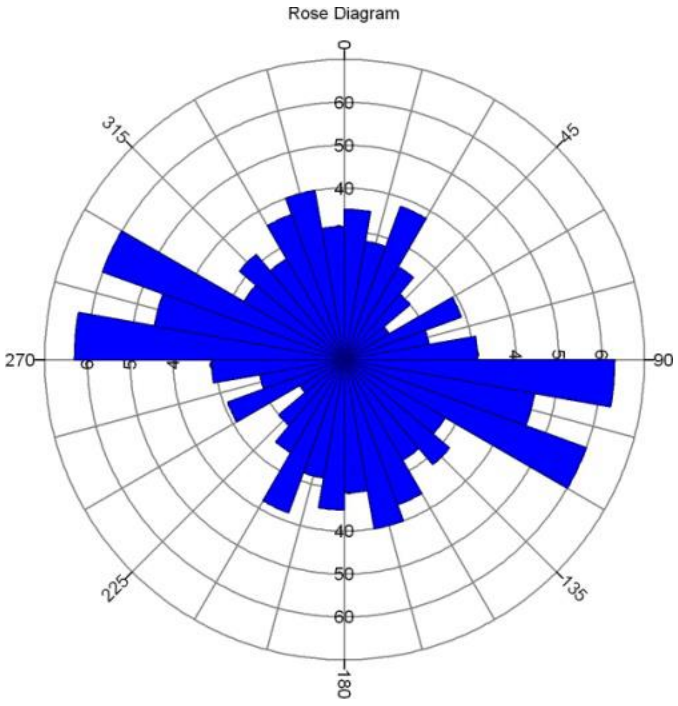


Fig II.7 : Rosace diagramme des discontinuités digitalisées à partir des photos de terrain et pendage final.

Etape 3. En l'absence de programme de calcul des pendages, il a été procédé à la création d'un script dans le langage de programmation PYTHON dans l'environnement Google COLAB ce qui a permis de calculer l'angle de pendage des couches à partir des données géométriques des lignes digitalisés sur les joints de stratification à savoir : les coordonnées x_1 y_1 du début d'une ligne et les coordonnées x_2 y_2 de la fin d'une ligne (Fig II.8) .

```
import math
import matplotlib pyplot as plt
# Function to calculate the dip angle for a single layer
def calculate_dip_angle(layer_depth, layer_thickness):
    dip_angle_radians = math.atan(layer_thickness / layer_depth)
    dip_angle_degrees = math.degrees(dip_angle_radians)
    return dip_angle_degrees
# Sample data: depth and thickness of geological layers
layer_data = [
    {"depth": 10, "thickness": 5},
    {"depth": 15, "thickness": 7},
    {"depth": 8, "thickness": 3},
]
# Calculate dip angles for each layer
dip_angles = []
for layer in layer_data:
    depth = layer["depth"]
    thickness = layer["thickness"]
    dip_angle = calculate_dip_angle(depth, thickness)
    dip_angles.append(dip_angle)
# Create a plot
plt.figure(figsize=(8, 6))
plt.plot(range(1, len(layer_data) + 1), dip_angles, marker='o', linestyle='-', color='b')
plt.title('Dip Angles of Geological Layers')
plt.xlabel('Layer')
plt.ylabel('Dip Angle (degrees)')
plt.grid(True)
# Show the plot
plt.show()
```

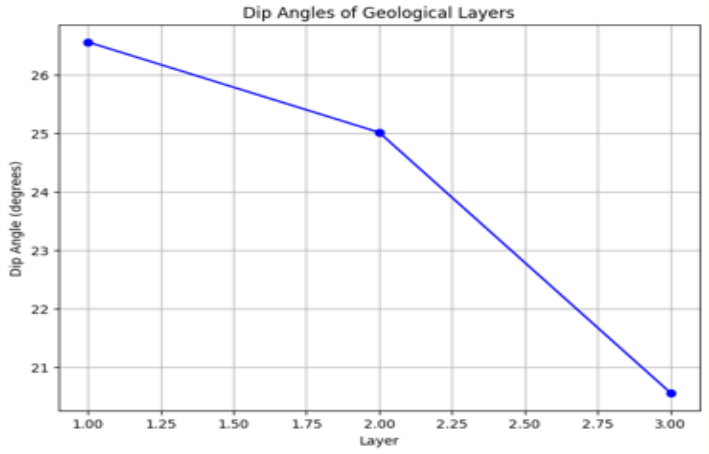


Fig II.8 : Code python pour le calcul du pendage des couches.

240 angles de pendage ont été calculés figurent dans le tableau suivant (Tab II.1) :

Tab II.1 : Pendage des couches.

Angle °	Angle °	Angle °	Angle °	Angle °	Angle °	Angle °	Angle °	Angle °	Angle °
8	5	32	20	0	21	32	0	25	21
16	5	34	20	0	21	32	16	1	21
16	5	16	20	0	21	32	16	12	5
16	5	16	20	13	21	32	9	12	16
16	5	32	22	12	2	28	11	21	16
16	42	32	22	35	2	28	35	15	16
9	42	32	38	0	42	32	36	17	21
9	42	32	38	0	42	21	36	3	21
9	42	5	38	1	42	21	36	7	21
9	42	32	38	4	42	6	36	1	21
65	21	32	38	4	42	6	36	0	21
29	5	32	38	4	26	6	16	0	21
29	21	32	39	4	26	6	16	0	21
29	21	11	39	4	26	7	16	22	21
29	21	32	0	4	26	7	16	25	21
32	23	4	26	8	11	32	22	4	26
7	16	32	22	4	26	7	16	32	26
16	26	16	7	35	25	16	26	16	7
35	26	23	26	9	6	32	1	28	7
9	1	32	26	5	15	9	2	32	26
5	15	9	7	32	16	32	30	20	30
32	1	4	26	2	5	32	25	4	26

Etape 4. Traçage du Bloc Diagramme :

En utilisant le Programme Rockwork, un schéma conceptuel du gisement a été tracé par se basant sur les sondages géologiques dans la partie du gisement ‘’Medjounès II’’.

Un fichier Excel comportant les coordonnées des sondages géologique, la profondeur ainsi que la teneur en Cao, a été importée par la fonction ‘’ Solide ‘’ pour procéder à la schématisation du modèle 3D du terrain montrant la distribution des teneurs en CaO (Fig II.9).

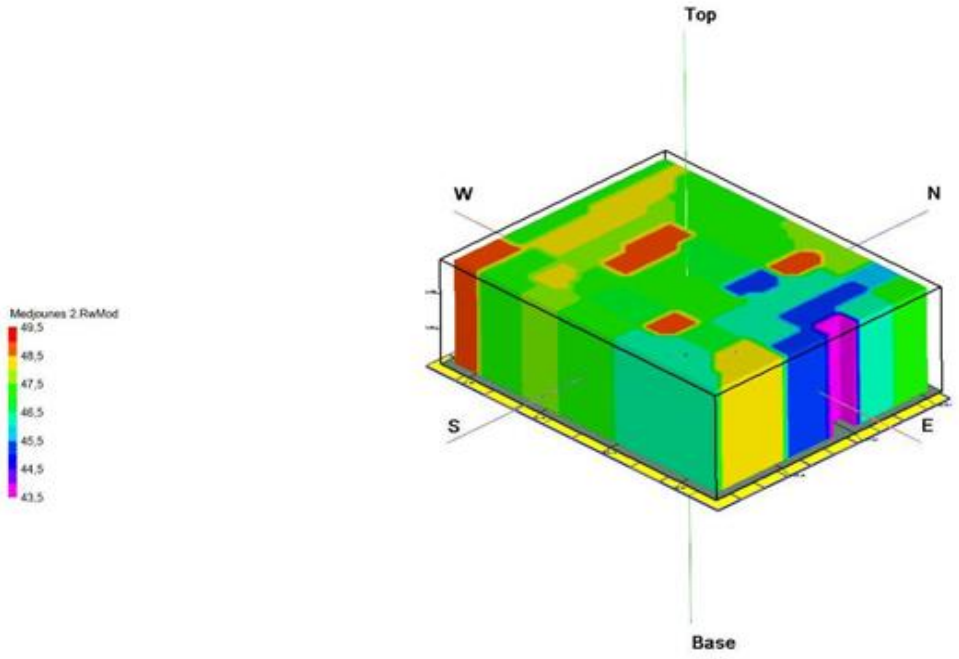


Fig II.9 : Bloc Diagramme illustrant la teneur en Cao.

Conclusion

Ce début de partie de travail nous a permis de collecter toutes les données structurales et l'état de discontinuités du massif qui nous permets avec exactitude d'orienter nos forages afin d'avoir le meilleur effet du tir possible et réduire ainsi les pertes de charges radiales et tangentielles dans nos colonnes d'abattage.

CHAPITRE

III

Introduction

Notre travail se structure en 3 grandes taches scientifiques, celle où on élabore un résumé analytique sur une étude bibliographique liée à la conception des schémas de tir selon une approche empirique, puis une étape où on se sert de cartographie numérique pour avoir les outils nécessaires afin de géométriser le massif des roches minières de la manière la plus moderne et utile possible. Ensuite la conception d'un schéma de tir selon les recommandations de notre étude.

Le problème scientifique étant de réduire le volume des hors-gabarits assez élevé dans nos conditions de travail. Cette partie du travail, réside dans l'analyse des paramètres du tir afin d'avoir les valeurs les plus proches possibles de l'optimum.



Fig III. 1 : Tas montrant un fort taux de hors-gabarits (Medjounès I)



Fig III.2 : Tas montrant un fort taux de hors-gabarits (Medjounès II)

On estime ce taux à une limite élevée de 40% par endroits et une valeur médiane de 20% pour l'ensemble du gisement, valeurs à confirmer par une utilisation ultérieure de photo-planimètres (Fig III.1 et Fig III.2).

III.1 Méthodes de détermination du volume des hors-gabarits

On recense les méthodes de détermination du volume de hors-gabarits :

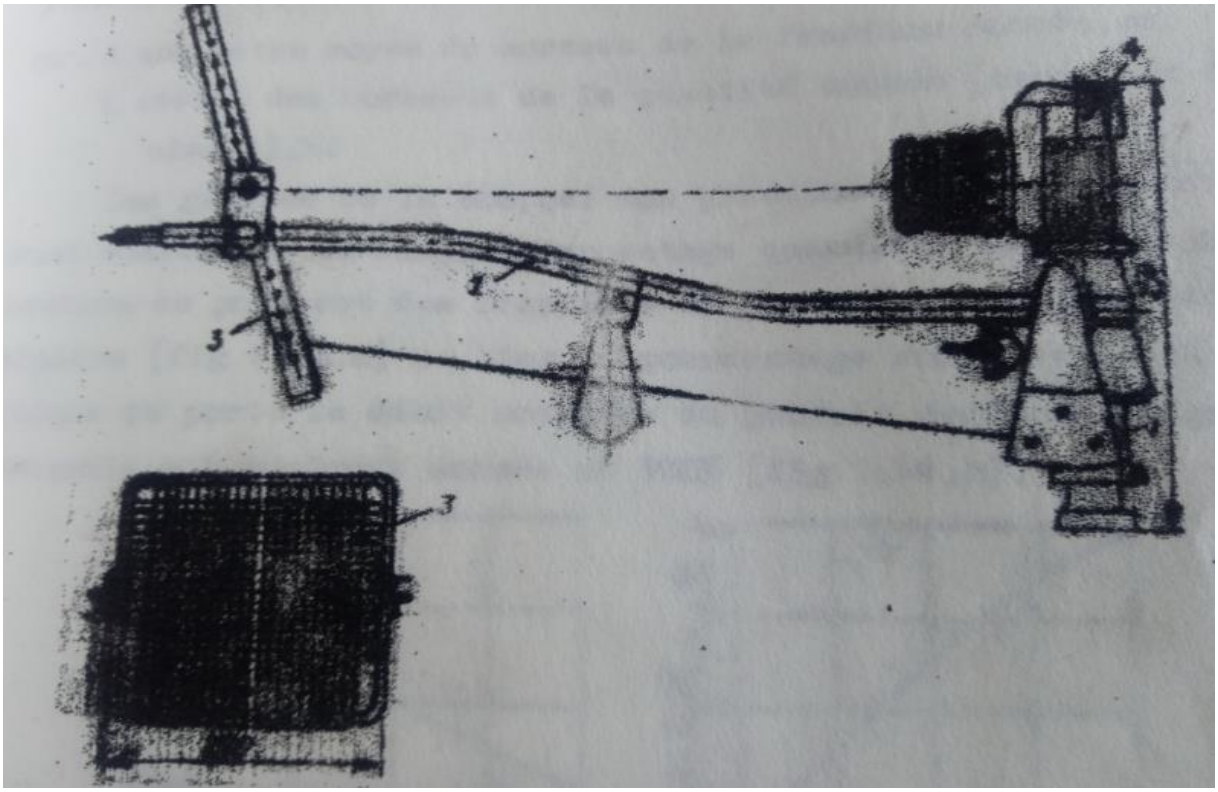


Fig III.3 : Schéma de l'appareillage pour la prise de photo-planigramme du talus de roches abattues./12/

1. Comptage unitaire de tous les gabarits devant subir le débitage secondaire (mesure directe) ;
2. La méthode planimétrique de mesure au cours de laquelle le débit des hors-gabarits se détermine comme étant le rapport de la surface sommaire des morceaux hors-gabarits dans le plan sur la surface totale sur la quelle s'effectue la mesure (Fig III.3).

L'endroit favorable dans le cas de mesures délicates dans le tas des roches est photographié, ensuite on procède à l'analyse des photos prises à une échelle déterminée. Cette méthode est dite photo-planimétrique.

3. La méthode quantitative pendant laquelle on compte le nombre de hors-gabarits on se trouvant dans la surface analysée S. le nombre de morceaux hors-gabarits pour 1m^3 de masse minière est égal à : $N = \frac{n\sqrt{n}}{s\sqrt{s}}$ (3.1)

Le débit de hors-gabarits V_h est égal à : $V_h = N.V_{moy}$ (3.2)

4. La méthode linéaire : Sur le tas de roches abattues on tend un ruban gradué sur des intervalles différents tous les 8-10m et on mesure la longueur des gros morceaux se trouvant tout le long du ruban. Le débit des hors-gabarits en % se détermine par rapport de la longueur sommaire des morceaux hors-gabarits $\sum l_h$ et la longueur totale de la ligne de mesure $\sum L$: $V=100.\frac{\sum l_h}{\sum L}$ (3.3)

5. Analyse au jeu de tamis : Le diamètre moyen $d_{moy} = \frac{d_i.\gamma_i}{100}$ (3.4)

Où : d : diamètre moyen du morceau de la fraction donnée, cm ;

γ_i : débit des morceaux de la quantité donnée (rendement de chaque classe), %.

III.2 Propriétés mécanico-techniques des roches et dimension du morceau conditionné

Les propriétés déterminantes influant sur la possibilité de réglage de la fragmentation du massif à l'explosif sont la dureté et la fissurité. Avec l'augmentation de la dureté et viscosité de la roche pour la destruction de ses blocs composant le massif, une grande énergie est exigée et par conséquent les possibilités de réglage de la fragmentation diminuent. D'après de nombreux auteurs, la fissurité déterminant les paramètres des mailles constituant le massif est l'un des principaux facteurs de l'amélioration de la fragmentation.

Dans la même entreprise, à cause de différentes fissuration dans des divers quartiers et dans les mêmes roches, on obtient un degré fragmentation variable lors du tir du fait que les dimensions des blocs naturels constituant le massif différent et par conséquent les morceaux conditionnés.

Avec l'augmentation de la dimension admissible des morceaux (Fig III.4), et les points (a1, a2, a3, ……etc), la qualité des grosses fractions de la roche exigent un débitage secondaire diminue dans trous les cas.

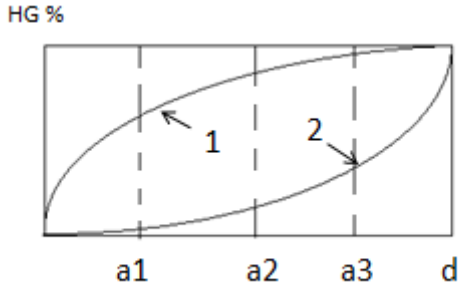


Fig III.**4** : Dépendance du débit des hors-gabarite en fonction du diamètre des morceaux conditionnée
1,2 : massif avec différentes fissuration.

De cette manière, lors de la composition granulométrique constante de la masse tirée, la qualité de fragmentation appréciée par le débit des hors-gabarit peut être différente, ainsi que l'appréciation du rendement du même tir, c'est pourquoi de mêmes roches, selon la fissurité et lors d'une même composition granulométrique obtenue au moment du tir, peuvent être considérées facilement et difficilement tirables en fonction des dimensions des morceaux conditionnées choisis.

Les possibilités de réglage du degré de fragmentation des roches lié à la dimension admissible des morceaux, lors de petites dimensions des morceaux, en augmentant les consommations spécifiques d'explosif, on peut diminuer le débit des hors-gabarits, ainsi tout un volume de hors-gabarits. Cependant le nombre des hors-gabarits pour $1m^3$ de roches tirées peut diminuer, rester constant et augmenter.

Lors de petites dimensions conditionnées, les gros morceaux de roches forment, en se détruisant, quelques morceaux plus petits mais aussi non conditionnés suivant la granulométrie. Si les dimensions du hors-gabarits et des blocs naturels se distinguent peu entre-elles, les possibilités de réglage du degré de fragmentation s'élargissent. Car la destruction du morceau, même en 2 parties, le transforme du morceau hors-gabarit en morceau à gabarit. Cela peut s'observer à partir des données sur les dimensions des morceaux de différentes granulométries dans les carrières de calcaire. Lors d'une grande dimension du morceau conditionné (1 ,04m) avec l'augmentation de q le volume du hors-gabarit et le nombre des morceaux hors-gabarits diminuent (Fig III.5 A).

A B

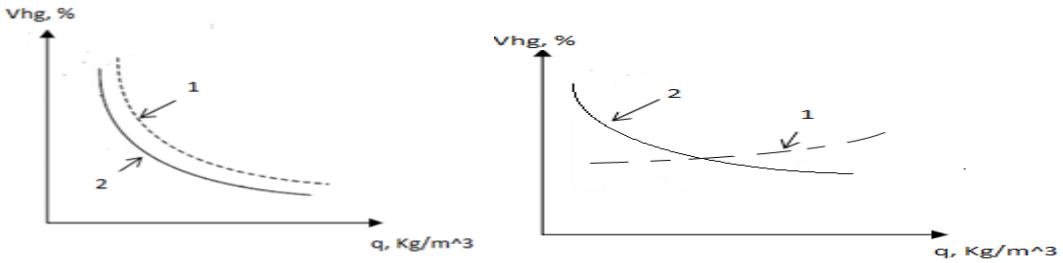


Fig III.5 : Dépendance du débit des hors-gabarits en fonction de q.
1 : nombre de morceau hors-gabarits N pour m^3 de masse minière
2 : V : volume des hors-gabarits en %

Pour de petites dimensions du morceau conditionné (0.3m), avec l'augmentation de q, le nombre des hors-gabarits pour 1 m^3 de roches abattues augmente indépendamment de la diminution du débit des hors-gabarits en volume (Fig III.5 B). Pour prendre en considération les diverses conditions technico-minières des entreprises minières on propose d'introduire le rapport entre la dimension moyenne des mailles et la dimension du morceau conditionné, car ce rapport caractérisera le degré exigé de l'intensification de fragmentation des mailles du massif, qui peut être divisé en minimal, quand la dimension des mailles est inférieure à celle du morceau conditionné et exige seulement leur division, autrement dit ébranlement du massif ; moyen quand après la fragmentation en 2 parties les blocs restant conditionnés ; élevé quand il est nécessaire de détruire les mailles en 3 parties et plus pour atteindre la dimension conditionnée. Sur la base des données sus-citées on a dressé le tab III.1 en lequel sont indiquées les méthodes approximatives de réglage de la fragmentation en fonction des propriétés des roches et de la dimension admissible du morceau dans les entreprises.

Tab III.1 : Exigences liées au tir et méthodes de fragmentation en fonction de la blocométrie naturelle.

Caractéristiques qualitatives de massif	Rapport des dimensions moyennes des blocs à la dimension du morceau Conditionné :	Caractère exigé de l'action du tir sur le massif pour l'obtention d'un grand degré de fragmentation	Méthodes de fragmentation les plus effectives
Petites Mailles	≤1	Division des mailles, pratiquement, sans leurs fragmentations	*Grand diamètre des trous (>250mm). *moyenne valeur de q. *moyennes dépenses spécifiques en explosif. *Schéma successif du tir avec micro-retard. *explosif d'énergie inférieure à la moyenne.
Moyennes mailles	1-2	Fragmentation des grosses mailles, au minimum, en 2 parties	*Moyen diamètre des trous (150-250mm). *les dépenses spécifiques d'explosif, d'énergie moyenne, doivent être moyennes ou augmenter. * schéma de tir à bouchon avec micro-retrad.
Grosses mailles	>2	Fragmentation intensive des grosses mailles en plusieurs parties	*Petit diamètre des trous (jusqu'à 150mm). *consommation spécifique d'explosif, de moyenne et de grande énergie élevée.

Les méthodes de calcul pour la détermination des paramètres du tir en tenant compte de granulométrie de fragmentation n'ont pas obtenues une large application suite à une grande diversité de conditions de réalisation des travaux. C'est pourquoi le choix des paramètres d'abattage est plus rationnel à partie de quelques autres positions. Pour chaque entreprise, il faut constituer pour le développement de la classification, en fonction de la tirabilité, une classification des roches minières en fonction de leur aptitude à l'extraction ou l'on tient

compte des : facteurs physiques : les caractérisation de solidité des roches, caractéristiques de l'explosif applique du point de vue paramètres d'action sur le massif ; facteurs géologiques : auxquels se rapporte princi

palement la fissuration du massif ; facteurs techniques (technologiques) auxquels se rapporte le type et puissance de l'équipement appliqué déterminant la dimension du morceau conditionné.

La classification est constituée sur la base de l'obtention d'une fragmentation donnée pour une dimension admissible déterminée du morceau. Si dans une entreprise le morceau conditionné est d'une autre dimension on applique une correction sur la consommation spécifique du type :$k_c \simeq \left(\frac{dx}{dt}\right)^n$ (3.5)

Ou d_x et d_t : dimensions réelles et corrigées du morceau conditionné ;

N : indice du degré (pris sensiblement égal à 1).

Pour des conditions données on doit trouver la consommation spécifique d'explosif et le diamètre de charge exigés. Il est évident qu'on ne peut pas exclure entièrement le débit du hors-gabarit du fait qu'il existe pratiquement une zone de fragmentation non- réglée. C'est pourquoi il convient de constituer la classification en tenant compte du débit des fractions hors-gabarits jusqu'à 5% pour les roches de catégorie de tirabilité I-III, 3-5% pour celles de catégorie III-VII, et 5-7% pour celles de catégorie VII-X (Tab III.1). Cette classification donnée fournie des valeurs de consommations spécifiques calculées qui se précisent dans le processus de réalisation des tirs en fonction des conditions technico-minières concrètes de l'entreprise ainsi que les méthodes appliquées pour le réglage de la fragmentation.

Tab III.2: Exemple de schéma structural de la classification des roches d'après l'aptitude à l'extraction (pour une catégorie de roche).

Catégorie de la roche	Distance moyenne entre les fissures, m	Diamètre admissible au morceau (m) en fonction du diamètre de charge				
		40/2.0	100/1.4	150/1.2	200/1.0	300/0.8
I	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4
	0.6	0.4	0.5	0.6	0.6	0.6
	1.0	0.4	0.7	0.8	0.9	1.0
	1.5	0.5	0.8	0.9	1.2	1.5
	1.5	0.5	0.9	1.0	1.3	1.5

III.3 Classification des méthodes de réglage de la fragmentation des roches à l'explosif

Les méthodes connues de contrôle de la fragmentation des massifs des roches minières à l'explosif peuvent être classées suivant les indices :

1. Le réglage par l'influence du tir d'une charge sur le massif des roches minières est assuré par la variation :

a) La consommation spécifique calculée de l'explosif ;
b) Diamètre de charge ;
c) Type de l'explosif utilisé ;
d) Construction de charge ;
e) Orientation de l'amorçage de la charge continue ;
f) L'ordre d'amorçage des parties de la charge discontinue ;
g) Qualité du bourrage et sa longueur,……

Au cours du changement du caractère de l'effet de la charge dans la zone de fragmentation réglée, la partie de l'énergie transmise dans la zone de fragmentation pratiquement non-réglée varie, par conséquent il y a changement entre les dimensions de ces zones et l'intensification de fragmentation du massif.

2. Le réglage de l'effet du tir de la charge sur le massif des roches minières dans la zone de fragmentation non-réglée peut être atteint par l'interaction des charges disposées à coté et des groupes de charges au moyen de la variation :

a) Du réseau de disposition des trous et les nombres de leurs rangées ;

b) Des intervalles de retard et succession du tir des charges, la hauteur du gradin et les schémas de disposition des trous sur le gradin.

Les méthodes de réglage de la fragmentation peuvent être divisées en 2 classes :

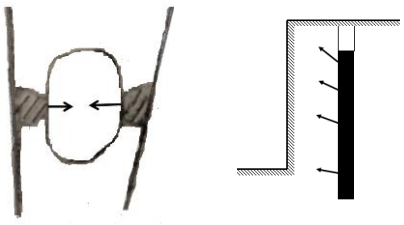
A- La 1er classe se rapporte les méthodes assurant la fragmentation de n'importe quelle intensification exigée : consommation spécifique d'explosif calculée, diamètre et réseau de disposition des trous ;

B- La 2émé classe englobe les méthodes permettant de changer l'intensification de la fragmentation dans les zones limitées et qui n'excluent pas le débit des fractions hors-gabarit ; - toutes les méthodes restantes dont le changement peut diminuer le débit des hors-gabarit dans la limite de 10-20% : l'application des charges discontinues (bourrage solide, vide , eau) ; l'application des charge avec des intervalles vides ou d'eau dans le sous-forage ou entre la charge et le bourrage; les charges discontinues avec l'amorçage à micro retard des différentes parties ; l'amorçage inverse des charges continues ; l'application de différentes types d'explosifs avec diverses vitesse de détonation, densités et concentration volumiques d'énergie ; le tir par paires de trous rapprochés ; tir des blocs par minage des hauts-gradins ; l'application de la combinaison des charges de différents diamètres et longueurs ; choix du schéma de tir à microretard ; tir dans un milieu serré ; prédécoupage.

III.4 Influence des paramètres de charge

III.4.1 Théorie de calcul de la consommation spécifique d'explosif

Pour la destruction du massif des roches jusqu'à une granulométrie déterminée, il est nécessaire de dépenser une certaine quantité d'énergie (capacité énergétique … etc), cette même dépendance est connue à partir des lois fondamentales de la fragmentation, et reste vraie pour la destruction à l'explosif.



A B

Fig III.6 : Schéma de manifestation des forces pour la :
A : Fragmentation mécanique ;
B : Fragmentation des roches à l'explosif.

Cependant un tas de particularités distinguent la fragmentation à l'explosif de cella mécanique. La fragmentation mécanique possède un schéma de forces des 2 côtés (Fig III.6 A) mais la fragmentation à l'explosif (à l'exception du débitage des hors-gabarits et le tir dans un milieu serré) elle a un schéma de force qui se manifeste d'un seul côté (Fig III.6 B).

Lors de la fragmentation mécanique on a affaire à des différents morceaux de la roche, par contre au cours du tir on a affaire à un massif de roches fissurées avec de considérables dimensions. Les fissures et l'hétérogénéité lors de la fragmentation facilitent la division des grands morceaux et diminuent la capacité énergétique spécifique de destruction.

Lors du tir, les fissures forment un écran à l'expansion de l'énergie, diminuent la possibilité de fragmentation et conditionnent le plus souvent l'augmentation de la consommation spécifique de l'explosif pour l'atteinte de la granulométrie exigée.

Plus le diamètre de la charge est petit, plus la possibilité de l'effet d'écran de l'expansion de l'énergie du tir est petite entre la charge et la surface libre du gradin.

Lors de l'augmentation de la consommation spécifique de l'explosif, le degré de fragmentation du massif croit plus intensivement au début (Fig III.7), ensuite s'inscrit ce que l'on appelle l'état de saturation du massif par l'énergie du tir quand ce dernier ne peut absorber une grande quantité d'énergie qui est dépensée inutilement à la dispersion des roches. Le changement de l'intensification de la fragmentation dans ce cas reste non considérable et la courbe va approximativement parallèlement à l'axe des abscisses. L'adoucissement de la courbe est conditionné aussi par le sens de fragmentation pratiquement non-réglée.

Lors d'un petit diamètre de la charge ($d<150$ mm), la courbe passe plus bas et dans certains cas elle peut atteindre l'axe des abscisses (dans ce cas, le débit de hors-gabarits est nul). Au cours d'un grand diamètre de la charge ($d>250$ mm) la courbe passe plus haut et pratiquement lors de n'importe quelle consommation spécifique d'explosif (q), on ne peut assurer un débit nul en hors-gabarits ; autrement dit il existe des valeurs minimales du débit de hors-gabarits.

La courbe traverse l'axe des ordonnées dans le point qui caractérise le contenu des hors-gabarits dans le massif des roches avant le tir.

En fonction de la catégorie de fissuration des roches et dimension admissible du morceau dans les entreprises cette valeur peut varier de 100% à 0%.

Lors du calcul de détermination des consommations des explosifs il est rationnel de remplacer les courbes sur le graphe par des droites. Dans ce cas la précision des résultats obtenus se trouve dans les limites de 15-20%, ce qui est largement admissible. Le choix de la consommation spécifique rationnelle est un problème technico-économique qu'on résous sur la base du prix d'extraction du minéral utile pour tous les processus. Cependant dans la plupart des cas lors du tir il convient d'essayer d'obtenir le débit du hors-gabarit près de 0%.

Sur le graphe de variation de q pour un diamètre donné de charge et différentes roches selon la tirabilité et fissuration (Fig III.8), aux l'axe des ordonnées on a porté le pourcentage des blocs hors-gabarits (d_{hg}>700mm) contenus dans le massif avant le tir dans différentes roches.

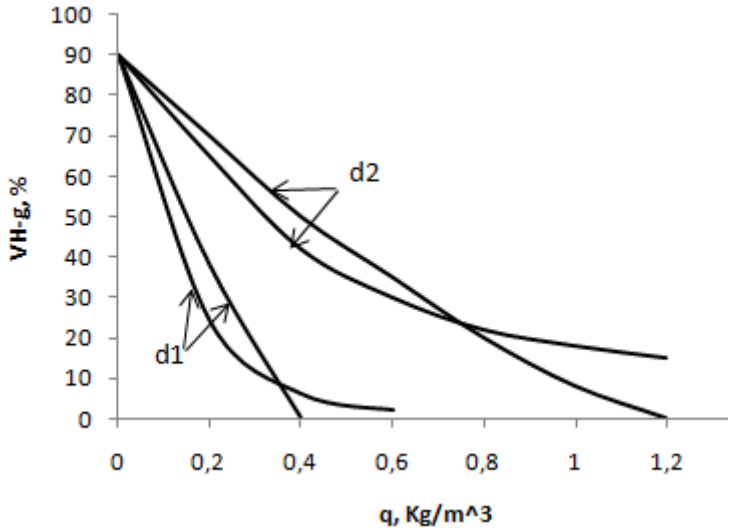


Fig III.7: Dépendance du débit des hors-gabarits en fonction de q pour différents diamètre des charges et leur tirabilité des roches. [25]
1-2 : débit des hors-gabarits de la zone de fragmentation non réglée, 1_pour d_1, 2_pour d_2.

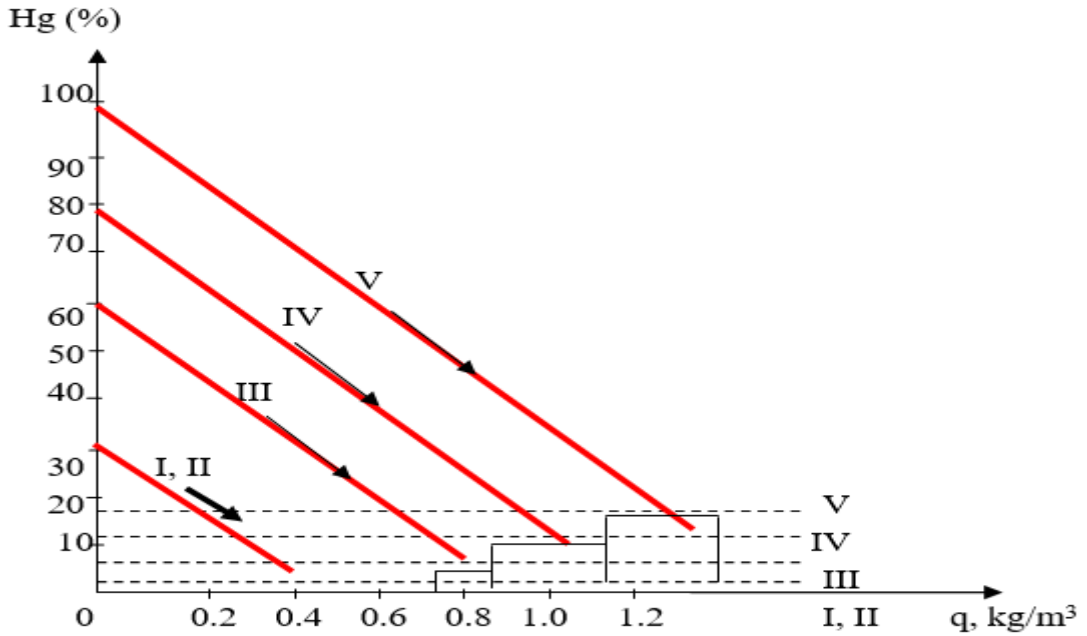


Fig III.8 : Dépendance du débit en hors-gabarits en fonction de q pour différentes catégorie de roches. [25] I-V : catégorie de roches en fonction de la fissurité.

Lors du changement de la dimension admissible des morceaux, le contenu de cette fraction dans le massif varie. L'angle d'inclinaison des droites et débit des grandes fractions de la zone de fragmentation non-réglée aussi changent. Par conséquent les valeurs limites des consommations spécifiques d'explosif changent, mais le principe méthodique du choix de q assurant le débit minimal de hors-gabarits se conserve.

Lors de l'augmentation des dimensions du morceau, toutes les droites se déplacent vers le bas, autrement dit la consommation spécifique de l'explosif diminue. Pour la détermination de sa valeur, si on connait le contenu de la grosse fraction dans massif (le point de la droite sur l'axe des ordonnées), il est nécessaire de réaliser un ou, le mieux, deux tirs expérimentaux avec différentes consommations spécifiques choisies, porter le débit de la grosse fraction obtenue sur le graphe et lier le point sur l'axe des ordonnées avec le point obtenu au moyen d'une droite. En la prolongeant (la droite), jusqu'à son intersection avec la droite représentant le débit minimum limite des hors-gabarits. Sur l'axe des abscisses ce point d'intersection donne la valeur limite de q. Au-delà de cette limite il n'est pas rationnel de s'étendre car dans cette zone la courbe du débit des grosses fractions avec la variation de la consommation spécifique déjà s'adoucit.

Le plus souvent il est interdit d'appliquer en pratique les consommations spécifiques déterminées de cette manière, car elles donnent une grande largeur du tas et des réalisations de travaux miniers non concevables selon la technologie.

Lors de la réalisation des tirs expérimentaux il faut choisir les blocs des roches avec les mêmes propriétés d'après la dureté et la fissurité et s'entraider au moyen d'une méthode de réalisation des tirs expérimentaux élaborée par l'institut des mines de Moscou.

La méthode pratique de détermination des consommations spécifiques d'explosif pour les trous de diamètre 234 mm en tenant compte de la fissurité des massifs et les propriétés de solidité des divisions composant le massif se base sur les travaux fondamentaux de l'académicien Rjevsky.V.V.

La dépendance de q en fonction des propriétés de solidité des roches (coefficient de dureté f) lors du tir des divisions jusqu'au morceau de grosseur 100 mm prend la forme :

$$q=f.e.b\ \sigma_c^2\ 0{,}73.10^2.0{,}349 \qquad (3.6)$$

Cette formule est analogique à la formule théorique de l'académicien Rebinder.P.A. englobant les lois de Patinger.P.R. et Kirpitchev.V.L :

$$KW^2=\sigma_c^2/(2E) +P_nS_P/V \qquad (3.7)$$

Où :

K : Coefficient de transformation des unités des grandeurs physiques dans le système S.I ;

W : Capacité énergétique de destruction. J/m^3 ;

σ_c : Résistance limite de la roche à la compression, Pa ;

E : Module d'élasticité, Pa ;

E_s : Energie spécifique superficielle, J/m^2 ;

S_P : Nouvelle surface formée, m^2 ;

V : Volume de la roche à abattre, m^3.

Appliquons la notion de coefficient de fragmentation K_{frag} comme le rapport de la surface du bloc avant le tir (S_n) et la surface après le tir (S_p).

Après, l'équation de dépense d'énergie, pour le cas de fragmentation à l'explosif, prend la forme :

$$W'^{=}\ \sigma_c^2/(2E)+\theta.K_{frag}+\varepsilon \quad (3.8)$$

Où

Θ : Coefficient tenant compte des dépenses d'énergie pour la fragmentation ;

ε : Coefficient tenant compte des pertes d'énergie.

Le traitement des résultats des tirs expérimentaux a permis de concevoir la formule ci-dessus de la manière suivante :

$$W' = \sigma_c^2/(2E)+1111{,}004K_{frag}+39{,}693 \quad (3.9)$$

En prenant pour les conditions moyennes $\sigma_c^2/(2E) = 11.10^{-4}$ et en revenant à la consommation spécifique en tenant compte de l'équivalent mécanique on obtient :

$$Q_s = 25.10^{-10}\sigma_c+2{,}6\ K_{frag}+0{,}093 \quad (3.10)$$

La dépendance du coefficient de fragmentation en fonction de la limite de la roche à la compression selon les données expérimentales à la forme :

$$K_{frag}= 20.10^{-10}\sigma_c+0{,}0965 \quad (3.11)$$

La consommation spécifique caractérisant la fragmentation des divisions en Kg/m^3 :

$$q_s= 0{,}77.10^{-8}\sigma+0{,}345 \quad (3.12)$$

En tenant compte des dépendances obtenues auparavant :

$$q = q_s (a+b.d_{charg}+d_c) \quad (3.13)$$

Nous obtenons :

$$q = q_s(0{,}6 + 3{,}3.10^{-3}.d_{charg}.d_c).(\frac{dc}{dk})^{\frac{2}{5}}. e^{(\frac{\rho}{2{,}6})} \quad (3.14)$$

Et finalement :

$$q = (0{,}77 .10^{-8}\ \sigma_c + 0{,}345).(0{,}6 + 3{,}3.10^{-3}.d_{charg}.d_c).(\frac{dc}{dk})^{\frac{2}{5}}. e^{(\frac{\rho}{2{,}6})} \quad (3.15)$$

Où – q : consommation spécifique calculée pour l'obtention du degré exigé de la fragmentation de la roche, Kg/m^3 ;

b : coefficient tenant compte du degré de fissuration de la roche ;

a : coefficient tenant compte des dépenses d'énergie pour surmonter les liaisons entre les divisions ;

d_c : diamètre moyen de la division dans le massif, m ;

d_k : dimension admissible (fixée) du morceau, m ;

e : capacité de travail relative de l'explosif ;

ρ : masse volumique de la roche, t/m^3.

Sur la base de la généralisation des travaux de tir de par l'expérience dans les carrières et la méthode proposée par l'institut des mines de Moscou et l'institut des recherches scientifique des métaux ferreux, une classification sur la tirabilité des massifs des roches fût établie lors de l'application des charges de Φ 250 mm et suivant laquelle il est recommandé de choisir la consommation spécifique de l'explosif.

Tab III.3 : Classification des roches d'après la tirabilité pour les carrières.

Catégorie (classe) des roches selon la tirabilité.	Consommation spécifique calculée, Kg/m^3		Distance entre les fissures naturelles de tous les systèmes	Contenu des divisions dans le massif (%), de		Résistance de la roche à la compression ,MPa.	Masse volumique de la roche, t/m^3.	Catégories (groupe) approximatives des roches.	
	Limite Des classes	Moyenne des classes		+500	+1500			Selon l'échelle du professeur Protodiakon	Selon la forabilité
I	0,12-0,18	0,150	0,10	0-2	0	100-300	1,40-1,80	VII-VI	V-VIII
II	0,18-0,27	0,225	0,10-0,25	2-16	0	250-450	1,75-2,35	VI-V	VI-X
III	0,27-0,38	0,320	0,20-0,50	10-52	0-1	300-650	2,25-2,55	V-IV	IX-XII
IV	0,38-0,52	0,450	0,45-0,75	45-80	0-4	300-900	2,50-2,80	IV-IIIa	XI –XIII
V	0,52-0,68	0,600	0,75-1,00	75-98	2-5	700-1200	2,75-2,90	IIIa-III	XIII-XV
VI	0,68-0,88	0,780	0,95-1,25	96-100	10-30	1100-1600	2,85-3,00	III-II	XIV-XVI
VII	0,88-1,10	0,990	1,20-1,50	100	25-47	1450-2050	2,95-3,20	II-I	XVI-XVIII
VIII	1,10-1,37	1,235	1,45-1,70	100	43-63	1950-2500	3,15-3,40	I	XVII-XX
IX	1,37-1,68	1,525	1,65-1,90	100	58-78	2350-3000	3,35-3,60	I	XIX-XX
X	1,68-2,03	1,855	1,85 et +	100	75-100	2850 et +	3,55 et +		

Les indices distinctifs de la classification proposée sont : l'introduction d'une dizaine de catégories regroupant les divers massifs des roches rencontrées dans les carrières en tenant compte de leurs principales propriétés – fissurité et dureté des mailles influant considérablement sur les résultats de la fragmentation.

Pour chaque carrière, d'après cette classification, on ne choisit pas plus de 4 variétés de massif en tenant compte de la consommation spécifique exigée ; de cette manière on supprime un des principaux inconvénients des classifications existantes : dans chaque carrière il existe les roches facilement, moyennement et difficilement tirables, mais la consommation spécifique de l'explosif pour le tir en masse pour une catégorie donnée peut changer de deux fois et plus. Lors de l'utilisation de la classification donnée, selon la consommation spécifique de l'explosif on choisit les catégories correspondantes de tirabilité ; résultat duquel permet d'obtenir une caractéristique objective du massif donné.

Au futur, dans cette classification, à la place de la solidité des mailles il convient d'introduire la résistance au choc (résilience) qui, dans une large mesure, caractérise la destruction des mailles lors du tir. Il est nécessaire de tenir compte du degré de saturation en eau des massifs à tirer, ainsi que les méthodes de passage des conditions standards du tir de la classification donnée à d'autres conditions (d'autres hauteurs des gradins, diamètre des charges, type d'explosifs, diamètre admissible des morceaux, schéma à micro-retard,...).

D'autres auteurs, en particulier donnent sa valeur approximative qui se détermine sur la base des résultats expérimentaux ou des tirs industriels compte tenu des propriétés des roches (Tab III.4). [25]

La consommation spécifique d'explosif pour le tir à plusieurs rangées s'applique pour la première rangée à partir des tableaux indiqués, mais pour la deuxième et les autres rangées, elle est augmentée de 5-10% dans les roches de catégories de fissuration I-III et de 10-15% dans les roches de catégories III-X.

En ex URSS ils ont choisi comme étalon d'explosif ammonite N6GV qui servirait du base pour les calculs de nouvelles consommations spécifiques d'explosif en cas de changement d'explosif dans l'entreprise. La nouvelle consommation spécifique d'explosif se détermine en tenant compte du coefficient de la capacité relative (Tab III.5).

$$q' = q_{étalon} . e \quad (3.16) \quad \text{et} \quad e = A_{ét}/A_{exp} \quad (3.17)$$

Où :

e : Coefficient de la capacité de travail relative ;

$A_{ét}$: Aptitude au travail de l'explosif étalon ;

A_{exp} : Aptitude au travail de l'explosif utilisé ;

q' : Nouvelle consommation spécifique d'explosif.

Tab III.4 : Caractéristiques géomécaniques de quelques roches.

Roches	Groupe des sols (roches)	Coefficient de dureté d'après protodiakonov	Solidité de la roche Kg/m^3.	q calculée pour :	
				Fragmentation	Projection
Sable ;	I	///	1500	///	1,6-1,8
Sable compact ou humide ;	I-II	///	1650	///	1,2-1,3
Limon lourd ;	II	///	1750	0,35-0,4	1,2-1,5
Argile friable ;	III	///	1950	0,35-0,45	1,0-1,4
Lousse ;	III-IV	///	1700	0,3-0,4	0,9-1,2
Cris, marne très friable ;	IV-V	0,8-1	1850	0,25-0,3	0,9-1,2
Grée ;	IV	1-1,5	2250	0,35-0,45	1,5
Calcaire à coquilles ;	V-IV	1,5-2	2100	0,35-0,6	1,4-1,8
Glaice, limon ;	IV-VI	1-1,5	1900	0,3-0,4	1,0-1,3
Tuf compact fissuré, pouce lourd ;	V	1,5-2	1100	0,35-0,5	1,2-1,5
Conglomérat, brèches sur ciment de calcaire et d'argile ;	IV-VI	2,3-3	2200	0,35-0,45	1,1-1,4
Grée su ciment argileux, schists argileux, micas ;	VI-VII	3-6	2200	0,4-0,5	1,2-1,6
Limon mériciteux ;	Idem	Idem	Idem	Idem	Idem
Dolomite, calcaire, magnésites grés sur ciment de calcaire ;	VII-VIII	5-6	2700	0,4-0,5	1,2-1,8
Calcaire, grés marbre ;	VII-IX	6-8	2800	0,45-0,7	1,2-2,1
Granite, grano-dicrite ;	VII-X	6-12	2800	0,5-0,7	1,7-2,1
Basalte diabase andésite, gabbro ;	IX-XI	6-8	3000	0,6-0,75	1,7-2,2
Quartzite ;	X	12-14	2600	0,5-0,6	1,6-1,8
Porphyrite.	X	16-20	2800	0,7-0,75	2,0-2,2

Tab III.5 : Coefficient de conversion des aptitudes de travail relatives. [26]

Explosif	$e=A_{et}/A_{exp}$	Explosif	$e=A_{et} / A_{exp}$
Poudre (de pistolet)	**12**	**Marmanit I (ONEX)**	**0,88**
Nitrocellulose	**0,86**	**Milanit (ONEX)**	**1.12**
Nitrate d'ammonium	**1,20**	**Onamon (ONEX)**	**3.33**
Nitroglycérine	**0,61**	**Carrinit (ONEX)**	**0.97**
TNT	**1,38**	**Gelanit I (ONEX)**	**0,9**
Acide picrique	**1,20**	**Geonit (ONEX)**	**1,71**
Picrate d'ammonium	**1,56**		
Tetryl	**1,12**		
Fulminate de mercure	**1,69**		
Azoture de plomb.	**1,44**		

III.4.2 Construction des charges

L'une des méthodes effectives d'augmentation de l'utilisation utile de l'énergie d'explosif est le réglage de la capacité énergétique volumique de la charge du trou correspondant à la variation de sa construction. Le développement de la pression de détonation à l'intérieur du trou peut être décrit par l'expression :

$$P(h,t)= \varphi(h).\ f(t).\tau(t-t') \qquad (3.18)$$

Où :

$\varphi(h)$: fonction de la pression en fonction du changement de la profondeur du trou ;

$f(t)$: fonction de pression en fonction du temps, considérée à partir de l'instant de l'initiation ;

$\tau(t-t')$: fonction de Khéviside, tenant compte du parcoure de l'onde détonatrice du point d'initiation jusqu'au point étudié ;

t : temps de passage d'onde détonatrice du point d'initiation jusqu'au point étudié.

La fonction de Khéviside dans le cas donné reflète tel fait que la pression dans le point étudié est différente de zéro seulement quand $t>t'$. La fonction $f(t)$ caractérise le comportement ultérieur de la pression dans le temps au-delà du point étudié.

Lors du changement de la vitesse de détonation suivant l'axe du trou, le temps t peut être déterminé par l'expression :

$$t'(h) = \int_i^m \frac{dH}{D} \qquad (3.19)$$

Ou approximativement :

$$t'(h_m) = \sum_{i=1}^{m} \frac{h_i - h_m - 1}{D_i} \quad (3.20)$$

Sur la base de cette méthode fut proposée l'idée de changement de la fonction réelle f(t) par l'impulsion orthogonale de largeur τ, l'approximation de cette fonction par une impulsion. Cette étude nous mène à l'impulsion orthogonale qui représente la différence de 2 fonctions de Khéviside :

$$F(t)=\tau(t-t')-\tau[t-(t'+\tau)] \qquad (3.21)$$

C'est pourquoi le comportement de la pression de détonation à l'intérieur du trou peut être représenté de la manière suivante :

$$P(h,t)=\varphi(h)\{[t-t']-\tau[t-(t'+\tau)]\} \qquad (3.22)$$

Si l'on considère que la largeur τ de l'impulsion de la pression de détonation dans le trou est mesurée avec le temps d'action du tir sur : surface du talus du gradin, alors dans la formule (3.22) il est suffisant de se limiter par le premier produit :

$$P(h,t)=\varphi(h).\tau(t-t') \quad (3.23)$$

Pour une vitesse de détonation constante : $t' = \frac{h-h_0}{D}$ (3.24)

C'est pourquoi : $p(h,t) =\varphi(h).\tau(t- (h-h_0)/D)$ (3.25)

En considérant la fonction du comportement de la pression égale à la pression maximale lors de la mesure de la profondeur du trou on obtient :

$$\varphi(h)=P_{max}=\rho.D^2/8 \qquad (3.25)$$

Nous trouvons une description plus complète du portrait général de la détonation de la charge dans le trou :

$$p(h,t) = \frac{\rho.D^2}{8}\tau(t - \frac{H-H_0}{D}) \quad (3.26)$$

Ou : ρ : densité de la charge.

L'analyse de cette formule témoigne sur la présence d'un maximum brusque reflété dans la partie centrale du trou, ce qui confirme bien les données empiriques sur la répartition des zones de fragmentation dans le massif du gradin.

Pendant la variation de la capacité énergétique de la charge au moyen de l'utilisation d'un explosif de différentes vitesses de détonation, la formule (3.23) prend la forme :

$$p(h,t) = \frac{\rho.D^2}{8}\tau\left[(t - \int_{H0}^{H}\frac{dH}{D(b)})\right] \quad (3.27)$$

D'où l'on tire que lors d'un caractère déterminé de la variation des propriétés détonatrices des explosifs le long du trou, on peut trouver l'emplacement du maximum.

Si l'on considère qu'avec la variation de la profondeur du trou son diamètre d, la vitesse de détonation de la charge D et la densité de chargement ρ de l'explosif changent conformément avec les fonctions :

$$d = d(h) ; D=D(h) ; \rho=\rho(h) \quad (3.28)$$

La satisfaction de la régularité de distribution de l'impulsion de la pression issue du tir suivant la hauteur du gradin peut être atteinte par le changement correspondant des paramètres du trou ou bien la composition de l'explosif.

Cependant le changement des paramètres des trous, et en particulier leur diamètre, représente dans le temps actuel une tâche compliquée et techniquement difficile à résoudre.

C'est pourquoi, la capacité énergétique volumique est le plus largement réglée au moyen de la formation de la charge dans le trou de puissance exigée à partir de différents explosifs ou bien leur équivalent (Fig III.9):

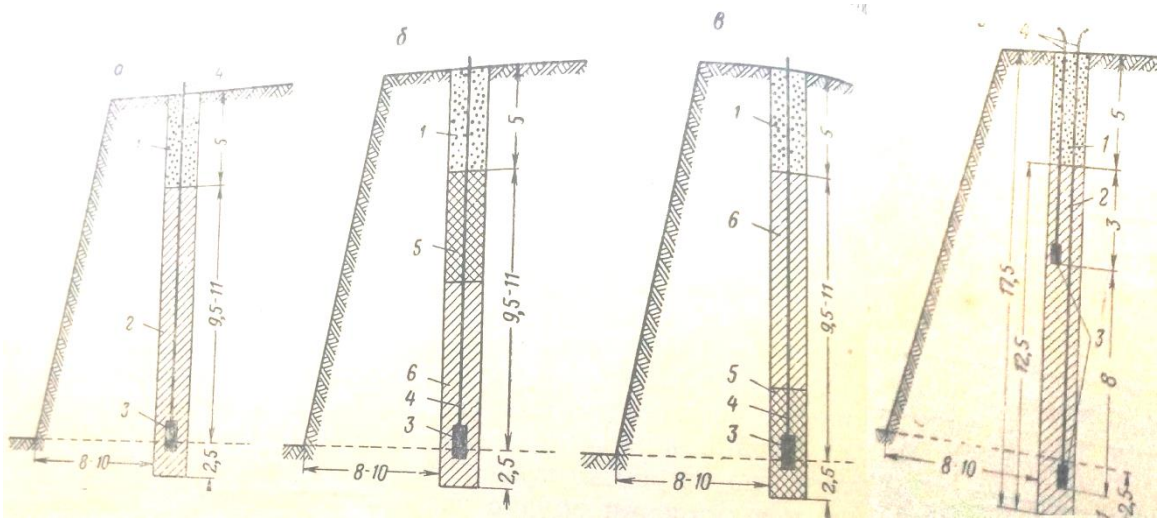


Fig III.9 : Construction des charges continues. /27/
a : homogène avec l'initiation inverse ;
b, c : combinée avec l'initiation inverse ;
d : homogène avec l'initiation orientée de rencontre.
1-bourrage ; 2- charge principale ; 3- détonateur intermédiaire ; 4- cordeau détonant ; 5- trotyl ;
6- explosif granulite (secondaire).

L'un des inconvénients du réglage de la capacité énergétique de la charge est la présence dans la composition de l'explosif de composants plus puissants, ce qui augmente brusquement le coût de l'unité d'énergie de l'explosif à cause de l'accroissement des prix des explosifs dépassant considérablement la taille de leur puissance d'explosif de 20-25% mène à l'accroissement du prix de charge de 2 à 2,5 fois.

L'analyse des tirs déjà effectués dans plusieurs carrières du bassin de Krivoï-Rog (ex URSS) a montré que : lors de la formation des charges à partie des mélanges dans différents rapports, les résultats obtenus sont représentés dans le Tab III.6.

En fonction des conditions technico-minières on applique des constructions de charge dans les parties possédant le long des trous différentes caractéristiques énergétiques. Dans ce cas, le mélange est constitué de différents rapports entre les explosifs de différents types.

Tab III.6 : Résultats expérimentaux pour différents taux d'amorçage dans les conditions de Krivoï-Rog.

Indices	Rapport : explosif principal et celui secondaire, %.					
	80/20	79/21	75/25	65/35	70/30	50/50
• Coefficient de dureté f ;	12-14	12-14	4-6	4-6	4-6	14-16
• Hauteur du gradin, m;	15	15	15	26	26	15
• Profondeur des trous, m ;	18,7	18,5	17,6	28,7	28,7	18
• Distance entre les trous, m ;	8	8	7,7	6,7	8,7	8
• Distance entre les rangées de trous, m ;	8	8	7,7	6,7	8,7	8
• Masse de la charge dans le trou, kg ;	531	519	385	897	821	659
• Longueur de la charge dans les trous, m ;	8,8	8,6	5,8	12,9	13,8	10,3
• Rendement d'un mètre de trou, m ;	58	57	54	91	73	57
• Consommation spécifique d'explosif ; Kg/m³ ;	0,47	0,48	0,42	0,35	0,39	0,66
• Débits des fractions, % : 0-500 mm	91,7	90,3	78,6	83,5	86,6	91,6
+ de 600 mm.	0	0	0	0	0	0

En qualité de facteur déterminant lors du choix de la longueur de chaque partie de la charge, on prend la distance à partir de cette charge jusqu'à la surface libre.

Dans les trous forés dans des blocs avec différents degrés de saturation en eau, les charges sont formées en remplissant dans divers rapports différentes parties du trou. Ainsi donc, et à simple titre d'exemple le minage des hauts gradins est surtout effectif lors de l'utilisation des retards à l'intérieur des trous. Dans ce cas, chaque partie de charge discontinue (Fig III.10) est tirée avec un retard de 10-20 ms par rapport à la charge voisine.

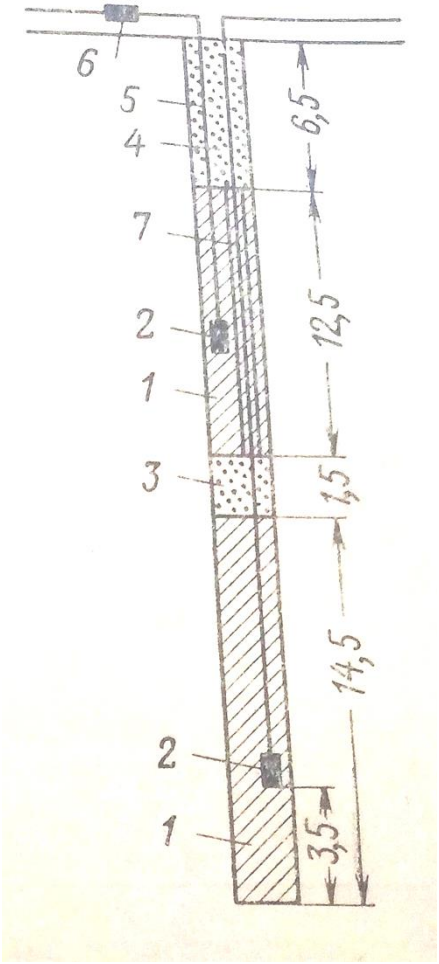


Fig III.10 : Construction des charges avec le retard à l'intérieur des trous. /28/

1- Charge d'explosif ;
2- Détonateur intermédiaire ;
3- Intervalles entre les parties de charge ;
4- Bourrage ;
5- Cordeau détonant ;
6- Relais à micro-retard ;
7- Tube isolant.

Tab III.7 : Contenu des fractions dans la masse minière après le tir pour différents modes d'initiation. [27]

Mode d'initiation	Contenu des fractions dans la masse minière après le tir, %.		
	Jusqu'à 200 mm.	De 201 à 400 mm.	Plus de 400 mm
• Avec retard à l'intérieur du trou ;		f : 16-18	
Initiation vers le haut	71,5	18,3	10,2
Initiation vers le bas	68,4	18,1	13,5
• Sans retard dans le trou ;	63,7	14,7	21,6
• Avec retard dans le trou ;		f : 12-14	
Initiation du bas	83,4	14,6	2,0
• Sans retard à l'intérieur du trou ;	76,7	15,7	7,6
• Avec retard à l'intérieur du trou ;		f : 16-20	
Initiation du bas	87,8	7,6	4,6
• Sans retard à l'intérieur du trou.	67,2	7,2	25,6
Remarque : q= constante.			

C'est pourquoi la succession du tir des parties de la charge peut être effectué de haut en bas ou bas en haut. Lors de l'initiation du bas vers le haut, la qualité de fragmentation est meilleure [28] que lors de l'initiation de haut en bas et dans les deux cas elle est considérablement haute que lors du tir à plusieurs veines. Ceci se confirme par les résultats se mesure se la granulométrie de la masse minière abattus (Tab III.7).

Lors du tir de contour la régularité de distribution des charges dans le trou peut être atteinte par l'application des intervalles vides, radiaux ou axiaux. Dans ce but on applique différentes constructions des charges de contour, parmi lesquelles les plus typiques sont représentées sur la Fig III.11.

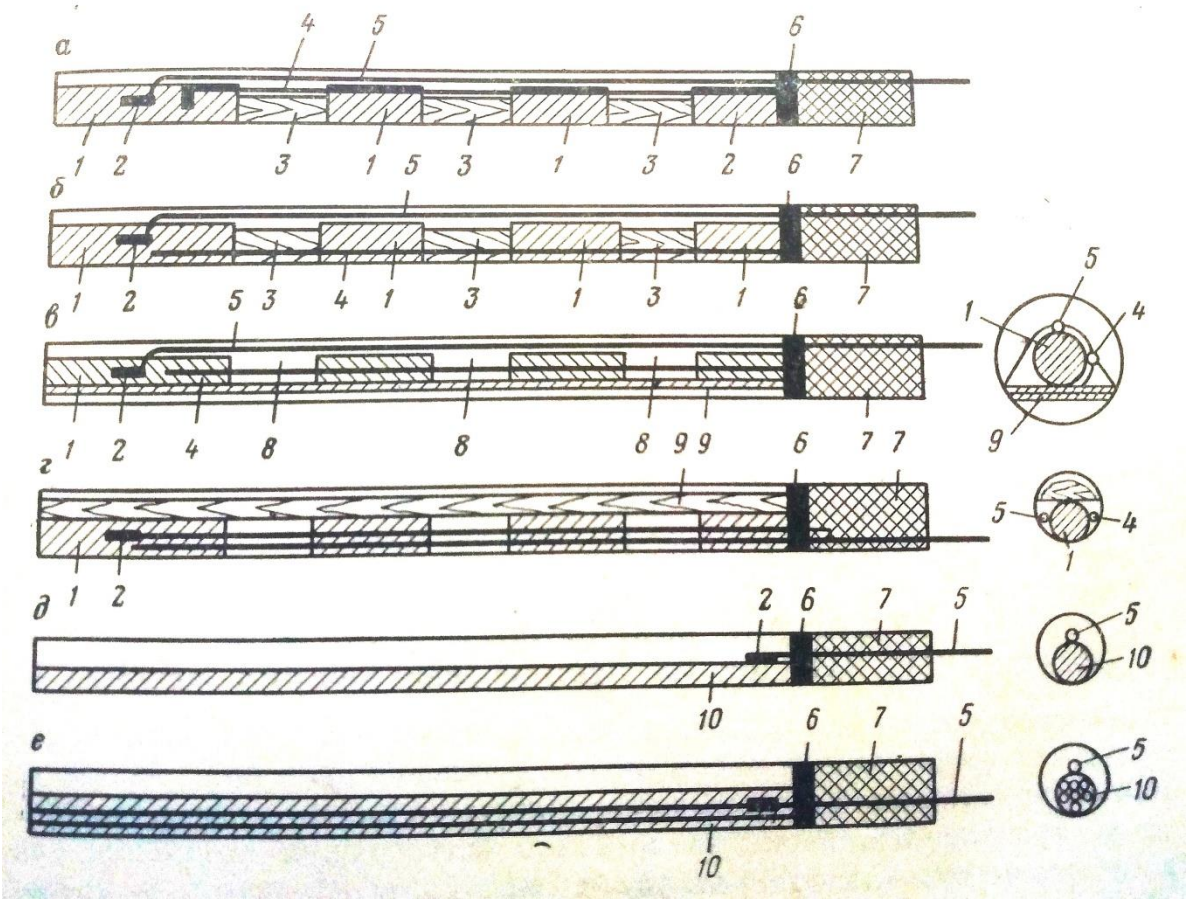


Fig III.11 : Construction des charges des trous de contour. [27]
a- Charge de diamètre normal ; b- charge de diamètre réduit ; c- avec intervalle vide et charge continue de diamètre réduit ; d- avec intervalle vide et calles le long de la paroi du trou ; e-charge à partir d'un seul fil de cordeau détonant fort ; f- charge à partir de quelques cordeaux détonant.
1-Charge d'explosif ; 2-Capsule détonatrice ; 3-Calles de répartition de la charge ; 4-Cordeau détonant ;
5-Fils électrique ; 6- Bouchon en liège ; 7-Bourrage inerte ; 8-Intervalle vide ; 9-Planche en bois ;
10-Charge à partir du cordeau détonant.

Les auteurs [25] donnent une vue simpliste néanmoins pratique de l'influence de la construction de la charge : c'est ainsi qu'on constate que le degré de fragmentation peut être réglé par le changement de la construction de la charge à l'intérieur du trou.

Au cours d'un débit de la masse minière d'un mètre de trou et lors d'une même consommation spécifique d'explosif, la charge discontinue provoque l'amélioration de la fragmentation en comparaison avec la charge continue suite à l'augmentation de la zone de fragmentation réglée Fig III.12.

Cependant la charge discontinue est rationnelle dans le cas ou le volume du trou des charges continues ne s'utilise pas entièrement : autrement dit dans les roches homogènes s'applique un réseau rapproché de dispositions des charges et la charge continue coupe une

partie peu considérable de la longueur du trou. Dans les roches hétérogènes il est rationnel de répartir la charge en la disposant dans les parties du massif les plus difficilement tirables.

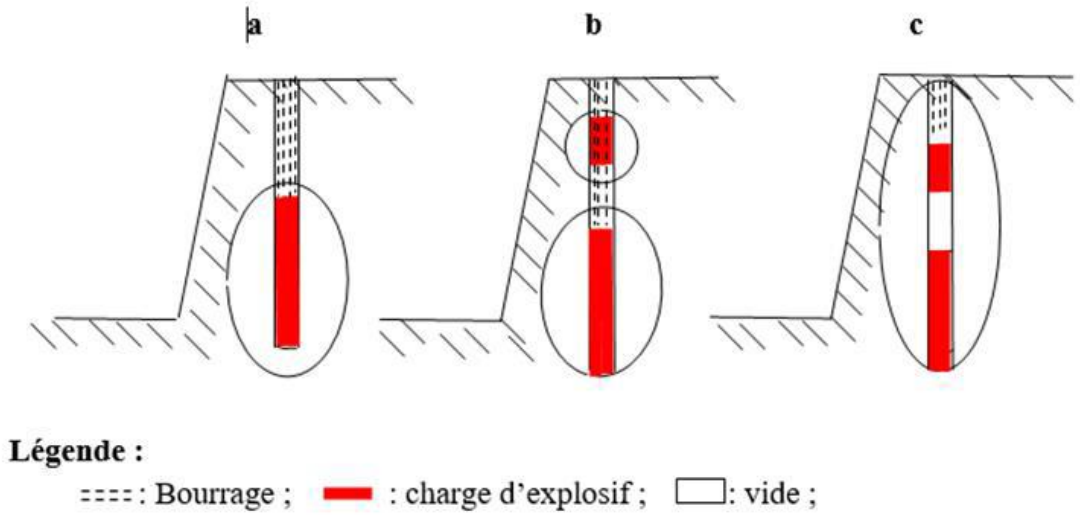


Fig III.12 : Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges discontinues.
a- Charge continue ;
b- Intervalle de discontinuité bourré ;
c- Intervalle de discontinuité vide.

En qualité de matériau de répartition on utilise la roche, l'eau, le vide. Selon les données de l'académicien Melnikov.N.V et Martchenko.L.N, la répartition des charges dans les trous au moyen du vide (Fig III.13) conditionne l'amélioration de la fragmentation de la roche.

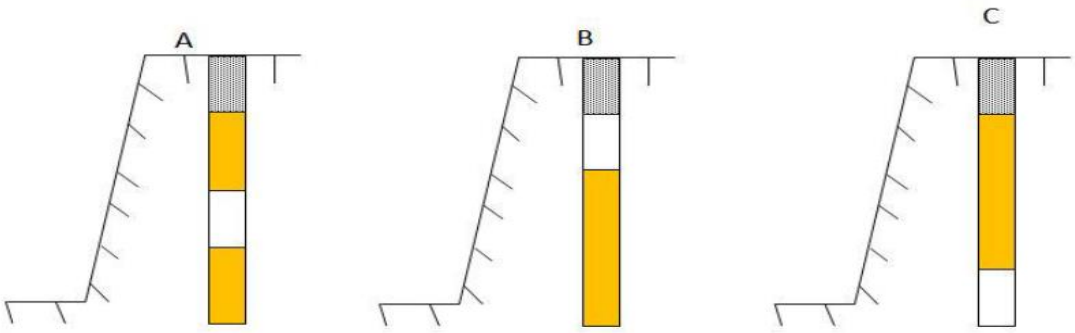


Fig III.13 : Schémas des charges avec des intervalles vides.

Les intervalles vides dans le trou changent le caractère de l'action de l'explosif. Pendant le tir d'une charge continue sans intervalle vide il se produit un sur-broyage de la roche dans la zone proche suite à haute pression des gaz formés par les produits et l'expansion des ondes de contraintes avec une grande amplitude. Dans ce cas la zone éloignée il se

transmet relativement moins de quantité d'énergie à cause de quoi la fragmentation de la roche dans la zone est moins intensive.

En créant des intervalles vides on peut réduire la densité de l'explosif dans le trou et la pression du tir sur les limites des charges – réduction du sur-broyage de la roche à proximité de la charge et augmentation du temps de l'action active du tir sur le milieu. Les gaz du tir de la partie supérieure compriment les gaz formés par les produits de la partie inférieure an augmentant de cette manière le temps de l'action du tir sur le massif.

Suite à ce changement de paramètres de l'impulsion du tir (action des forces sur le temps), la partie de l'énergie servant pour le sur-broyage local diminue, et le coefficient d'utilisation de l'énergie pour la fragmentation dans la zone éloignée augmente.

L'application de la charge avec l'intervalle vide mène, presque dans tous les cas, à une fragmentation plus régulière de la masse minière.

Dans l'intervalle vide s'effectue la collision de 2 courants de gaz provenant du tir, ce qui mène à l'accroissement de la pression et une fragmentation de la roche plus régulière, même dans la partie du trou ou il n'y a pas d'explosif.

Les recherches menées dans ce sens ont montré que la fragmentation s'améliore an cas ou l'intervalle est formé entre la charge et le bourrage (Fig III.13 B) et le bourrage avec la combinaison des charges renformies qui explosant simultanément avec la charge principale, s'opposent à la projection du bourrage hors du trou.

Dans quelques carrières, un bon traitement du pied du gradin fût atteint en l'intervalle vide ou l'eau dans l'excès de forage du trou (Fig III.13 C).

La longueur de l'intervalle vide entre les parties des charges dans la plupart des cas s'établie empiriquement et dépend de la longueur de la colonne de la charge, du type d'explosif et des propriétés mécanique des roches. L'intervalle vide de petite longueur ne donne pas d'effet et l'intervalle d'une longueur dépassée mène à la dégradation de la fragmentation à cause d'une grande diminution de la pression dans le trou. La longueur sommaire des intervalles vides peut être prise dans les limites :

- ✓ Pour les roches faibles : (0,32-0,4) lch ;
- ✓ Pour les roches dures : (0,15-0,2) lch.

La valeur de la partie supérieure de la charge s'applique de 0,25-0,35 de la charge totale.

Si la longueur de l'intervalle vide dépasse 3,5-4,0 m il convient de répartir la charge en quelques parties.

Chaque partie de la charge répartie s'initie par un détonateur séparé ou par un cordeau détonant puissant assurant une détonation stable de l'explosif.

Lors du chargement des trous saturés à l'eau il convient d'éviter le bourrage réparti (matériau inerte) car le matériau étranger se trouvant dans la charge dégrade l'aptitude détonatrice de l'explosif.

Inconvénient de l'application des charges discontinues :

Difficulté de chargement ; diminution de l'efficacité des travaux du tir ; difficulté de l'application du chargement mécanique.

III.4.3- Mode d'initiation des charges

L'essence du retard à l'intérieur du trou s'inclut dans la division de charge placée dans le trou en plusieurs parties et leur tir successif avec retard (Fig III.14)

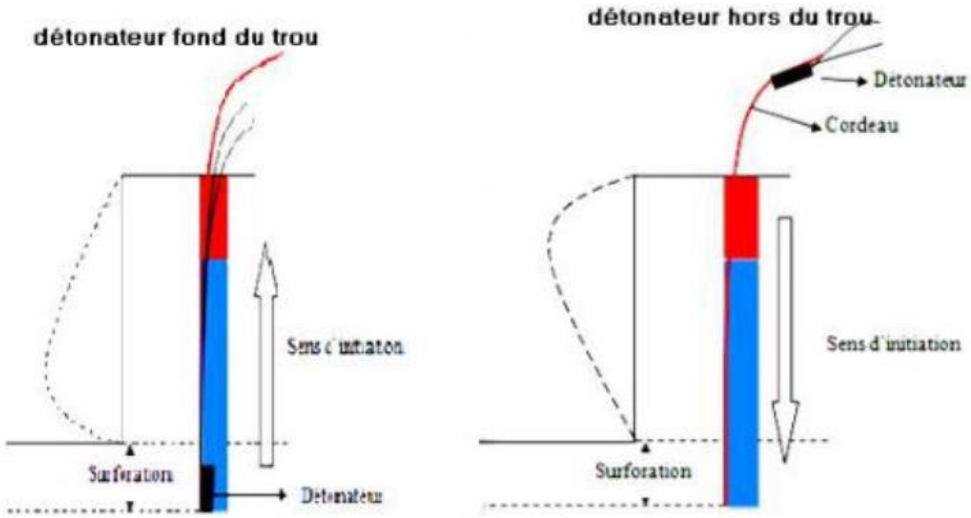


Fig III.14: Schéma d'amorçage avec différents temps de retard des parties discontinues de la charge dans le trou.

De cette manière on atteint l'augmentation du temps total d'effet du tir sur le massif et l'amélioration de fragmentation. Les schémas du tir se diffèrent principalement par l'initiation successive (du bas ou haut) lors du rapport entre les charges supérieures et inférieures égal à ½ et la longueur de l'intervalle entre les charges vaut 0,6-0,8 la longueur de la partie supérieure de la charge. L'initiation s'effectue par cordeau détonant placé dans un

tube en caoutchouc ou en chlorure de polyvinyle isolant la charge. Des cordeaux détonant peu puissants ont été fabriqués pour la création des retards à l'intérieur des trous.

Le schéma du retard à partir du bas [12] est plus efficace car il augments l'effet du tir de la charge dans le trou profond dans une large mesure (Fig III.15)

a b

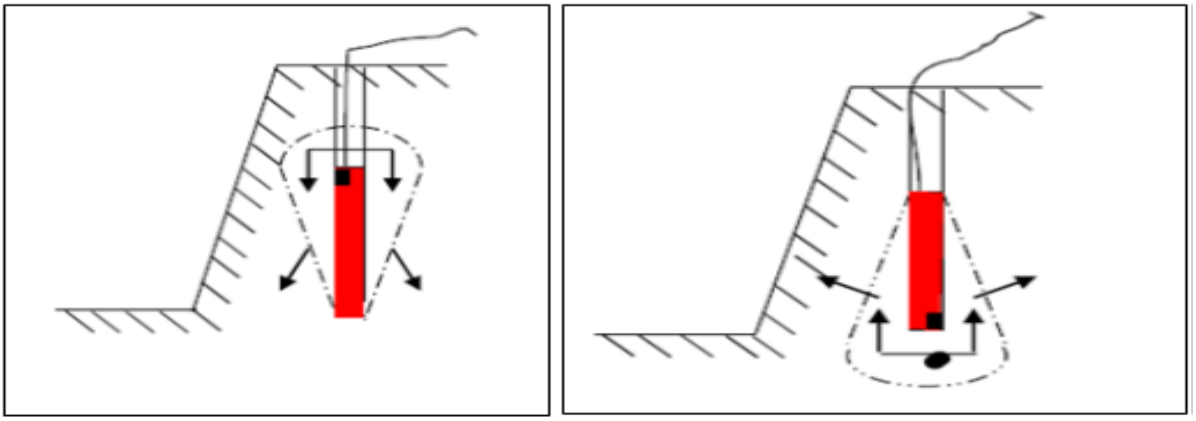


Fig III.15 : Variation de l'état de concentration du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges.

a. Du haut vers le bas ;
b. Du bas vers haut.

Les principaux inconvénients du schéma de tir avec retard à l'intérieur des trous sont : difficulté de charge et impossibilité de mécanisation des travaux de chargement. Les expériences ont montré que le traitement du pied du gradin s'améliore si l'initiation de la charge s'effectue à partie du bas. D'après les données du Professeur V.N.Nossints l'initiation de la charge s'effectue du bas vers le haut si la vitesse de détonation dépasse la vitesse de propagation de l'onde longitudinale dans le massif de 1,6 fois et plus. Si le rapport de vitesse est inférieur à 1,6 il est préférable d'applique l'initiation directe.

L'influence de l'orientation de la détonation des charges sur le processus de destruction du massif tire son essence des idées suscitées et on se réfèrera aux travaux expérimentaux de /27/ pour tirer nos conclusions.

Lors de la disposition parallèle des trous dans les rangées et lors du parallélisme des rangées entres-elles, des expériences ont été effectuées pour différentes initiations, que ce soit des trous isolés ou des rangées tout les trous ont été initiés simultanément dans un cas trous (Fig III.16 A), dans l'autre cas respectivement de l'orifice du trou et du bas du trou (Fig III.16 B).

A B

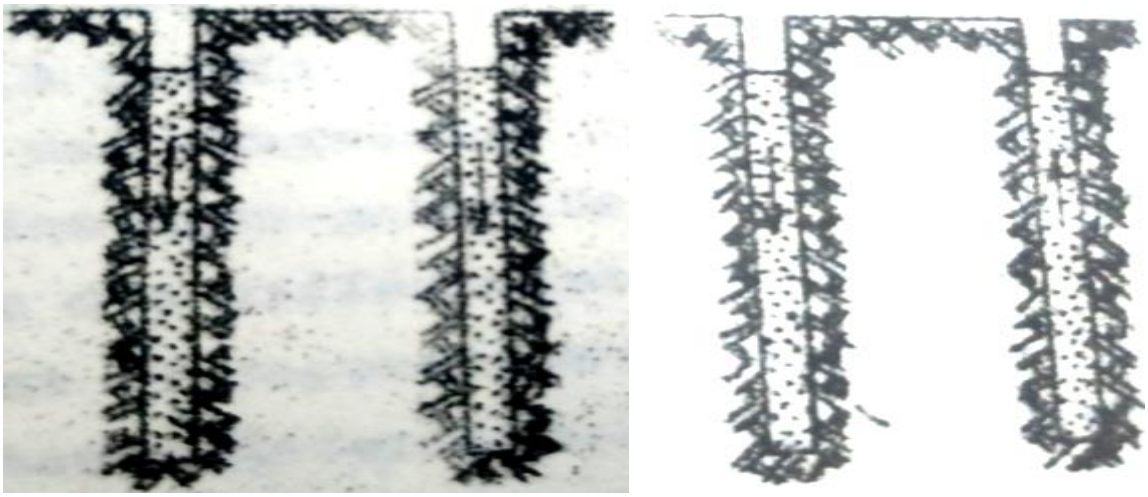


Fig III.16: Schéma d'initiation des charges.

La valeur des charges dans tous les cas a été prise comme étant la même. La consommation spécifique à été réglée par le changement du linge de moindre résistance. La composition granulométrique de la masse minière abattue a été déterminée successivement par un réseau avec différentes mailles. Comme fraction hors-gabarit on a choisi +15 mm comme échelle du modèle, ce qui correspond à +300 mm dans la nature.

La variation de l'orientation de l'initiation des charges, lors des conditions simples et identiques, a mené à la variation des résultats du tir. En particulier lors de différentes constructions d'initiations, le débit des hors-gabarits a brusquement diminué.

L'effet du tir a été apprécié aussi par le changement de la superficie de la surface nouvellement formée du massif détruit et qu'on a déterminé par formule :

$$S_m = \frac{6}{\rho m} \sum \frac{\mu f}{d_{moy} - S_i} \quad (3.29)$$

Ou : ρ_m – densité du matériau du modèle, Kg/m^3 ;

μ_f : débit des différentes fractions, kg ;

d_{moy} : diamètre moyen des fractions, m ;

s_i : aire de la surface de la partie du bloc avant le tir, m^2.

La comparaison des aires des surfaces nouvellement formées au cours de différentes initiation des charges a montré que : lors des différentes initiations, le rendement du tir est supérieur que lors du même tir orienté, simultané et direct. La différence des aires a atteint 18-20%.

L'amélioration de la qualité de fragmentation du massif lors de différentes s'explique à la manière suivante :

- Lors du tir d'une rangée à plusieurs veines avec la même orientation de l'initiation se produit l'interaction des charges. Dans ce cas les contraintes de traction se concentrent principalement suivant la ligne des trous, par conséquent, dans cette direction, les fissures se forment rapidement et le processus de détachement de la roche abattue du massif s'accélère. Outre cela surgissent les domaines isotropiques dans lesquels les contraintes sont affaiblies en comparaison avec l'action d'une charge unique. Suivant les lignes reliant ces domaines isotropiques et se trouvant sur une distance de 0,3-0,5 w à partir de la surface abattue, il s'effectue un détachement de la partie mal fragmentée du massif qui représente la principale source du débit des hors-gabarits.
- Lors du tir des différentes initiations (par exemple, tous les 2 trous) le coefficient de rapprochement des charges augmente de 2 fois en un intervalle de temps déterminé. L'onde de détonation, pendant ce temps, traverse la moitié de la longueur de la charge et commence l'interaction des champs de contraintes des charges, non seulement avec la même mais avec différentes orientation d'initiations. Cependant la formation des champs de contraintes interagissant du tir des charges voisines avec retard l'un par rapport à l'autre. C'est pourquoi l'affaiblissement des contraintes dans les domaines iso-tropique est considérablement inférieur que lors du tir des charges avec la même orientation d'initiation.

Au cours de l'initiation suivant une seule direction, le milieu à détruire perçoit une seule impulsion, et au cours de l'initiation à plusieurs sens, le milieu se trouvant en état de contraintes (sous l'effet du tir), une série des charges reçoit une impulsion complémentaire du tir de la série des charges suivantes : - il s'effectue une répartition des champs de contraintes et leur intensification. Le temps d'action des ondes, bien que le temps total d'action du tir reste invariable.

Lors de l'initiation à différents sens on n'observe pas de coupure venant du massif comme cela a lieu au cours des modes de tir habituels. Le front de l'onde de contrainte lors de l'initiation à différents sens, au niveau des charges voisines possède un sens opposé par

rapport à l'axe du trou et si, sur le massif, agit seulement l'onde de compression à partir du tir des trou avec la même initiation, dans le cas de l'initiation à différents sans ont lieu les ondes de traction. Si la vitesse du front de l'onde de contrainte est inférieure à la vitesse de détonation des charges, les ondes de compression dans le massif s'affaiblissent considérablement et la concentration des contraintes suivant la ligne des trous diminue, ce qui mène à un mélange intermittent de la partie du massif abattu et la formation des détachements.

L'augmentation du temps d'action du tir sur le massif à tirer peut être atteinte aussi suite à l'application des charges réparties au moyen d'intervalles vides ou mélanges d'explosifs peu couteux et avec des caractéristiques faibles.

L'application de l'initiation en différents des charges dans une série de carrières, permet d'atteindre une amélioration considérable de la qualité de fragmentation du massif sans autres dépenses complémentaires.

La large introduction des méthodes de tir avec l'initiation à différents sens, aussi bien des charges séparées que celles en groupes est freinée par l'absence de moyens de transmissions de détonations à un point donné de la charge, suffisamment faibles et pas chers ; par exemple : cordeau détonant spécial assurant la transmission de l'impulsion du tir seulement à charges intermédiaire.

III.5 Influence des paramètres géométriques

III.5.1 Diamètre de la charge et réseau de disposition des trous

Pratiquement il est établi que pour chaque catégorie de roche il existe une dépendance linéaire entre la ligne de moindre résistance et le diamètre de charge, du type : w, k, d_{charg}. La pente de laquelle se détermine par la dureté et le structure de la roche (Fig III.17)

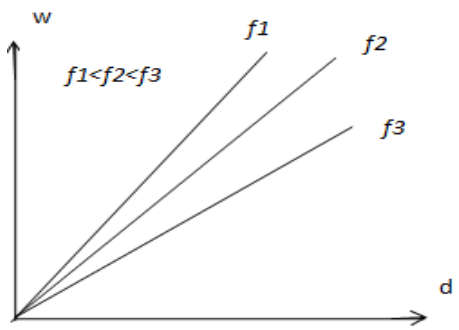


Fig III.17 : Dépendance de la résistance au pied du gradin à surmonter en fonction du diamètre de la charge.

Avec l'augmentation de la dureté de la roche, l'inclinaison de la droite baisse. Cette dépendance est tracée sans tenir compte du degré de fragmentation et pour une consommation spécifique constante et admet qu'avec l'augmentation du diamètre de la charge, le débit des grosses fractions lors du tir croit. Ceci se produit, car avec l'augmentation de W le plus grand pourcentage des mailles constituant le massif se trouvent dans la zone de fragmentation non-réglée.

En diminuant le diamètre de la charge, on peut atteindre la position lors de laquelle toutes les mailles se trouvent dans la zone de fragmentation réglée, la charge d'explosif traverse chaque maille ou se trouve en raccordement cette dernière.

La variation du diamètre de la charge est le moyen le plus efficace pour le réglage du degré de fragmentation. Lors de petits diamètres des charges, en plus de l'amélioration de fragmentation, il y a diminution des détachements au-delà des lignes des charges (de l'enlevure), le volume relatif au sur-broyage des roches autour de la charge diminue et l'énergie se répand dans le massif avec le minimum d'extinction. Ce pendant en quelques carrières, dans des roches à grosses mailles lors de teindre une cette diminution de la charge de 200 à 100 mm, on n'a pu atteindre une cette diminution du débit des hors-gabarits.

Ceci s'explique par le fait de la tendance existante en pratique d'élargie le réseau des trous lors d'un petit diamètre de la charge, autrement dit augmenter le rapport W/d_{moy}, ce qui conduit à l'aggravation de fragmentation dans les roches à grandes mailles.

Le choix correct du coefficient de rapprochement des trous a une grande importance. La littérature soviétique à montré que lors du tir à une seule rangée avec l'augmentation de m de 0,6-1, lors de moyennes consommation spécifiques d'explosif, la fragmentation ne se dégrade pas, mais dans plusieurs car s'améliore même, grâce à un remplissage plus complet des trous par l'explosif et à la diminution de la longueur du bourrage. C'est pourquoi lors du tir à seule rangés on applique m=0,8-1.

Lors d'une disposition des charges à plusieurs rangées, selon un schéma carré (Fig III.18), grâce à un schéma diagonal de commutation des trous, m_{front} augmente jusqu'à 2 et les charges sont tirées dans l'ordre d'échiquier. Comme résultat, le degré fragmentation de la roche s'améliore considérablement.

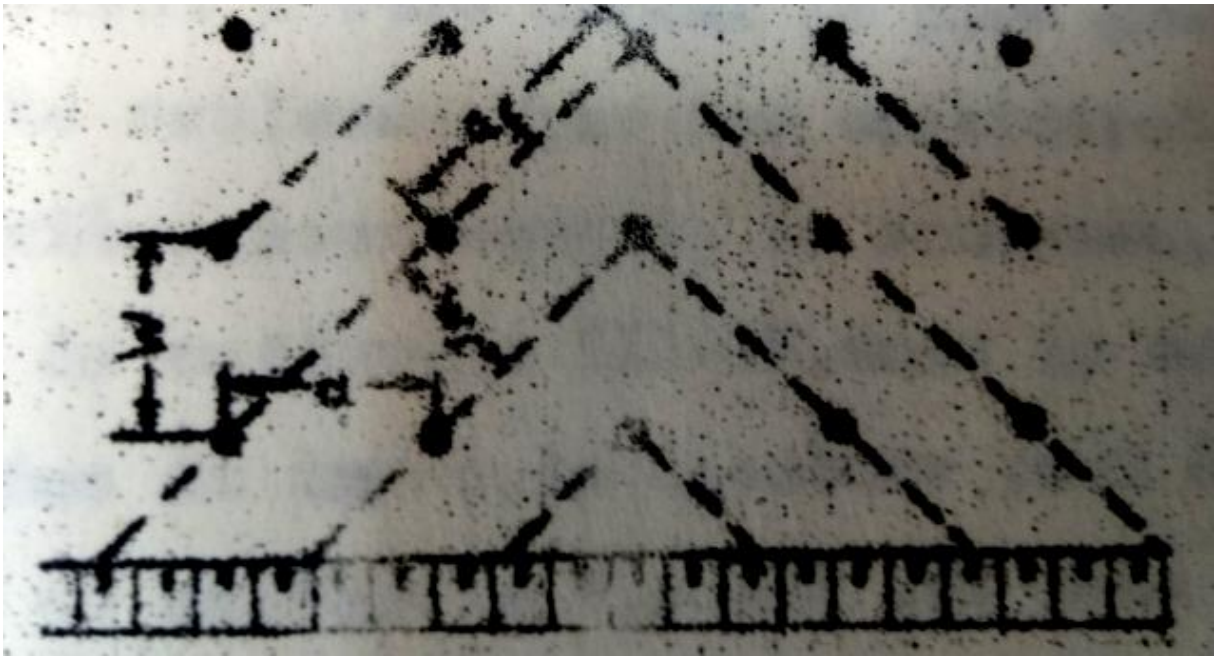


Fig III.18 : Schéma diagonal de connexion des charges.

Les dépenses pour l'abattage diminuent rationnellement, en premier lieu pour ce qui est des travaux de forage et de tir. Avec l'augmentation du coefficient de dureté f de la roche de 6-18 les dépenses pour le forage augmentent rapidement (approximativement de 10 fois) que celles pour le tir (approximativement 2 fois).

Dans ce cas, dans les roches de dureté inférieure à la moyenne, le coût des travaux de tir constitue 70% des investissements totaux pour l'abattage et, dans les roches dures, les dépenses pour les travaux de forage constituent la partie essentielle du cout de l'abattage (Fig III.19).

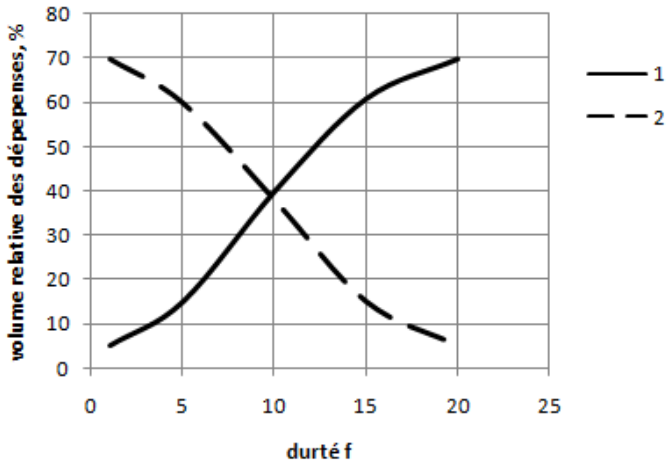


Fig III.19 : Dépendance des dépenses relatives du forage et du tir en fonction du coefficient de dureté f. [25]

1- Dépenses pour le forage ;

2- Dépenses pour le tir.

C'est pourquoi dans les roches de dureté inférieure à moyenne avec f<7 on accorde une principale attention à la réduction des dépenses pour le tir : - l'application d'explosifs moins chers ; -dans les roches dures avec f>14-16- la réduction des coûts des travaux de forage, l'application des méthodes de forage plus effectives, plus grand diamètre des trous, instruments de meilleurs qualité.

Le remplacement dans les roches dures des explosifs moins chers par d'autre plus puissants avec une grande concentration volumique d'énergie mais plus chers, peut être entièrement rationnel si cela arrivera à réduire le coût, le forage du massif et d'abattage se réduit tout en conservant une meilleure qualité du tir.

Les [27] assure qu'il est nécessaire de choisir le diamètre des trous d'après les réflexions suivantes :

Dans les roches de catégorie I-II d'après la fissuration, le diamètre de charge convient d'être choisi le plus grand possible (250-330 mm) et sa valeur se limite seulement par les considérations technologiques (puissance de la carrière, rendement de la sondeuse, stabilité des gradins).

Dans les roches de catégorie III-IV, dans le cas de l'application du tir à plusieurs rangées de trous, le diamètre peut être pris (200-250 mm).

Dans les roches de catégorie V, ainsi que dans les roches hétérogènes et les roches ; se mélangeant souvent suivant le front du gradin, de catégorie IV, il convient d'appliquer le diamètre de charge (150-200 mm).

Il convient d'argumenter le diminution du diamètre de la charge au moyen de tir expérimentaux et ces calculs technico-économiques.

D'après [25] on voit que l'état contemporain de l'étude du tir, pour le moment, ne permet pas de donner une solution théorique complète et argumenter le choix du diamètre de charge. C'est pourquoi il convient de se servir des données expérimentales pour des problèmes concrets.

Pour les carrières, on peut formuler les particularités suivantes des trous :

1- Pour les roches de catégorie de tirabilité I-III, il convient de choisir le plus grand diamètre possible (250-300 mm) ;

2- Pour les roches de catégorie de tirabilité IV-VIII, ainsi que les roches homogènes de la catégorie III en cas de possibilité d'utilisation du tir à retard à plusieurs rangées, le diamètre préférentiel est (200-250 mm) ;

3- Pour les roches à grosse mailles de catégorie de tirabilité VIII-X, ainsi que les roches hétérogènes et souvent alternées de la catégorie III, il convient de réduire le diamètre de la charge jusqu'à 150 mm.

La principale cause de la faible utilisation des trous de petit diamètre est le petit rendement des sondeuses et coût élevé de la foration : le rendement linéaire postier des sondeuses lors de la foration des trous de différents diamètres (de 105-250 mm) se trouve dans les limites 35-60m.

Vu que le débit de la masse minière d'un mètre de trou est proportionnel au carré du diamètre de la charge, dans ce cas le rendement des sondeuses croit suivant la masse minière forée par des trous de grand diamètre et le coût de foration d'un m^3 diminue.

C'est pourquoi dans les conditions contemporaines on souligne la tendance d'application des trous de grand diamètre, surtout pour les carrières de grande puissance.

Lors de grandes consommation spécifiques d'explosif, grandes vitesse de déplacement (projection) des blocs, l'intensification de fragmentation du massif au moyen de trous de grand diamètre na peut différer considérablement de l'intensification de sa fragmentation au moyen de trous de petits diamètre si la vitesse de déplacement (choc) des blocs au cours des petits diamètres est inférieure que celle le grand diamètre.

Au cours du tir à plusieurs rangées, cette différence peut être encore moindre à cause de l'interaction intensive (choc) des masses de roche déplacées lors du tir des trous de même diamètre, ainsi que lors du tir des massifs constitués de mailles se fragmentant bien par le choc mécanique.

Dans ce cas du choix du diamètre, il est nécessaire de tenir compte du rapport entre les paramètres des grosses mailles composant le massif à tirer et la dimension du morceau conditionné choisi à l'entreprise.

Avec l'augmentation de la profondeur des carrières, les conditions au tir changent et se compliquent considérablement : les roches deviennent de plus en plus à grosse maille et difficilement tirables. La saturation des trous en eau croit ; la largeur des plates-formes de

travail des gradins diminue ; la stabilité des bords se dégrade et par conséquent le danger de l'effet sismique du tir augmente.

C'est pourquoi, dans beaucoup de cas, le passage du tir à plusieurs rangées de trous verticaux de grand diamètre au tir à une ou deux rangées de trous inclinés de diamètre moyen (200 mm) et diamètre réduit (150mm) est nécessaire. De même que le passage des explosifs peu puissants et saturables à l'eau à d'autres plus puissants et non saturable avec une grande concentration d'énergie ; le passage des sondeuses puissantes à seule tête de sonde à celles à plusieurs têtes de sonde assurant simultanément la foration de 2 trous et plus, diamètre réduit et avec le rendement posté de 150-200m, augmentant le rendement des sondes contemporaines de 2 à 3 fois.

Dans les carrières de production annuelle en masse minière plus de 2 mine de m^3, il est rationnel d'appliquer des sondeuses puissantes assurant la foration des trous de 250-320 mm de diamètre, pour les carrières de moyenne production 0,5-2 Mlns de m^3, le diamètre rationnel 190-243 mm, pour les petites carrières on applique les sondeuses rotatives avec le diamètre de la couronne de 105-160 mm ainsi que les sondeuses à molette de petits diamètre de couronne.

On s'établi que les destructions du massif à l'explosif saisissent principalement la région de la première rangée des charges. C'est pourquoi la possibilité de réglage du degré de fragmentation au cour d'un tir à une seule rangée est le plus limité. Au cours de la disposition des charges à plusieurs rangées, la fragmentation de la masse minière s'améliore du fait que les charges de la deuxième rangée et celles la succédant travaillent dans un massif moins dégradé. Plus le nombre des rangées de charges est grand plus le volume relatif de la roche abattue par les charges de la première rangée est plus petit et débit des hors-gabarits diminue. D'ici on peut calculer approximativement la diminution du débit des hors-gabarits lors du tir à plusieurs rangées.

Si le réseau de disposition des trous et de la masse des charges des rangées sont les même, le débit moyen des hors-gabarits lors du tir de n rangées de charges en % :

$$V_n = \frac{v_0 + v_{(n-1)}}{n} = \frac{1 + \frac{v_{(n-1)}}{v_0}}{n} v_0 \quad (3.30)$$

Où :

V_0 : débit des hors-gabarits de la première rangée de trous, % ;

V : débit des hors-gabarits de la deuxième et du reste des rangées pour même paramètres de tir, %.

Sachant le rapport V/V_0 des résultats du tir à une seule rangée, on peut trouver le débit des hors-gabarits lors du passage au tir à plusieurs rangées.

La valeur de ce rapport pour les conditions moyennes de tir est de C, 25- C,3. C'est pourquoi la formule finale de calcul prend la forme :

$$V_n = \left[\frac{1+0,3(n-1)}{n}\right] v_0 \quad (3.31)$$

III.5.2 Résistance au pied du gradin

Cette grandeur est déterminés afin d'assurer une fragmentation normale du massif au niveau du pied du gradin. La résistance au pied du gradin maximale se détermine par la formule :

$$W = w_u + K_i.d(1,2-m).m \quad (3.32)$$

Où:

K_i :30% : coefficient de l'interaction des charges ;

m = a/W, coefficient de rapprochement des trous.

La résistance au pied du gradin pour un seul trou W, se détermine par la formule de Davidov.S.A :

$$W_u = 53.K_r.d.(\Delta/e)^{1/2}.m \quad (3.33)$$

Où :

K_r : coefficient de fissuration ; égal à 1 pour les roches monolithiques, 1,2 pour les roches fissurées ;

Δ : Densité de la charge d'explosif, kg/dm^3 ;

e : aptitude de travail relatif de l'explosif.

L'industrie des explosifs de l'ex Union soviétique recommande de déterminer W par la formule :

$$W=\sqrt{p/q} \qquad (3.34)$$

Où ;

p : charge d'un mètre de trou, kg/m ;

q_s : consommation spécifique d'explosif, kg/m^3.

En résolvant en même temps les équations (3.32) et (3.33) et en posant K=1,1, e=1 et Δ= 0,9 g/cm, on obtient :

$$W=30.d.(3-m)/\sqrt{j} \qquad (3.35)$$

W, compte tenu de l'interaction des charges, peut être déterminé par la formule :

$$W=W_u\,(1,6-0,5m) \qquad (3.36)$$

La résistance au pied du gradin doit être vérifiée par condition de sécurité des travaux miniers :

$$W=H.ctg\alpha+c \qquad (3.37)$$

Où ;

H : hauteur du gradin, m ;

α : angle du talus du gradin, ° ;

c : = 3m, distance minimale admissible de l'axe du trou jusqu'à l'arrête supérieure du gradin.

En égalisant les parties droites des équations (3.33) et (3.37) nous trouvons le diamètre des trous verticaux qui assure un traitement normal du pied du gradin pour cette hauteur et angle du talus donnés :

$$d = \frac{(H.ctg\alpha+c)\sqrt{p}}{30(3-m)} \qquad (3.38)$$

Si le diamètre déterminé par cette formule est supérieur à celui foré par la sondeuse disponible en carrière, il convient d'appliquer des trous inclinés ou double rapprochés.

Corollaire :

La quantité de la charge se détermine à partie du principe de remplissage maximum du volume du trou foré par l'explosif. Les formules de calcul sont ainsi représentées :

Le calcul de charge d'explosif se fait suivant 2 voies :

1^{ére} voie : on calcule en fonction du volume à abattre.

$$Q_1=q.V \quad et \quad V= a.H.W=m.W^2.H$$

2^{émé} voie : en fonction du volume destiné pour l'emplacement de la charge.

$$Q_2=p\ (L-0,75W)$$ ou 0,75W : longueur du bourrage.

Egalisons $Q_1= Q_2$; d'où : $q.m.H.W^2+0,75.p.W-p.L=0$ (équation du 2^{émé} degré)

Pour m=1 $$W = \frac{\sqrt{0,56.p^2+4.q.p.H.L}-0,75p}{2.q.H} \qquad (3.39)$$

Ou : $W= 0,9\sqrt{p/q}$

Expriment la masse de la charge dans le trou par la forme :

$Q=10[(\pi.d^2)/4].\Delta.\tau.H=7,85d^2.\Delta.\tau.H$

$$W = d.\sqrt{7,85.\Delta.\tau/(q.m)} \quad (3.40)$$

Où :

τ : coefficient de remplissage du trou par l'explosif.

Remarque : toutes les autres formules sont dérivées de ces formules.

Exemple :

La ligne de moindre résistance d'une charge unique d'Ammonite N6GV se trouve dans les limites (35-40) d_{ch}. La valeur de la ligne de moindre résistance est numériquement égale au rayon de destruction de la charge par la charge de diamètre donné si sa longueur l_{ch} n'est pas inférieure à (20-30) d_{ch}. Dans le cas de petits rapports l_{ch}/d_{ch}, le rayon de destruction diminue (Fig III.20).

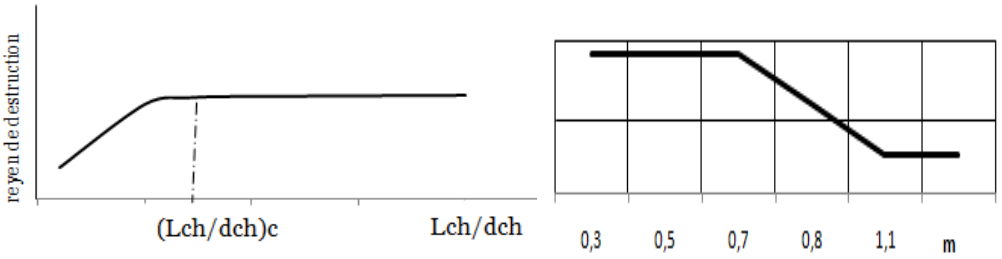


Fig III.20 : Dépendance de la ligne de moindre résistance à surmonter par une charge allongée. a : en fonction des grandeurs l_{ch}/d_{ch} ; b : en fonction de la grandeur m= a/W. I-zone du pied ; II-zone sans formation de pied. [12]

III.5.3 Valeur de l'excès de forage et de la longueur du bourrage

L'excès de forage se fait pour l'amélioration de la fragmentation du massif au niveau du pied du gradin et l'emplacement dans la partie inférieure du massif d'une grande quantité de charge. Au cours des tirs expérimentaux on a établi qu'avec l'augmentation de la profondeur de l'excès de forage de plus que (12-15) d_{ch}. La résistance au pied du gradin à surmonter ne change pas. C'est pourquoi la profondeur de l'excès de forage s'applique égale à 10 d_{ch} pour les roches non dures et 15 d_{ch} pour les roches dures et difficilement tirables. Certains chercheurs soviètiques recommandent pour la détermination de l'excès de forage des trous verticaux et inclinés la formule suivante : $l_{ex}= \frac{1}{2}$ q.w (3.41)

Les bouts des trous de mines ou de sondes restant libres après le chargement en explosif seront remplis comme règle par un matériau de bourrage : argile, sable, fragments de roches,……etc.

Le bourrage améliore l'effet destructif de l'action du tir suite à la diminution des pertes d'énergie dans le processus de détonation de la charge, améliore l'augmentation de la durée d'action des gaz du tir sur les parois du trou. Un bourrage qualitatif diminue la force de l'onde de choc, la projection des morceaux de roches et augmente aussi la sécurité des travaux./25/ Le bourrage le plus efficace est réalisé à partir du sable ou de roches très fragmentons. Ce bourrage appose la plus grande résistance aux gaz du tir. L'application dans les carrières, à la place du bourrage, du bouchon en papier provenant à partir des sacs d'explosif vides mène à l'augmentation de la consommation spécifique d'explosif et l'accroissement de la projection des morceaux, ce qui n'est pas admissible. La longueur du bourrage lors du tir dans les carrières doit être ≥ à 0,75W ou 25-30.d_{ch}.

D'après [28] la longueur du bourrage s'applique égale à (20-30) d_{ch} ou bien (0,5-0,75)W ; pour assurer la largeur minimale du tas elle doit se situer dans les limites (0,8-1,0)W.

Il existe une proposition sur l'application de charges de blocage au moyen desquelles on peut réduire la longueur du bourrage.

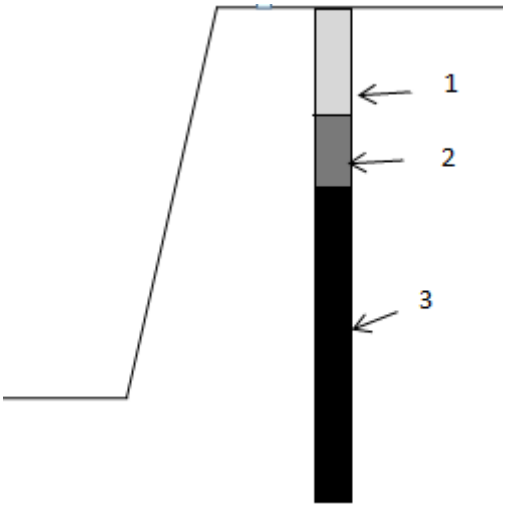


Fig III.21 : Schéma d'un trou chargé avec des charges de bloc.

Les charges de blocage (1,2 sur la Fig III.21), d'habitude une et rarement deux charges, sont placées dans le bourrage et tirées simultanément avec la charge principale 3. Lors du tir, dans le bout du trou, se crée une pression proche à celle développée par la charge principale et qui empêche la sortie des gaz du tir, de plus le temps d'action du tir sur le massif augmente.

III.5.4 Coefficient de rapprochement des charges et distance entres-elles

Lors du tir multi-veines des charges dans la rangée et pour une distance relative m=0,6 ; la résistance limite au pied du gradin augmente approximativement de 20% en comparaison avec le tir d'une charge unique. Pour le tir à micro-retard avec un grand intervalle ou bien m≥1,2, l'interaction des charges et l'augmentation de la résistance au pied verticaux m=0,8-1,1 et pour les trous inclinés m=0,9-1,3.

Dans les schémas diagonaux avec tir à micro-retard, la valeur réelle de m croit jusqu'à 2-3.

III.6 Influence du tir à micro-retard

Dans les dernières années, le tir de plusieurs rangées avec microretard à vu une large application dans les carrières ; il assure des indices technico-économiques des travaux de tir plus élevés que le tir à plusieurs veines.

Dans les travaux de /14/ et au cours du tir à microretard au moyen du cordeau détonant et du retard pyrotechnique, on applique différents schémas de connexion des charges qui doivent assure la fiabilité de transfert de la détonation sur tout le réseau ; assurer une haute intensification de fragmentation ; former un tas de roches de paramètres géométriques souhaitées ; assurer de minimales destructions en profondeur du massif ainsi qu'un effet sismique minimal de l'action du tir sur les équipements et ouvrages environnants.

Pour l'augmentation de l'efficacité des schémas on applique des cordeaux magistraux de réserve, des lignes périphériques et des schémas circulaires de cordeau détonant, doublage des cartouches amorçes dans les trous. Ces procédés augmentent la consommation de cordeau détonant pour le tir, de ce point de vue ils sont moins économiques.

Les schémas les plus simples pour le tir à une seule rangée de trous sont ceux avec la connexion des microretards pour chaque trou et trou par trou.

Pour le tir à microretard de plusieurs rangées de trous on se assent d'un microretard pour chaque rangée de trou.

Du point de vue fragmentation de la roche et diminution de la largeur du tas il est plus rationnel d'effectuer le tir avec le retard successif pour chaque trou. L'intervalle de retard entre les tirs dépend des propriétés physico-techniques des roches minières et se détermine expérimentalement dans les limites de 20-50 ms.

Avec l'augmentation de la dureté des roches, l'intervalle de retard diminue. La distance entre les trous est recommandée pas moins de 28.d pour exclure la destruction d'une charge par une autre.

Au cours de grands volumes d'extraction du minéral utile, il est rationnel d'applique le tir à mirco-retard à plusieurs rangées assurant la réduction des investissements pour les travaux d'aménagement des voies, et la diminution du nombre de tirs dans la carrière.

Lors de la disposition des trous en plusieurs rangées, on applique les schémas divers, le sens desquels s'explique par la création d'une surface libre complémentaire au moyen du tir des première charges, facilitant le travail des charges suivantes ou bien la création d'un écran ou d'une fente par le tir d'une première série de charges de contour d'une partie du massif à détruire. L'écran diminue la destruction de la masse minière au-delà de partie contournée et

diminue l'effet sismique du tir, ainsi il ferme la fissure dans le massif en assurant une meilleur répartition de l'énergie et la fragmentation du tir.

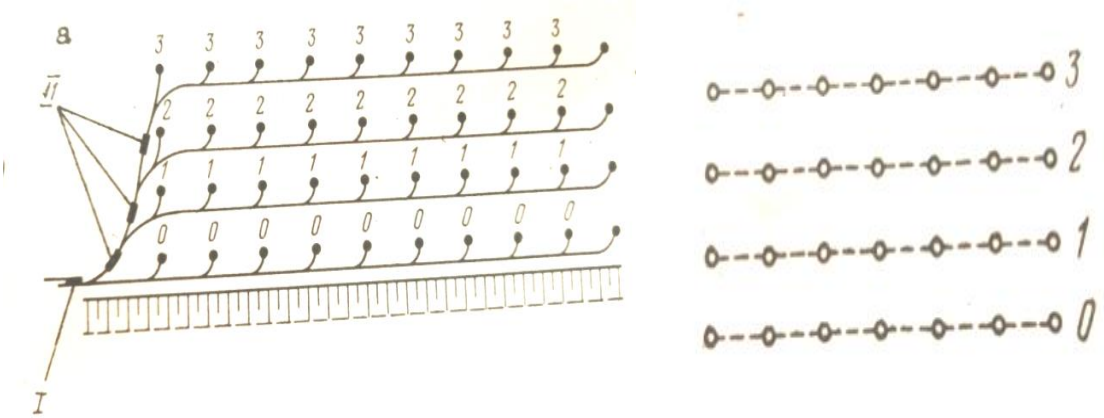


Fig III.22: Schéma successif du tir à micro-retard.
a- Schéma de connexion ;
b- Ordre du tir.

Le tir suivant les rangées représente la varient la plus simple des schémas à plusieurs rangées. Conformément à ceci on distingue le tir par rangée, longitudinales, transversales et diagonales. Quand le première rangée est tirée en plusieurs veines et les rangées suivantes avec retard, on aura un schéma successif simple avec les rangée longitudinales (Fig III.22).

Dans quelques cas on tire en première lieu la 2 ou la 3 rangées et comme résultat on atteint la diminution de la largeur du tas.

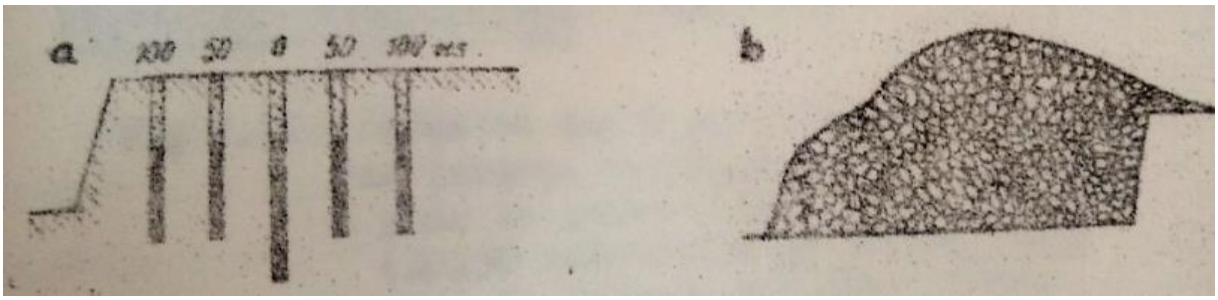


Fig III.23 : Schéma successif du tir à micro-retard avec une rangée de bouchon.
a- L'ordre du retard ;
b- Tas de roches abattus après le tir.

Au cours de 3 rangées de trous et plus, on applique le schéma de bouchon (fig III.23), quand au moyen de plusieurs veines on tire la rangée de bouchon située au milieu et dont la longueur du trou est plus profonde avec une grande charge, ensuite au moyen de retard successivement des deux cotés du bouchon. On tire les charges restantes. Ce schéma assure une bonne fragmentation et un tas de masse abattue qui n'est pas large. Cependant la hauteur du tas à l'endroit de la disposition de la rangée de bouchon est élevée, ce qui augmente le danger de réalisions des travaux de chargement pour roches congelées.

Pour des résistances au pied au gradin élevées, il convient d'amorcer les charges suivant des schémas assurant leur interaction dans la rangée ; la résistance au pied du gradin limite qui peut être surmontés durant ces schémas croit de 15-20%. Dans ce cas, on peut effectuer le tir par groupe de charges, par exemple : par parie de trous (Fig III.24).

a b

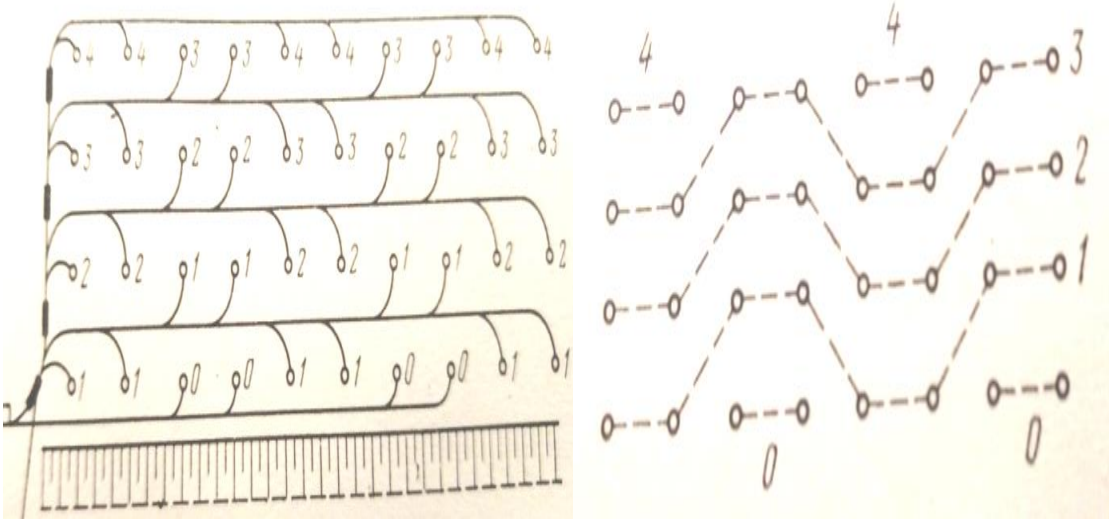


Fig III.24: Schéma du tir à mirco-retard par paire de trous.
a-schéma de montage ;
b-ordre du tir des charges.

Pour assurer une largeur minimale du tas on applique les schémas en diagonal (Fig III.25) et successif. Lors du schéma diagonal, le tas large se forme dans un seul angle du bloc et la masse principale de la roche se déplace vers le côté de la charge tirée en première lieu.

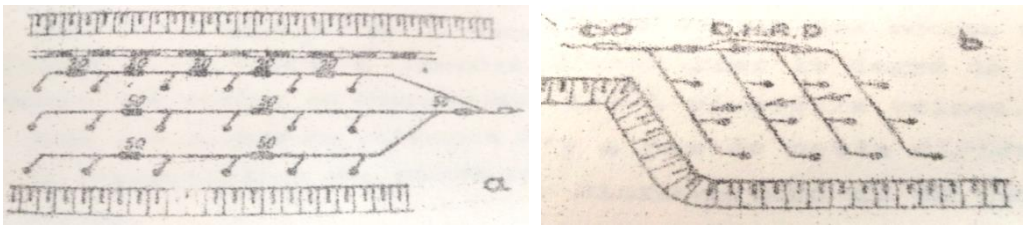


Fig III.25 : Schéma de tir à micro-retard assurant une largeur du tas.
a-pour la protection de voie ferrée (20.50 intervalle de retard ms) ;
b-Avec la largeur minimale du tas.

Pendant ce schéma les trous se forent suivant le réseau carré et explosent suivant le schéma en échiquier, avec le coefficient de rapprochement des trous égal à 2. Suite à cela, la fragmentation de la roche s'améliore grâce à la diminution de la valeur réelle de W et l'augmentation de a et dans le massif, il ne se forme pas de zone avec des contraintes réduites.

Durant le creusement des tranchées, la meilleure fragmentation n'obtient par les schémas de bouchon. Le bouchon se forme par le tir de l'une des rangées sur laquelle on

réalise le tir des rangées restantes. Les trous de la rangée de bouchant sont calculées avec la même a= (0,6-0,7)W et l'excès de forage avec des valeurs plus importantes pour des roches de dureté pas élevée, les trous de bouchon peuvent ne pas être rapprochés.

Le changement des schémas de tir est d'habitude lié avec les conditions géologiques et techniques locales. Ainsi, pour un pendage dressant des couches, il est souhaitable que l'action de plupart des charges soit orientée à travers la direction. Dans le massif possédant un système de fissuration orienté, la direction du déplacement des roches lors du tir doit coïncider avec celle des fissures. Pendant l'apparition de telles exigences ou autres, on doit tenir compte de la condition principale de l'orientation du tir : les charges suivantes doivent être tirées après que la masse minière abattue par les charges précédentes soit déjà en déplacement et surface libre complémentaire soit formée.

Le tir à microretard de plusieurs rangées s'applique largement dans les grandes carrières exploitant les roches dures et moyenne dureté.

L'importance de l'application des tirs à microretard à plusieurs rangées diminue avec l'approfondissement des carrières suite à la diminution des largeurs des plates-formes de travail.

Comme complément aux idées suscitées, on retiendra les travaux, d'ailleurs en parfaite continuité avec ce qui été déjà dit. [12]

Pour lui, l'application du microretard lors du tir des roches de catégorie III-IV selon la fissurité, permet d'améliorer le degré de fragmentation des roches en comparaison avec le tir plusieurs veines.

Dans les roches de catégorie I-II, il n'y a pas de nette différence dans la fragmentation des roches au moyen de microretard ou de plusieurs veines.

Le meilleur résultat de fragmentation s'atteint pour des schémas microretard dans lesquels le plus grand nombre de charges explose en des temps différents et leur action combine, ce qui assure un choc maximum et fragmentation des grosses mailles.

III.6.1 Influence sur le degré de fragmentation :

Le schéma et l'intervalle de retard ; orientation des charges relativement au système prédominant des fissures et d'autres facteurs devant être pris en considération dans les conditions concrètes.

Pendant leur choix, il convient de partir non seulement du degré de fragmentation mais aussi des conditions de la possibilité technique de réalisation du schéma de tir, sécurité et d'autres.

De cette manière, le microretard permet, au moyen d'un schéma d'initiation ou d'entaille des charges pendant leur disposition en réseau carré, se diminuer la résistance réelle au pied du gradin W pour chaque charge et augmenter la distance entre les trous, ce qui a été déjà dit précédemment. Ce coefficient réel de rapprochement des trous dans ce cas augmente de 1-8, la résistance au pied du gradin diminue de 2 fois et plus (Fig III.26) et chaque charge dans le trou en ce cas agit seule.

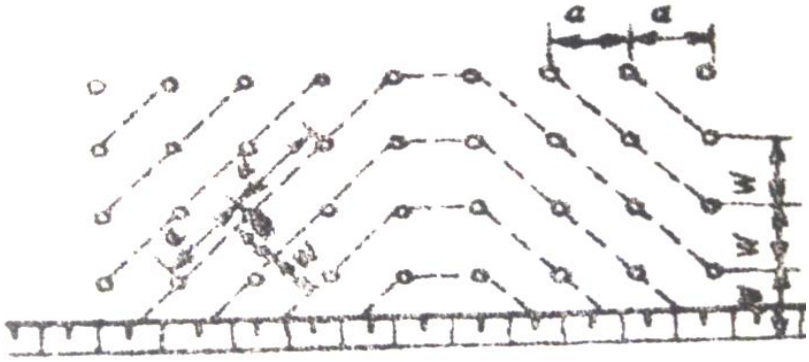


Fig III.26: Changement des valeurs réelles a et w, lors du schéma diagonal d'initiation des charges.

Durant le tir avec de grands coefficients de rapprochement, la régularité de fragmentation croit surtout dans les roches à grosses mailles.

Le tir à microretard permet de réaliser encore un procédé efficace pour le contrôle de la fragmentation du massif fissuré au moyen de dans le massif, se produit la fermeture des fissures. Puis, avec un retard de 20-30 ms, on initie les principales charges dans le bloc suivant un schéma diagonal ou ordonné (Fig III.27).

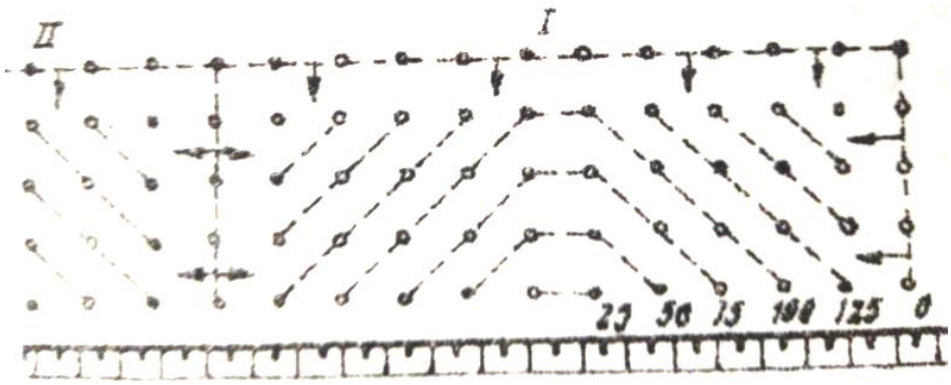


Fig III.27 : Schéma de montage du réseau CD (cordeau détonateur) avec le tir préliminaire des trous de contour du bloc 0. 25. 50. 75. 100. 125 : intervalles de retard.

La destruction du massif avec les fissures fermées s'effectue plus intensivement à cause de la diminution des pertes d'énergie lors du passage à travers les fissures. Dans ce cas, la principale tâche est le choix correct de l'intervalle de retard entre les charges de contour et principale.

III.7 Prévention des résultats négatifs des tirs des charges d'explosif

Les travaux /25/ font remarquer qu'une basse qualité du tir peut être obtenue à cause d'un mauvais choix de la consommation spécifique calculée, des paramètres de disposition des charges dans le massif et des schémas de commutation du tir de différentes charges.

Dans ce cas, on obtient un débit élevé des hors-gabarits, une forte projection de la roche sur l'arrête supérieure (Fig III.28-a), la formation de pied dans la partie inférieure du gradin (Fig III.28-b), abat-souffle sur l'arrête supérieure du gradin (Fig III.28-c) ainsi que fissuration du massif au-delà de la ligne de foration (Fig III.28-d), un grand tas de roches abattues (Fig III.28-e). Les facteurs sus-cités diminuent l'efficacité des processus ultérieurs du traitement de la masse minière (chargement, transport, premier stade de concassage).

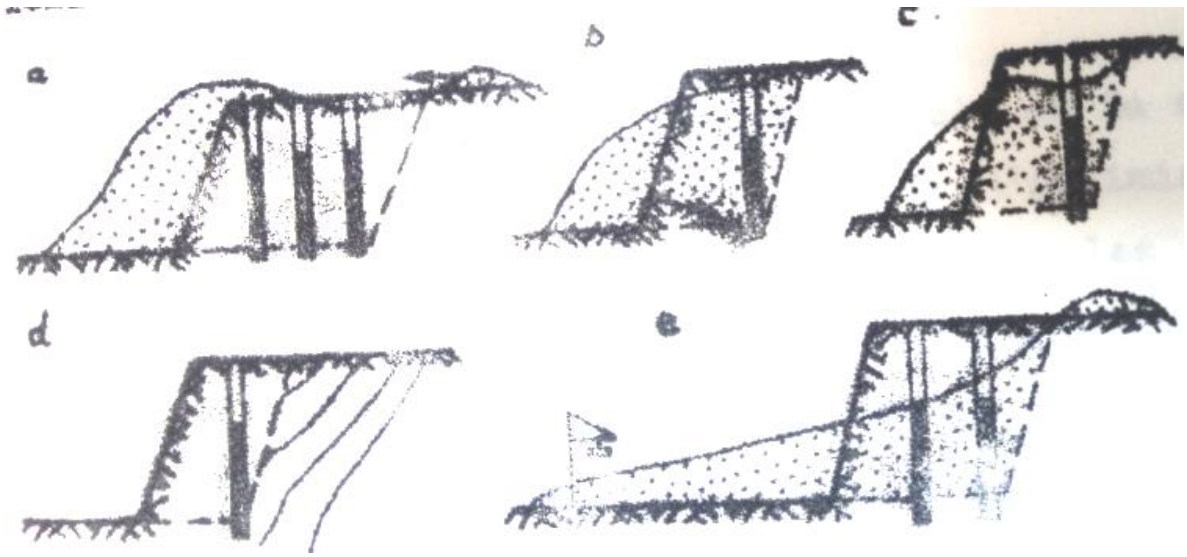


Fig III.28 : Exemples de mauvais tirs en masse dans les carrières.

Au cours d'un débit élevé en hors-gabarits, le travail du complexe chargement, transport et concassage, à cause de la nécessité de leur travail dans une masse abattue plus grosse.

Une forte projection de la roche sur l'arrête supérieure du gradin mène à grosses dépenses supplémentaires pour le nettoyage de la plate- forme supérieure pour assurer le travail des sondeuses. La projection de la roche sur l'arrête supérieure s'explique, comme règle, par une forte action du tir vers le massif et s'accompagne par des fracturations au-delà

de la ligne de foration, qui rendent difficile la foration des rangées de trous qui suivent et dégrade la stabilité des gradins.

La formation des pies au niveau de l'arrête inférieure du gradin rend très difficile le travail des excavateurs. Avent le nivellement de la voie de transport, il est nécessaire de liquider les pieds au moyen de charges d'explosif de petit diamètre (jusqu'à 100 mm).

La foration des abat-souffles dans la partie supérieure du talus du gradin à cause d'une grandeur considérable du bourrage, augmente le danger du travail de l'excavateur dans la taille.

Une grande largeur du tas des roches abattues mène à la diminution du rendement de l'excavateur pendant le chargement et parfois à des pannes dans les voies ferrées et les lignes d'alimentation en énergie électrique disposées sur la plat-forme inférieure du gradin.

Les inconvénients cites de la réalisation du tir peuvent se rencontrer séparément ou ensemble.

Les calculs accomplis des paramètres du tir en masse, comme règle, exigent un contrôle et une vérification expérimentale.

Le travail effectué pour des tirs en masse expérimentaux dans les carrières est élaborés par l'institut des mines de Moscou. Cette même méthodologie convient d'être utilisée pour apprécier l'efficacité de l'application de nouveaux types d'explosifs, d'autres paramètres de foration, schémas à microretard et d'autres.

Conclusion

Outre les optimisations des paramètres de conception des schémas de tir proposés, ce chapitre s'avère un outil didactique fort intéressant pour les élèves-ingénieurs des écoles algériennes et des recommandations utiles aux personnels sur le terrain.

CHAPITRE

IV

Introduction

L'introduction d'application des méthodes contemporaines d'abattage dans nos différentes carrières d'Algérie est d'une nécessité absolue selon les cas et la nature des terrains et des causes de sortie de hors gabarits.

Nous présenterons ces méthodes et analyserons les principes de leurs utilisations dans ce qui suit.

IV-1 Augmentation de qualité de fragmentation dans la partie supérieure du bloc

Les recherches [29] , [30], [31], [32] et la réalisation pratique des travaux de tir ont permis d'établir que pendent le tir des gradins de différentes hauteurs sur une taille dégagée, le plus grand pourcentage des fractions +400mm provient de la première rangée de trous et la partie supérieure du bloc.

Dans plusieurs carrières ex-soviétiques, le débit des fractions hors-gabarits dans les zones indiquées constitue 3-5%, ce qui dépasse de 10-20 fois le débit du hors-gabarit provenant d'un bloc en général. Ces lois se conservent pour n'importe quels paramètres des travaux de forage et de tir, schéma de connexion des charges et succession de leur amorçage. Ces régularités s'expliquent par le fait que dans les zones indiquées, les actions de détachement de l'onde de contrainte réfléchie par surface libre apparaissent plus rarement. Dans ces conditions, même les ondes de contraintes puissantes provoquées par le tir d'une forte charge ne peuvent réaliser une destruction régulière, suite à la sortie préliminaire et temporaire des fissures à la surface, ce qui sert comme cause de la forte action du matériau de l'énergie de l'explosif.

Pour affaiblir l'action négative de ce phénomène, on peut appliquer les méthodes de tir qui seront décrites dans ce chapitre : tir dans un milieu serré, minage des hauts-gradins…… etc.

Pour atteindre la meilleure fragmentation de la partie supérieure du gradin, on applique quelques méthodes :

1. Augmentation de la partie active du trou ou moyen de répartition de la charge par des intervalles vides ou remplis de matériaux inertes. Dans les carrières et dans les trous secs et peu inondés, pour la création d'intervalles entre les parties de la charge, on applique largement le salpêtre d'ammoniac/20/. La valeur de tel intervalle constitue $(0,15\text{-}0,25)l_{ch}$. L'effet positif de l'application de l'intervalle de salpêtre d'ammoniac dans le trou s'explique par la diminution de la pression initiale sur la roche,

l'augmentation du temps d'action du tir sur le massif. Dans ce cas se crée des condition pour la correction de la forme de l'impulsion de l'explosif, ce qui conditionne de la redistribution des contraintes apparaissant dans la roche au moyen de tir des 3 parties d'une charge avec différentes vitesses de détonation. Dans ces conditions, le salpêtre d'ammoniac explose en ayant une faible vitesse de détonation. La construction de la charge avec un intervalle de salpêtre d'ammoniac permet de diminuer la partie passive di trou de 0,35-0,2L_{tr}, autrement dit de (7-3) m et améliore la qualité de fragmentation de la roche de 5-7 fois dans la partie supérieure du gradin. L'application du salpêtre d'ammoniac pour la répartition de la charge dans les trous, ne complique pas la technologie existante du chargement et permet d'utiliser largement les machines de chargement.

2. Application du forage intermédiaire (trou de mine et trou se sonde)

IV.2 Méthode d'abattage par foration supplémentaire

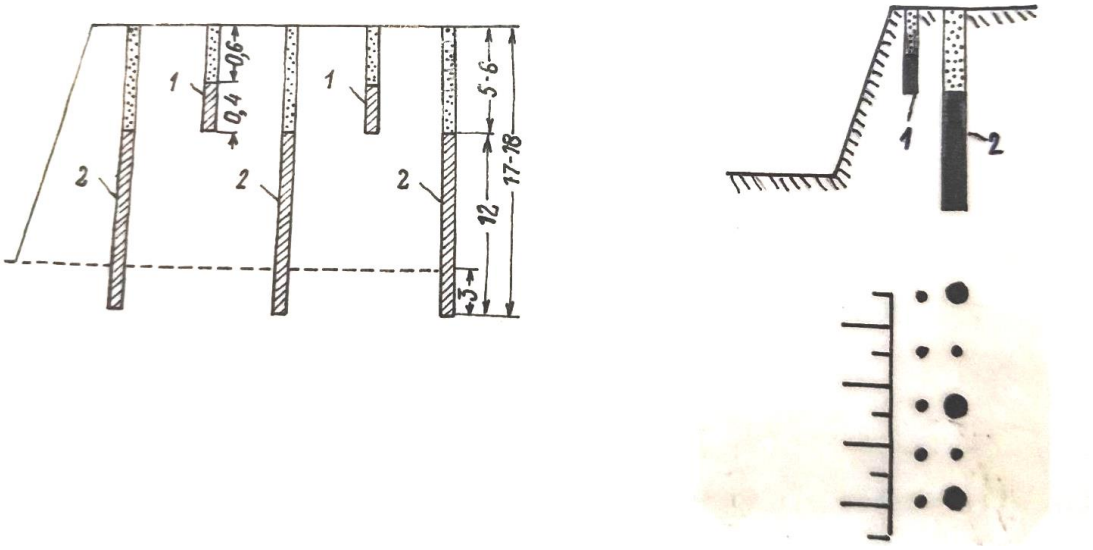


Fig IV.1 : Schéma de répartition de gradin au tir avec l'application des charges intermédiaire ; tir de trous auxiliaires 1, forés entre les trous principaux 2.

Pour l'amélioration de fragmentation de la roche [25], parfois on recommande des charges supplémentaires 1 dans des trous de mine ou trous de sonde de profondeur et diamètre réduite entre les charges principales 2 (fig IV.1). Les trous auxiliaires se forent jusqu'au niveau supérieur des charges des trous principaux [29].

La hauteur de la charge dans les trous auxiliaires constitue 0,35-0,45 leur longueur, la hauteur du bourrage ne dépasse pas 3-4 m. Comme règle ajoute [25], les trous intermédiaire sont de diamètre 60-100 mm.

Outre l'amélioration considérable de la fragmentation, chose confirmée par un essai à Djebel Onk, cette méthode est toutefois recommandée pour les petites carrières lors de petites puissances des équipements de chargement et de transport et surtout l'équipement de concassage avec les paramètres admissibles des morceaux de 0,3-0,4 m et débit des hors-gabarits lors du tir (15-20% et plus).

Cette méthode donne les meilleurs indices durant le tir des roches dures avec la fissuration à gros blocs en combinaison avec la méthode d'abattage dans milieu serré et trouvé une application dans les carrières de minerai de fer et granite [27]. Pour lui, le tir des trous raccourcis augmente le débit des fractions -400 mm de 10-15% dans les carrières de minerai de fer et de 7-8% dans les carrières de granite et débit des fractions hors-gabarits diminue respectivement de 5-7 et 2-3 fois.

Lors d'une fragmentation non-qualitative de la partie supérieure du gradin, il est parfois rationnel de combiner les principaux trous de profondeur normal et de petits trous intermédiaires de même diamètre. Ce schéma de foration et de tir du massif est efficace lors de la présence d'une couche de sol congelé dans le toit du gradin.

Les trous auxiliaires peuvent être explosés simultanément ou avec un certain retard ou en avance par rapport aux trous principaux. Pour l'amélioration de la qualité de fragmentation, la variante préférentielle de tir des trous auxiliaires est celle avec l'avance par rapport au tir des charges principales, c à d quand ces dernières effectuent le travail de destruction sous une couche de roches déjà détruites, créant les conditions d'un milieu serré.

Les trous intermédiaires sont forés par des marteaux perforateurs lourds, ou par des marteaux piqueurs télescopiques.

La foration combinée est peu productive et coût de foration est de 1,5-2 fois supérieurs au procédé habituel. En outre cette méthode n'est pas confortable du point de vue organisation des travaux.

Pour [16] les inconvénients de cette méthode sont quelques pertes du rendement de foration (la longueur de forage et nombre de trous augmentent pour un bloc, le nombre de déplacement des sondeuses augmentent) et complication du schéma de montage du réseau du tir.

Dans les mines souterraines cette méthode n'est pas applicable.

IV.3 Paires rapprochées de charge

On applique les trous doubles rapprochés dans le cas de grandes résistances au pied du gradin quand les trous uniques, même pour un coefficient de rapprochement des trous m= 0,6 n'assurent pas un traitement normal du pied du gradin. A cause de cela, dans la partie inférieure du gradin, se forme des bords et au-delà de la ligne de foration on observe des arrachements intensifs.

L'application des paire rapprochées de charges comme méthode de réglage du degré de fragmentation est basée sur l'hypothèse que 2 ou 3 trous forés sur une distance de (3-5)d_{ch}, /16/ recommande leur disposition l'un par rapport à l'autre à (4-6)d_{ch}, et tirés simultanément agissent comme une charge plate en créant dans la roche une onde de contrainte plate se propageant dans le massif ; l'onde s'éteint d'une manière inversement proportionnelle à distance et non à la distance carrée comme une charge unique.

Par conséquent le massif des roches se sature dans une large mesure par l'énergie lors du tir et produit encore une fragmentation plus intensive et plus régulière sur de grandes distances à partir de la charge.

Cette méthode de tir a vu l'application dans les années 30 quand dans les hauts-gradins, sur la première rangée, on a foré des trous verticaux doubles ou triples de diamètre 150-170 mm pour assurer une fragmentation normal du massif et un niveau donné du pied du gradin.

Dans les années 60, dans la carrière norilsky (ex-URSS) on a appliqué une sondeuse à 2 têtes de tige de type NBS-3 pour la foration simultanée de 2 trous distante de 5d l'un par rapport à l'autre. Ce type de forage est réalisé pour tout le bloc (fig IV.2).

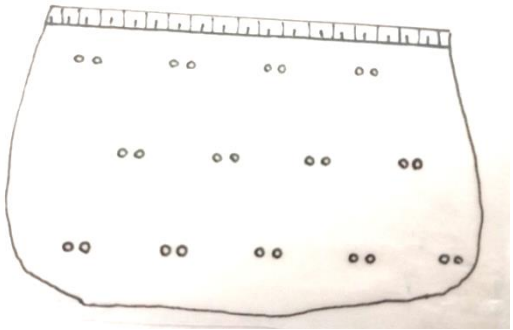


Fig IV.2 : Schéma de foration double rapprochée.

On a établi que le volume de destruction de la roche lors d'une fragmentation suffisamment régulière augmente durant le tir de 2 trous rapprochés de 2 fois. La valeur W pour les paires de trous rapprochés ses calcule d'après les données du ministère des mines de l'ex-URSS comme pour une seule charge en remplaçant par le contenu équivalent (2p) ;

Autrement dit $$w = \sqrt{2p/qp} \quad (4.1)$$

Où :

q_p : consommation spécifique d'explosif pour la paire kg/m^3 ;

P : contenu d'un mètre de trou, kg/m

On retiendra pour cette méthode l'assurance d'un traitement normal du pied lord du même W, de 30-40% plus que lors des trous unique.

IV.4 Minage des hauts-gradins

L'essence de cette méthode de réglage de la fragmentation, consiste en ce que quelques rangées de trous forés en même temps sur la hauteur de 2 ou 3 gradins, s'explosent au moyen de microretard (Fig IV.3).

Au cours d'une hauteur élevée du gradin, le coefficient d'utilisation des trous pour l'emplacement de la charge explosive augmente, la zone du travail défavorable de l'excavateur dans le contact avec le massif non détruit diminue [25].

Pour [29] l'application dans les carrières de la méthode dite minage des hauts-gradin est conditionnée par de nombreux avantages technologiques et économiques par rapport à celle avec gradin ordinaires.

Les avantages de cette méthode sont :

- La possibilité de créer de considérables volumes de roches minières préparées à l'exploitation sur des plates-formes de travail relativement par gradin ;
- Une meilleure utilisation du parc des sondeuses dans le temps suite à la diminution des opérations auxiliaires de forage des trous et d'autres ;
- Grand utilisation rationnelle des trous ;
- Des conditions plus favorables pour une large application d'une technologie continue et combinée (cyclique et continue) ;

- La possibilité d'application des méthodes efficaces de fragmentation des roches (plusieurs rangées avec micro-retard, retard à l'intérieur du trou, tir dans milieu serré, amorçage des différentes parties de la charge dans le trou à partir du haut vers le bas).

Au moment de l'exploitation de la carrière au moyen de hauts-gradin, le volume total du forage diminue. Si le haut-gradin remplace les n gradins normaux, la foration de chaque trou du haut-gradin diminué de

$$L = (n-1).l_{ex} \qquad (4.2)$$

La diminution totale du forage pour tout le bloc sera :

$$L = N.l_{ex}(n-1) \qquad (4.3)$$

Où :

l_{ex} : excès de forage pour un trou sur un gradin normal, m ;

N : nombre de trous à forer dans le bloc.

Il est connu que l'intensité de fragmentation des roches par le tir dépend non seulement de la valeur de l'impulsion du tir mais aussi du temps d'action de cette impulsion dans le milieu à fragmenter.

Les recherches [29] établissent que la pression des produits du tir est fonction de la longueur de charge.

$$P = \frac{1}{8}.\rho.D^{\frac{8}{3}}.L^{\frac{-2}{3}}.t^{\frac{2}{3}}.e^{-1(\frac{D.t}{L})^{\frac{2}{3}}} \quad \text{kgf/cm}^2 \qquad (4.4)$$

Où :

ρ: densité de l'explosif, kg/cm^3 ;

D : vitesse de détonation de l'explosif, m/s ;

L : longueur de la charge, L = H - $h_{bourrage}$ m ;

t : durée d'action des produit du tir dans le milieu, ms.

La valeur du bourrage lors des hauts-gradins comme les gradins normaux constitue de 6-8 m.

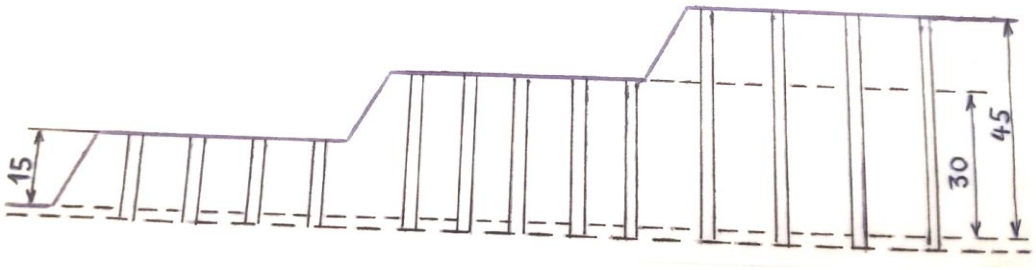


Fig IV.3 : Minage des hauts-gradins.

Conformément à la dépendance (Fig IV.4), la durée d'action des produits de détonation de l'explosif calculée par la formule (4.4) lors de l'augmentation de la hauteur du gradin de 15-75m croit de 5-6 fois.

Par conséquent le travail de l'explosif dépensé pour la fragmentation augmente brusquement.

Les recherches menées par /13/ confirment que l'augmentation de la durée d'action des produits de détonation dans le milieu, autrement dit le temps durant lequel le milieu se trouve sous un état de contrainte peut être aussi exprimée par la durée d'écoulement des produits de détonation à partir du trou.

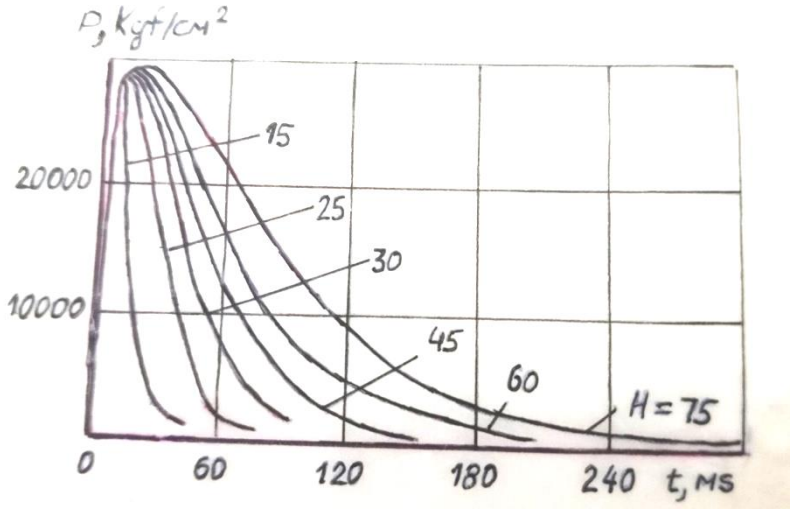


Fig IV.4 : Dépendance $P = f(t)$.

Analytiquement [27] a établi la dépendance du temps d'écoulement des produits de détonation du trou en fonction de la hauteur de la charge.

H, m……	5	10	15	30	45	75
t, ms……	6,1	7,15	8,5	13,2	19,8	26,8

Par conséquent l'augmentation de la longueur de la charge par exemple de 15 jusqu'à 30 m est liée avec l'augmentation de durée d'action des produits du tir sur le milieu de plus que 50% ; ce qui provoque l'amélioration de la qualité de fragmentation.

En examinant la littérature ex-soviètique [25] on voit que l'expérience des carrières de Krivbass (ex-URSS) a montré que la hauteur rationnelle des gradins constitue 30m [ce résultat se confirme dans les conditions de la carrière de phosphate de Djebel-Onk où la hauteur varie de 30-35 m et parfois atteint 40 m et qualité de fragmentation des roches est

meilleure que celle rencontrée dans d'autres carrières Algériennes et particulier Hadjar-Soud où la hauteur des gradins est environ 15 m].

Lors du minage des gradins de 45 m de hauteur avec réseau d'emplacement des trous 9×9 et 10× 10 dans le processus de dégagement de la roche, il a été établi que les 10-12 m inférieures du hauts-gradin sont males détruites, c'est pourquoi il a été nécessaire de forer et tirer les sous-gradins inférieurs. Ceci est souvent observé surtout lors d'un réseau élargi de trous. Cependant, malgré les quelques avantages du tir des hauts-gradins à cause des grandes dépenses pour les travaux de forage et de tir ainsi que la diminution de la largeur des plates-formes de travail, le domaine de leur application dans les carrières diminue. L'application de cette méthode est limitée par les roches de catégories de tirabilité de I-III ou la meilleure fragmentation de la masse minière et le traitement satisfaisant du pied se prédéterminent par la fissuration intensive des roches. Dans les roches constituées de mailles moyennes et grosses, cette méthode n'est pas suffisamment testée.

Condition principale de la fragmentation qualitative des roches déplacement du massif détruit dans l'espace : pour le tir des hauts-gradins on a élaboré des procédés qui assurent la détermination du massif dans l'espace. Le tir sur des rangées de trous de bouchons ainsi que l'amorçage avec de différents temps des diverses parties des charges réparties sont représentés sur la Fig IV.5 :

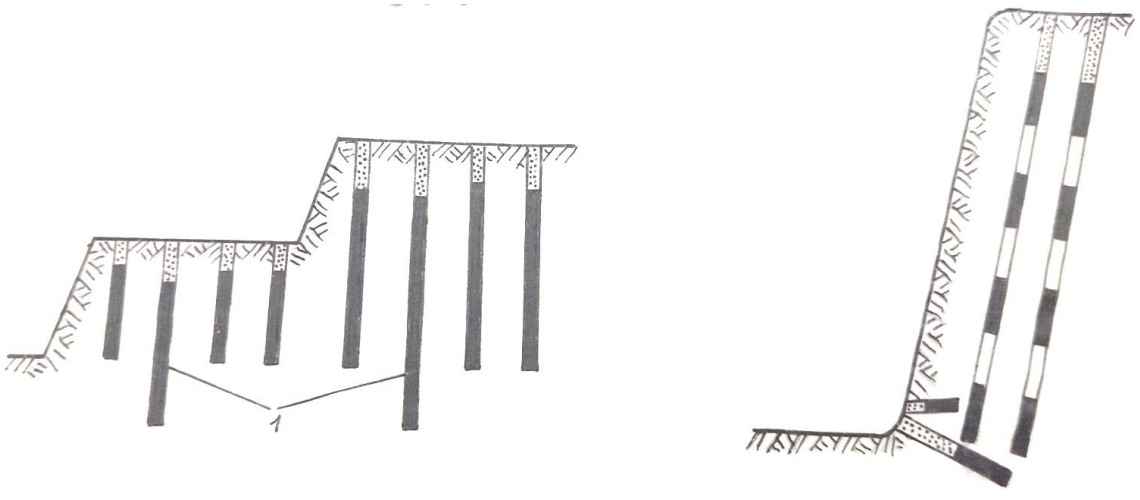


Fig IV.5 : Schéma de préparation de 2 gradins au tir.

a- Avec des rangées de trous de bouchons ;

b- Avec des trous inclinés de petit diamètre.

Dans le premier cas les trous de bouchon 1 avec la charge d'explosif dépassant de 20-25% la charge des trous des rangées sont tirés avec plusieurs veines, ensuite sur la fente créée

on tire la 3ème, 4ème rangée de trous, ….. etc. Ce type de tir est surtout largement appliqué pour le creusement des tranchées ; la consommation spécifique calculée de l'explosif s'applique de 0,8-1,0 kg/m^3.

La pratique de quelques petites carrières à l'étranger confirme la rationalité d'utilisation de la hauteur du gradin jusqu'à 70 m pour l'amélioration de degré de fragmentation. Dans ce cas les trous de diamètre jusqu'à 100 mm sont forés parallèlement au talus du gradin et sont chargés, comme règle, par des cartouches d'explosif de grandes puissances. L'amélioration de la fragmentation est atteinte par l'application des charges discontinues de petit diamètre et la chute de la roche d'une grande hauteur ; parfois on for des trous supplémentaires horizontaux et inclinés pour assurer un bon traitement du pied du gradin et une intensification élevée de la partie inférieure du massif.

IV.5 Tir dans un milieu serré

L'essence du tir dans un milieu serré (sur un mur de soutènement) s'inclut au tir d'un groupe de charges dans les conditions ou il n'existe pas de surface libre du bloc tiré, sur cette dernière repose un volume déterminé de la roche préalablement tirée (Fig IV.6). Au moment du tir dans un milieu serré on applique le micro-retard quand le nombre de rangées est ≥4. Le tir peut s'appliquer pour n'importe quelle roche, cependant il est favorable dans les roches de moyenne dureté et dures avec une fissuration intensive dans lesquelles le vide des fissures est suffisant pour assurer le déplacement destructif des blocs par rapport à d'autres.

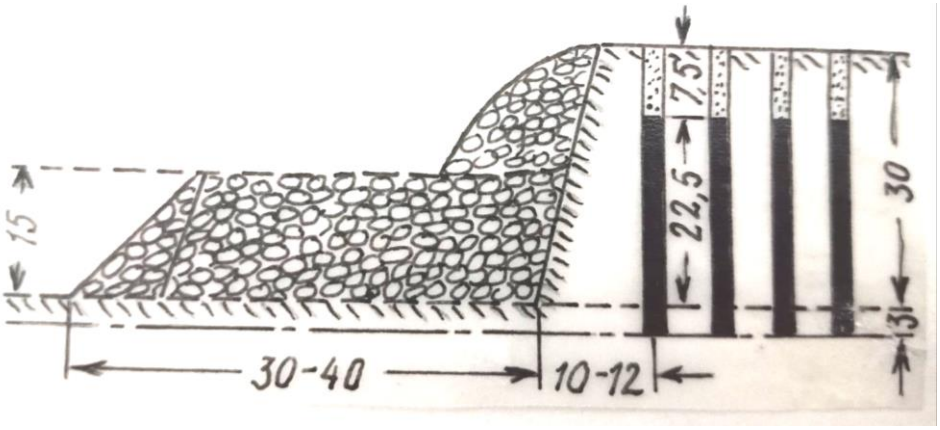


Fig IV.6 : Schéma de disposition des rangées de trous lors du tir sur un mur de soutènement (les mesures sont en m).

L'application des tirs dans un milieu serré est rationnelle car le tir sur une surface libre dans les carrières possède les inconvénients technologiques suivants : Difficulté de gestion des paramètres du tas des roches abattues ; Faible rendement des conditions insatisfaisantes de

travail des excavateurs lors de l'évacuation de la dernière bande et nettoyage du talus du gradin ; Difficulté d'atteinte de grands volumes de tir car la foration des blocs se réalise après l'achèvement du chargement de la roche du tir précédent , ce qui mène à la diminution de la productivité de l'équipement minier à cause des arrêt dans le travail pour la préparation et la réalisation du tir. Durant le tir dans un milieu serré, le volume des travaux préparatoire sur le gradin diminue considérablement ; Le nombre des tirs diminue et rendement de l'équipement minier augmente ; Le degré de fragmentation du massif augmente surtout entre la 1ère rangée de trous et le talus du gradin ; Le réglage des paramètres du tas des roches abattues est atteint ; On crée pratiquement les conditions du travail indépendant des sondeuses et de préparation du tir par rapport à l'équipement de chargement et de transport [25].

Le tir dans les conditions de milieu serré a vu l'application dans plusieurs carrières du monde. Pour [16] l'élaboration de cette méthode de travaux de tir a été conditionnée par des recherches théoriques au moyen de l'augmentation du coefficient du rendement (action utile) du tir. Son introduction rapide et presque partout dans la production minière a conditionné l'amélioration de la qualité de fragmentation des roches et une diminution brusque des travaux improductifs : Nettoyage des blocs après le tir démontage et montage des voies ferrées et les réseaux de contact. En outre, lors du tir dans un milieu serré, le tas des roches abattues diminue d'une manière sensible, ce qui, en plus d'une fragmentation plus qualitative conditionne l'accroissement du rendement des excavateurs.

L'action du tir sur l'environnement est un phénomène très compliqué. Le processus de destruction du milieu peut être divisé en 3 phases : Le passage des déformations élastiques maximales à travers le milieu ; Formation intensive de fissures ; élargissement des fissures, leur ouverture (sortie à la surface) et déplacement du matériau détruit par les produits de tir.

Pour l'amélioration de l'utilisation de l'énergie du tir nous devons réaliser les conditions suivantes : /26/1- Assurance des contraintes maximales (ondes de compression et de traction) dans chaque point du milieu à détruire, ce qui crée une condition pour une fragmentation régulière et intensive ; 2- Assurance de la propagation des fissures sur une distance maximale possible à partir du tir et la prévention de l'ouverture des fissures auprès de la charge. Si les mêmes fissures se formant dans la zone proche s'ouvrent, le champ de contraintes n'atteint pas la zone éloignée. Par conséquent dans cette zone éloignée il ne se produit pas de formation de fissures intensives, ce qui mène à la dégradation de la

fragmentation régulière. En outre le déplacement du matériau détruit par les produits du tir lors de l'ouverture des fissures doit assurer un tas minimal des roches abattues.

Ces conditions satisfont largement le tir dans un milieu serré, pendant lequel tout le massif subit les contraintes maximales et la formation des fissures intensives car les fissures disposées prés de la charge ne s'ouvrent pas entièrement pendant un temps long que sans milieu serré et, pratiquement, ne s'opposent pas à pas la propagation du champ de contraintes vers la zone éloignée.

La méthode du tir dans un milieu serré s'applique dans quelques variantes se distinguant parla présence ou l'absence de surface libre, par le caractère du mur de soutènement, par la succession du tir des différentes charges et la méthode de création du milieu serré.

Au cours du tir dans un milieu absolument serré, il existe seulement une surface libre (de la côte des orifices des trous), et la charge (ou groupe de charges) est limitée par le massif monolithique au-delà du rayon de destruction. Cette variante s'applique assez souvent (lors du découpage des tranchées, construction de puisards et tir à proximité du contour final).

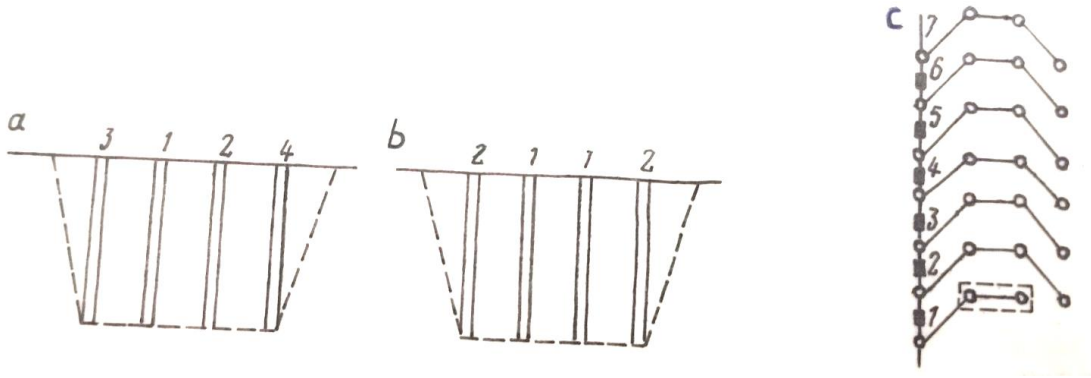


Fig IV.7 : Tir dans les conditions de milieu absolument serré. Les chiffres indiquent l'ordre du tir des trous et leur groupe.

a- Dans un milieu absolument serré ;

b- Sur un mur de soutènement préparé à partir de la masse minière tirée précédemment ;

c- Dans un milieu serrant créé lors du processus du tir.

Le tir dans un milieu absolument serré est créé au moyen d'une ou plusieurs surfaces libres complémentaires et le mur soutènement par exemple dans les conditions d'un serrage absolu peuvent être tirés seulement les trous 1ère rangée mais les rangées restantes seront tirées dans un milieu serré à partir de la roche détruite. Dans un serrage absolu on tire 2 rangées

centrales de trous, et les rangées restantes sur la roche détruit avec la présence de 2 surfaces libres.

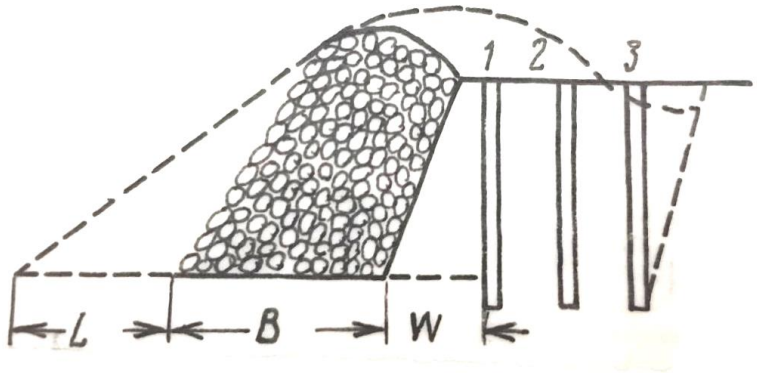


Fig IV.8 : Tir sur un mir de soutènement et sur un milieu serré.

Lors du tir sur un mur de soutènement formé à partir de la masse abattue auparavant (Fig IV.7) permettant ou pas un déplacement horizontal visible de roches tirées, on applique 2 modifications de cette variante se distinguant par largeur du tas.

Durant la variante de tir sur le milieu serré formé pendant le processus d'abattage (Fig IV.8) lors d'une taille nettoyée, les trous disposés prés de l'arrête du gradin donnent relativement un grand débit de fraction +400mm et un tas considérable de masse minière. Outre cela, cette variante s'applique largement dans les conditions quand le mur de soutènement ne peut être placé sur les gradins de petite largeur.

Le plus grand intérêt du point de vue qualité de fragmentation, volume de production et efficacité technico-économique est représenté par le tir sur un mur de soutènement formé à partir de masse minière détruite antérieurement.

L'énergie des explosifs s'utilise plus entièrement au cours de la fragmentation des roches dans telles conditions quand les paramètres principaux du tir (largeur du mur de soutènement, f, W, construction de la charge, q, type d'explosif et autres) sont optimaux pour des conditions géologiques et minières concrètes. La qualité de fragmentation des roches se trouve dans une dépendance directe en fonction de la largeur du mur de soutènement mais la grandeur du tas-inverse.

La largeur optimale du mur de soutènement est [12] :

$$B = K_f . W . (\frac{\sqrt{2.q.k_u.E.Q_c}}{[\sigma_c]} - 1) \text{ m} \qquad (4.5)$$

Où :

k_f : coefficient de foisonnement de la masse minière dans le mur de soutènement ;

Q_c : énergie spécifique de l'explosif, kgf.m/kg ;

E : module d'élasticité de la roche à tirer kgf/m^2 ;

W : ligne de moindre résistance, m ;

q : consommation spécifique d'explosif, kg/m^3 ;

$б_c$: résistance de la roche à la compression, kgf/m^2 ;

K_u : coefficient d'utilisation de l'énergie du tir pour la fragmentation.

Cette formule reflète la dépendance de la largeur du mur de soutènement en fonction des caractéristiques des propriétés physico-mécaniques de la roche à tirer, propriétés de l'explosif et les paramètres principaux des travaux de forage et de tir.

La valeur numérique des caractéristiques indiquées dans des conditions de production se détermine sans difficulté. La valeur du coefficient K_u varie dans les limites (0,04-0,2) en fonction du type de la roche.

La grandeur du tas (Fig IV.8) au cours du tir sur un mur de soutènement déterminée par la formule [20] :

$$L = \left[1 - \frac{B^{\frac{3}{2}}}{B_1^{\frac{3}{2}}} \cdot \frac{w.k_f + B_1}{w.k_f + B}\right] L_0 \qquad (4.6)$$

Où :

B_1 : largeur du mur de soutènement durant laquelle il ne se produit pas de tas la masse minière et qui se détermine par la voie expérimentale, m ;

L_0 : grandeur du tas des roches abattues au cours du tir sur une taille nettoyée lors des mêmes conditions restant identiques, m.

La largeur du mur de soutènement B pour les carrières de minerai de fer du bassin du Krevoï- Rog (ex-URSS) déterminée par la formule (4.6) constitue 20-25 m (1 à 2 passes de l'excavateur). La largeur du mur de soutènement B pour l'exemple des carrières de Yougok (ex-URSS) constitue 35-40 m. la valeur L_0 varie de 30-70 m en fonction de q, la hauteur de la colonne, construction de la charge, schéma de tir,…..etc. par exemple, lors des schémas successifs, la valeur L_0 se rapproche de la limite supérieure et lors des schémas diagonaux limite inférieure. Au cours d'une hauteur de la colonne d'explosif égale à 0,65-0,7 profondeur du trou le trou, le tas est considérablement moindre que pour une hauteur 0,8.

Les charges avec des intervalles vides donnent un petit tas en comparaison avec les charges continues, etc. Le coefficient d'utilisation de d'énergie de l'explosif dans ce cas donné est plus grand, ce qui se confirme par les indices de la composition granulométrique.

A côte de l'application du tir à micro-retard, le tir dans le milieu serré conditionne l'amélioration de la qualité de fragmentation, la création des réserves stables préparées pour l'excavation et l'augmentation du rendement des excavateurs, ainsi quel diminution au nombre de tirs dans la carrière [13].

Le rendement annuel de l'excavateur (avec capacité du godet E=4m^3) dans la carrière Yougok (Ukraine) lors du tir sur un mur de soutènement a augmenté de 2,5-2,8 fois par rapport au tir sur une taille dégagée.

Conclusion

La similitude de certaines carrières mondiales avec les notres nous incite à profiter de l'expérience pratique de ces dernières et essayer de proposer des méthodes d'abattage pour nos conditions. C'est le cas à Boukhadra ou Hadjar Soud où le tir par prédécoupage aura certainement beaucoup d'avantages. J'ai eu à tenter cette méthode à Djebel Safia et cela à donné d'excellent résultats. Pourquoi pas d'autres méthodes ailleurs.

CHAPITRE V

Introduction

Nous élaborons une méthodologie d'abattage à l'explosif qui consiste à proposer un schéma de tir selon la blocométrie existante. Trois cas de figure se présentent : Quand la dimension du bloc naturel est inférieure à la dimension du morceau conditionné, quand ils sont de mêmes dimensions et quand le bloc élémentaire est supérieur au morceau conditionné. Dans le premier cas un tir d'ébranlement suffit (q réduit), sinon la démarche empirique de l'école ex-soviétique que nous exposons dans cette thèse est utilisée, sinon il faudra proposer d'autres lois de conception, comme celles que j'ai eu à proposer en thèse de magister où dans la conception et calcul de la distance entre les trous ou la consommation spécifique d'explosif l'on tienne compte du module de Young et du coefficient de Poisson, pour la roche, le matériau de remplissage des fissures et celui du massif en entier. Aussi, effectuer une géométrisation de la fissuration systématique est un geste nécessaire et obligatoire avant toute conception.

V1. Elaboration d'un schéma de tir

V.1.1 Approche analytique

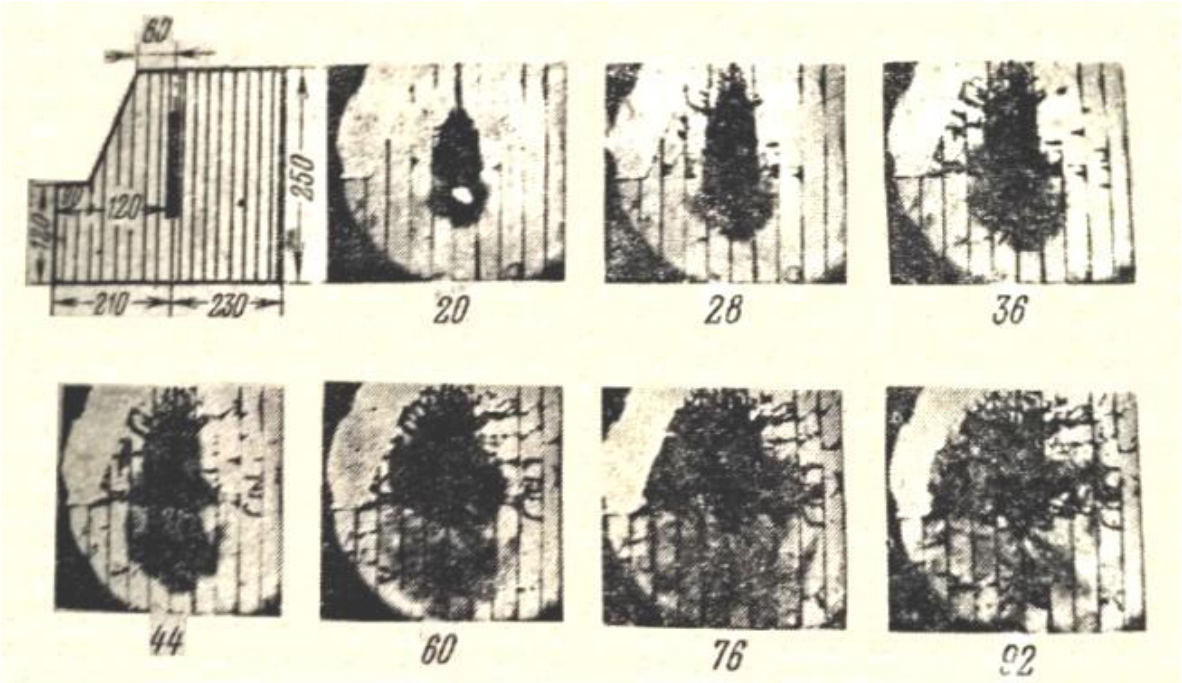
Plusieurs auteurs référencés [33], [34], [35], [36] n'exposent pas une méthodologie claire pour l'abattage des roches minières selon les conditions algériennes, nous abordons dans ce travail, avec des outils modernes de cartographie numérique et des références sérieuses de l'ex école ex-soviétique, l'élaboration d'une méthodologie d'abattage à l'explosif tenant compte des conditions minières algériennes.

Toutes la lecture des travaux de recherche, nous conduisent à la simple et sans équivoque conclusion que la compréhension du mécanisme de travail de l'explosif reste non résolue encore faute de moyens d'observation précises de toutes les séquences de la détonation et les interprétations mathématiques assez complexes qui en découlent. L'explosif reste, encore, hélas un agent destructeur, il devrait être un agent régulateur de la fragmentation pourtant.

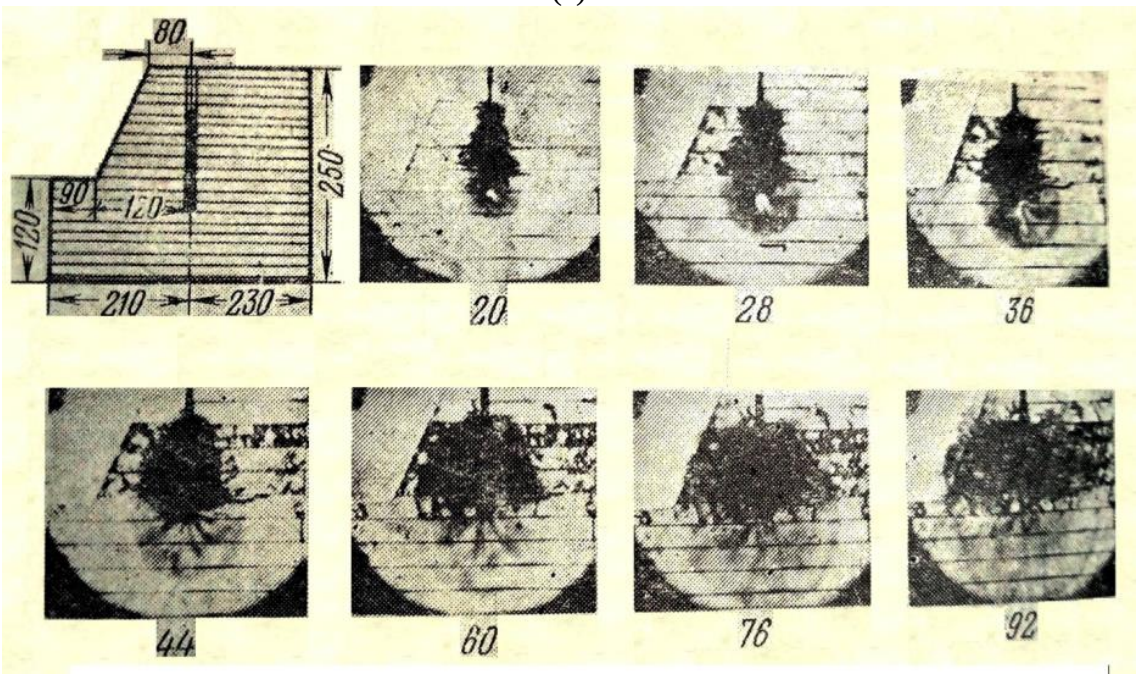
V.1.2 Calcul des paramètres du schéma de tir

V.1.2.1 Règles à adopter avant toute conception

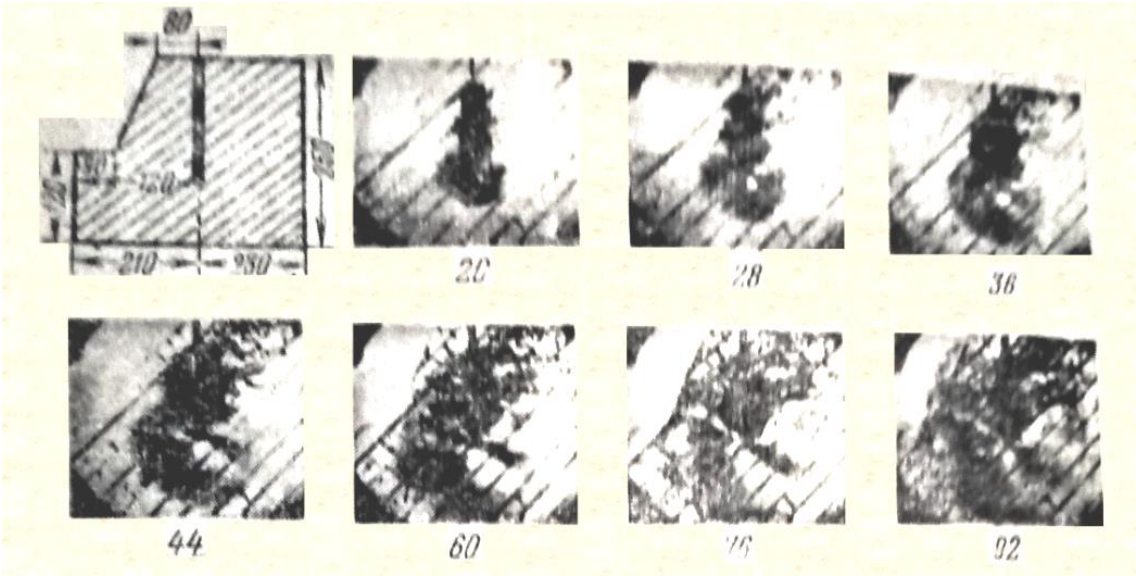
Il est nécessaire d'adapter des forages inclinés par rapport au système principal de fissuration, les études et essais le démontrent à travers les quatre cas de la figure suivante :


60
250
120
90
120
210
230
20
28
36
44
60
76
92

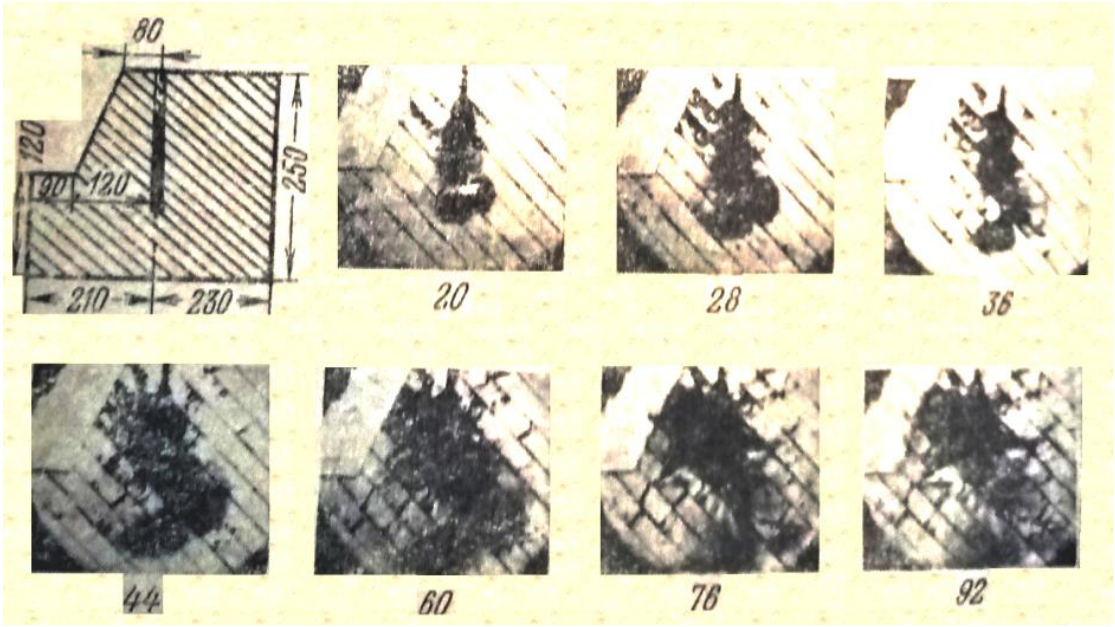
(a)


80
250
90
120
120
210
230
20
28
36
44
60
76
92

(b)



(c)



(d)

Fig V.1 : Processus de destruction sur différents modèles de fissuration. a) modèle à fissuration verticale; b) modèle à fissuration horizontale; c) modèle à fissuration inclinée vers l'intérieur du gradin et d) modèle à fissuration inclinée vers l'extérieur du gradin.

La géométrisation de la fissuration est obtenue grâce à la cartographie numérique et autres canevas stéréoscopique de Wulff, qui nous indiquent le nombre de systèmes de fissuration et leurs orientations.

Pour le sens d'initiations des charges on recommande l'adoption du schéma suivant si on propose des tirs à plusieurs rangées :

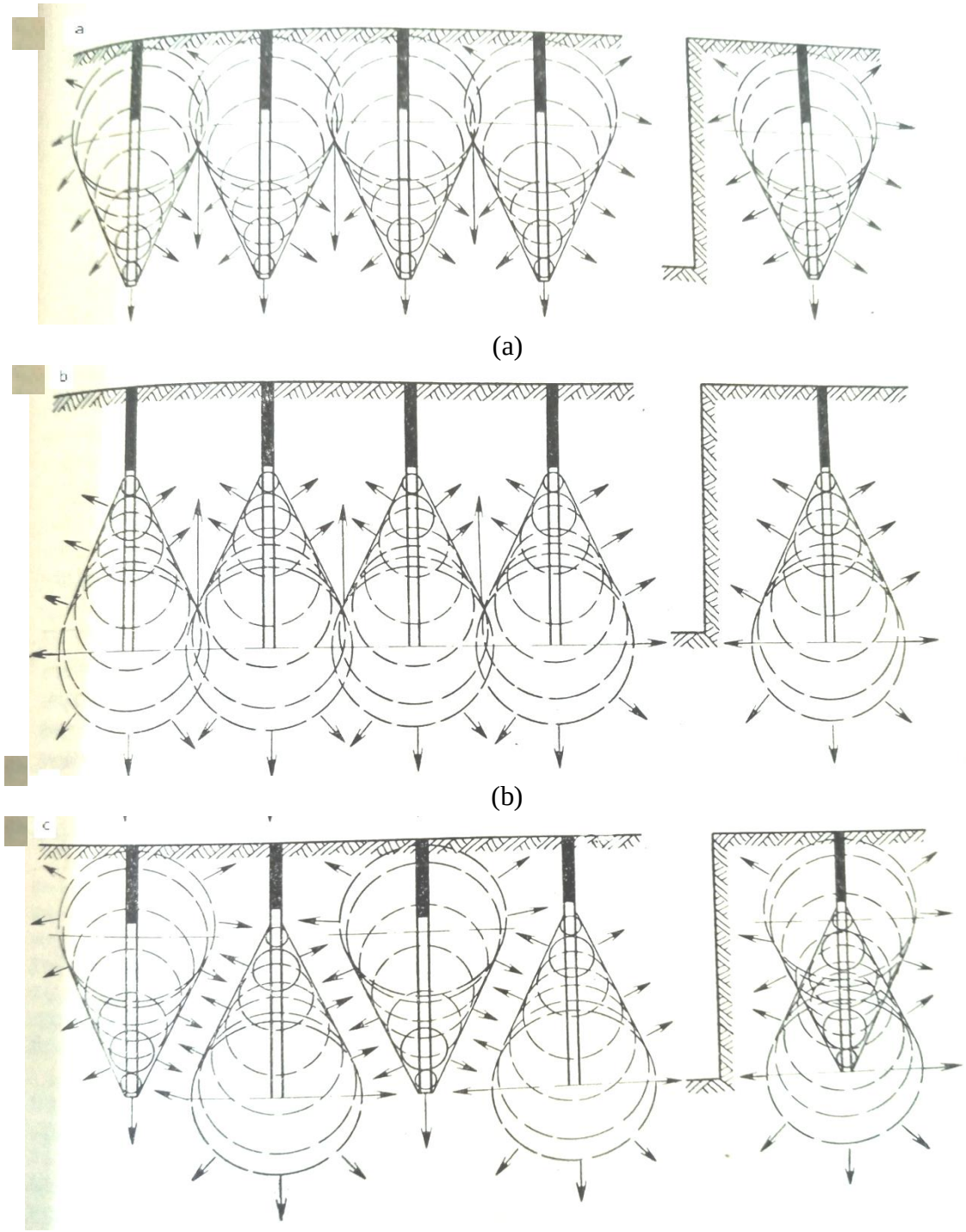


Fig V.2 : Sens d'initiation des charges. a) Du bas vers le haut, b) Du haut vers le bas et c) Mixte (celui qu'on recommande) [28]

V.1.3 Schéma proposé

1) Détermination de la tirabilité (qétalon) : La résistance des roches au tir est caractérisée par la consommation spécifique étalon d'explosif. Elle se détermine par la formule suivante:

$$q_{ét} = 0{,}02\left(\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{tr}\right)2\gamma \quad ; (\mathrm{g/m3}) \qquad (5.11)$$

Où:
σcomp : Résistance des roches à la compression ; kgf/cm^2;
σdép : Résistance des roches au déplacement ; kgf/cm^2;
σtra : Résistance des roches à la traction; kgf/cm^2;
γ : la masse volumique ; kg/m^3

σ_{comp} =75,74 MPa= 772,4 Kgf/cm2 (Medjounès I)
σ_{comp} =104,15 MPa=1062,03Kgf/cm2 (Medjounès II)

σdépl : c'est résistance de la roche au déplacement ; celle-ci dépend de la contrainte de compression et peut être calculée d'après la formule suivante :

$$\sigma dépl = (0,13 \div 0,33)\ \sigma comp \qquad (5.12)$$

σdépl=0,23×772,4 = 177,65 Kgf/cm2 (Medjounès I);
σdépl=0,23×1062,03 = 244,26Kgf/cm2 (Medjounès II).

La résistance à la traction qui se détermine par la formule empirique suivante :

$$\sigma t=(0,08 \div 0,12)\ \sigma comp\ ;\ kgf/cm2 \qquad (5.13)$$

σt=0,10x772,4=77,24 Kgf/cm2 ; Medjounès I
σt=0,10x1062,03=106,20 Kgf/cm2 ; Medjounès II.

Tab V.1 : Données de départ nécessaires

Ps (g/cm3)		**Resistance à la compression, σcomp**		**Resistance au déplacement, σdépl**	**Résistance à la traction, σt**
		Mpa	**Kgf/cm2**	**kgf/cm2**	**kgf/cm2**
Medjounès I	2.76	75.75	772.4	177.65	77.24
Medjounès II	2.68	104.15	1062.03	244.26	106.20

$qét$=0,02 (772,4+177,65+77,24) +2. 2,76 = 26,07 g/m3 ... Medjounès I;
$qét$=0,02 (1062,03+244,26+106,2) +2. 2,68 = 33,61 g/m3 ... Medjounès II.

Tab V.2 : Classification de la roche selon l'indice de tirabilité.

Degré de tirabilité des roches	Qét	Classes	Catégories
Tirabilité très facile	≤10	I	1, 2, 3, 4, 5
Tirabilité moyenne	10,1÷20	II	6, 7, 8, 9,10

Tirabilité difficile	20,1÷30	III	11, 12, 13, 14, 15
Tirabilité très difficile	30,1÷40	IV	16, 17, 18, 19, 20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1÷50	V	21, 22, 23, 24, 25

Medjounès I → tirabilité difficile classe III de catégories 14 ;

Medjounès II→ tirabilité très difficile classe IV de catégorie 17.

2) La forabilité des roches peut être déterminée par la formule empirique de l'académicien Rjevsky.

$$D_f = 0{,}007\left(\sigma_{comp} + \sigma_{dépl}\right) + 0{,}7\rho \qquad (5.14)$$

Df= 0,007.(772,4+177,65)+0,7.2,76=8,58 ; forabilité facile, de catégorie 8 ; Medjounès I ;

Df= 0,007.(1062,03+244,26)+0,7.2,68 =11,02 ; forabilité moyenne; de catégorie 11 ; Medjounès II.

Tab V.3 : Classification de la roche selon l'indice de forabilité

Degré de forabilité	If	Classes	Catégories
Forabilité très facile	1÷5	I	1, 2,3,4,5
Forabilité facile	5,1÷10	II	6, 7, 8, 9,10
Forabilité moyenne	10,1÷15	III	11, 12, 13, 14,15
Forabilité difficile	15,1÷20	IV	16, 17, 18, 19,20
Forabilité très difficile	20,1÷25	V	21, 22, 23, 24,25

Ainsi, la granulométrie admissible des gros blocs après le tir est limitée par les conditions suivantes :

1- Par la capacité du godet de la chargeuse :

$$C \leq 0{,}8\sqrt[3]{E}\text{ , m} \qquad (5.15)$$

Où :
C : dimension maximale du bloc, (m) ;
E : capacité du godet de chargeuse, m3.

$$C \leq 0{,}8\sqrt[3]{8} \leq 1{,}6\,m$$

2- D'après la capacité de la benne du camion (ou volume)

Le volume de la benne du camion est de 34,2 m3 , le diamètre moyen des roches (morceaux) sera égal à :

$$C \leq 0{,}5\sqrt[3]{V} \qquad (5.16)$$

$$C \leq 0{,}5\sqrt[3]{34{,}2} \leq 1{,}62 \text{ m}$$

3- Par la dimension de l'ouverture du concasseur :

$$C \leq 0{,}8.\, b, \text{ m} \qquad (5.17)$$

b : ouverture d'alimentation du concasseur b= 1300 mm

$$C \leq 0{,}8 \times 1{,}3 \text{ m}$$

Valeur seuil : C≤1,04 m.

Remarque : D'après les résultats qu'on a obtenu, on fixe la blocométrie admissible à 1,04 m, et tout bloc ne répondant pas à cette dimension sera considéré comme une roche hors gabarit et doit subir une opération de débitage secondaire (pétardage secondaire) pour réduire ses dimensions.

V.1.4 Diamètre de trou

On adopte un diamètre de trou selon les recommandations du choix du diamètre initialement proposées dans notre résumé analytique basées sur les critères d'ordre quantitatif et qualitatif (selon catégorie de fissurité et de tirabilité), ainsi pour notre cas on adopte : D= 150 mm

D'après les Tableaux pratiques, on choisi le diamètre de trou 150 mm.

q=q'.Kex ; q' choisi d'après le tableau de choix de q proposé dans cet article égal à 0,45 kg/m3

Kex= 1,1

Aet : Explosif étalon - Ammonite N6GV

Au : Explosifs utilisés (marmanite III et anfomil)

q= 0,45x1,1=0,49 kg/m3,(Medjounès II)

idem pour (Medjounès I) où q =0,40x1,1=0,44 kg/m3,;

Longueur du trou : L=H/($s$in β) +$l$sf ; β= 75°

$$L = \frac{H}{\sin \beta} + l_{sf} \qquad (5.18)$$

Longueur du sous-forage est déterminée par la formule suivante : ls= Ks.D, m.

$$l_{sf} = k_s.D \qquad (5.19)$$

D'autres auteurs proposent la formule ls= ½.q.w (5.20)

Ks= (10÷15). On optera pour des valeurs liées à la catégorie de tirabilité locale …

ls= 13,5 . 0,15 = 2,025 m ; (Medjounès I) ;

ls= 14 . 0,15 = 2,10 m ; (Medjounès II).

L= 15sin75°+ 2,025 = 17,55 m, (Medjounès I) ;

L= 15 sin75°+ 2,10 = 17,62 m, (Medjounès II)

Longueur du bourrage : même démarche pour le choix du coefficient empirique …

D'autres auteurs proposent de prendre lb = 0.75.w (5.21)

lb= (20÷30) . D = 29 . D= 29 . 0,15= 4,35 m, (Medjounès I);

lb= (20÷30) . D = 30 . D= 30 . 0,15= 4,5 m, (Medjounès II).

Détermination de la ligne de moindre résistance :

$$W = \frac{\sqrt{p^2+4mqpHL}-p}{2mqH}, \text{ m} \qquad (5.22)$$

m= 0,95 ; pour Medjounès I et II ;

Cette valeur est la meilleure pour le cas des calcaires de cimenterie selon l'expérience académique des formateurs ex-soviétiques ayant pratiqués chez nous en Algérie.

Les explosifs utilisés sont Marmanit III et Anfomil donc : (Taux d'amorçage recommandés à 20%)

Δ = 0,20 . 0,95 + 0,80 . 0,90 = 0,91 kg/m3

P = 785 . (0,150)2 . 0,91 = 16,07 kg/m.

$$W = \frac{\sqrt{16,07^2+4\times0,95\times0,44\times16,07\times15\times17,55}-16,07}{2\times0,95\times0,44\times15} = 5,54m \text{ (Medjounès I)}$$

$$W = \frac{\sqrt{16,07^2+4\times0,95\times0,49\times16,07\times15\times17,62}-16,07}{2\times0,95\times0,49\times15} = 5,32m \text{ (Medjounès II)}$$

Calcul de W d'après les conditions de sécurité :

$$W \geq Htg\alpha + c \quad (5.23)$$

Htgα+c =15 . tg85°+3 = 4,13 m donc les conditions sont vérifiées.

La distance entre les trous de la première rangée :

a = m . W = 0,95 . 5,54= 5,26 m (Medjounès I);

a=0,95 . 5,32 = 5,05 m (Medjounès II).

La distance entre les rangées de trous : maille en quinconce vu forme des blocs …

b= 0,85 . a = 0,85 . 5,26 = 4,47 m (Medjounès I)

b= 0,85 . 5,05 = 4,29 m (Medjounès II).

Quantité de charge d'un trou :

*1ère rangée :

(Medjounès I);

$$Q_{ch_1} = q.W.H.a_1 = 0{,}44 \times 5{,}54 \times 15 \times 5{,}26 = 192{,}33\ kg/tr$$

(Medjounès II).

$$Q_{ch_1} = q.W.H.a_1 = 0{,}49 \times 5{,}32 \times 15 \times 5{,}05 = 197{,}46\ kg/tr$$

*2ème rangée :

(Medjounès I);

$$Q_{ch_2} = q.W.H.b = 0{,}44 \times 15 \times 5{,}26 \times 4{,}47 = 155{,}18\ kg/tr$$

(Medjounès II).

$$Q_{ch_2} = q.W.H.b = 0{,}49 \times 15 \times 5{,}05 \times 4{,}29 = 159{,}23\ kg/tr$$

Longueur de la charge :

1ére rangée : $l_{ch_1} = \frac{Q_{ch_1}}{P} = \frac{192{,}33}{16{,}07} = 11{,}97m$ (Medjounès I)

$$l_{ch_1} = \frac{Q_{ch_1}}{P} = \frac{197{,}46}{16{,}07} = 12{,}29m \text{ (Medjounès II)}$$

2éme rangée :

$$l_{ch_2} = \frac{Q_{ch_2}}{P} = \frac{155{,}18}{16{,}07} = 9{,}66m \text{ (Medjounès I)}$$

$$l_{ch_2} = \frac{Q_{ch_2}}{P} = \frac{159{,}23}{16{,}07} = 9{,}91m \text{ (Medjounès II)}$$

Longueur du bourrage :

1ére rangée : Medjounès I

$$l_{b_1} = L - l_{ch_1} = 17{,}62 - 11{,}97 = 5{,}58m$$

Medjounès II

$$l_{b_1} = L - l_{ch_1} = 17{,}62 - 12{,}29 = 5{,}33m$$

2éme range: Medjounès I;

$$l_{b_2} = L - l_{ch_2} = 17{,}55 - 9{,}66 = 7{,}89m$$

Medjounès II

$$l_{b_2} = L - l_{ch_1} = 17{,}62 - 9{,}91 = 7{,}71m$$

Débit de la masse minière :

$J_m = \frac{Q_{ch_1}+Q_{ch_2}}{2.L.q} = \frac{192{,}33+155{,}18}{2\times17{,}77\times0{,}44} = 22{,}50\ m^3/m$ (Medjounès I)

$J_m = \frac{Q_{ch_1}+Q_{ch_2}}{2.L.q} = \frac{197{,}46+159{,}28}{2\times17{,}62\times0{,}49} = 20{,}66\ m^3/m$ (Medjounès II)

et

V=11988,5 m^3 (Medjounès I) ;

V =14963m^3 (Medjounès II).

La longueur des trous forés, nécessaires pour un bloc :

$$\sum L = \frac{V}{J_m} = \frac{11988{,}5}{22{,}50} = 532{,}82m$$

$$\sum L = \frac{V}{J_m} = \frac{14969}{20{,}66} = 724{,}25m$$

Nombre des trous forés :

Medjounès I :

$$N_{tr} = \frac{\sum L}{L} = \frac{532}{17{,}55} = 30{,}36 \cong 30trous$$

Medjounès II :

$$N_{tr} = \frac{\sum L}{L} = \frac{724{,}25}{17{,}62} = 41{,}1 \cong 41trous$$

Nombre de sondeuses :

$$N_s = \frac{\sum L}{R_s.n_p.s.N_j} \qquad (5.24)$$

$N_s = \frac{532}{224 \times 1 \times 1} = 2{,}357 \cong 03\ sondeuses\ furukawa$ (Medjounès I)

$N_s = \frac{532}{160 \times 1 \times 1} = 3{,}325 \cong 04\ sondeuses\ Atlas\ copco$ (Medjounès I)

$N_s = \frac{724{,}25}{224 \times 1 \times 1} = 3{,}23 \cong 04\ sondeuses\ furukawa$ (Medjounès II)

$N_s = \frac{724{,}25}{160 \times 1 \times 1} = 4{,}53 \cong 05\ sondeuses\ Atlas\ copco$ (Medjounès II)

(Rs Furukawa= 224 m/poste), (Rs Atlas Copco = 160 m/poste).

Conclusion

Pour peu que la réalisation sur site soit faite avec soin et respecte les exigencies de la conception, cette méthodologie d'abattage permettera à coup sur d'améliorer les résultats du tir.

Les limites de notre étude se heurtent cependant à l'usage de l'explosif qui demeure un agent destructeur et non régulateur de la fragmentation par le fait que toutes les etudes en détonique n'expliquent pas encore tous les details de son mécanisme de destruction. La roche, quant à elle, reste une boite noire, où tous les mécanismes de la rupture ne sont pas expliquées.

Conclusion Générale

Conclusion et perspectives

Cette étude a grandement amélioré notre compréhension de la fragmentation des roches et de la conception des tirs dans les carrières de calcaire, en particulier celles présentant des fissures substantielles. En examinant les attributs distinctifs de la carrière d'Ain El Kébira et en mettant en œuvre des méthodologies sophistiquées, nous avons élaboré des stratégies novatrices pour améliorer les résultats de fragmentation et promouvoir des méthodes minières respectueuses de l'environnement.

Les principales conclusions mettent en avant l'impact significatif des fissures sur la performance des tirs, nécessitant des techniques personnalisées pour différentes conditions géologiques. Nous avons souligné l'importance de prendre en compte les tailles de maille et les schémas de fracturation inhérents tout au long du processus de construction des plans de tir. De plus, l'étude suggère d'utiliser la formule de Koutousov pour calculer la consommation spécifique d'explosifs et d'explorer diverses voies de progression pour améliorer l'efficacité.

Les conclusions de l'étude, bien que limitées à la carrière d'Ain El Kebira, fournissent une base pour une application plus large dans des environnements géologiques comparables. Il est conseillé de mener des études supplémentaires pour améliorer l'exactitude des méthodes d'ajustement de la fragmentation, explorer les aspects liés aux fissures et établir un cadre complet pour optimiser les paramètres de forage et de tir.

Afin d'assurer la durabilité à long terme des techniques de tir, il sera essentiel d'examiner attentivement les directions de progression alternatives et de donner la priorité aux facteurs environnementaux. En rectifiant les contraintes mises en évidence et en réalisant des recherches supplémentaires, nous pourrons utiliser les connaissances acquises dans le cadre de cette étude pour construire un cadre universellement applicable pour des tirs respectueux de l'environnement et efficaces dans des formations rocheuses diverses et des contextes géologiques variés. Cela aidera finalement l'industrie minière en facilitant une plus grande extraction de ressources, en atténuant les impacts environnementaux et en améliorant la faisabilité économique, contribuant ainsi à un avenir plus durable pour le secteur minier.

Références bibliographiques

Bibliographie

[1] Pavloudakis, F., Roumpos, C., Spanidis, P.M. (2022). Optimisation de l'exploitation minière à ciel ouvert basée sur un modèle d'économie circulaire. Économie circulaire et durabilité, 2 : 395-418. https://doi.org/10.1016/B978-0-12-821664-4.00005-4

[2] Zhang, ZX, Sanchidrián, JA, Ouchterlony, F., Luukkanen, S. (2023). Réduction de la taille des fragments de l'exploitation minière au traitement des minéraux : Revue. RockMechanics et Rock Engineering, 56 (1) : 747-778. https://doi.org/10.1007/s00603-022-03068-3

[3] Bustamante, M.M., Roitman, I., Aide, TM, et al. (2016). Vers un cadre de surveillance intégré pour évaluer les effets de la dégradation et du rétablissement des forêts tropicales sur les stocks de carbone et la biodiversité. Biologie du changement global,22(1) : 92-109. https://doi.org/10.1111/gcb.13087

[4] Mi, J., Grant, PS, Fritsching, U., Belkessam, O., Garmendia, I., Landaberea, A. (2008). Modélisation multiphysique du procédé de pulvérisation. Science et ingénierie des matériaux : A, 477(1-2) : 2-8. https://doi.org/10.1016/j.msea.2007.08.083

[5] Latham, JP, Munjiza, A., Lu, P. (1999). Fragmentation des roches par dynamitage : une étude documentaire sur la recherche dans les années 1980 et 1990. Fragblast, 3 (3) : 193-212. https://doi.org/10.1080/13855149909408046

[6] Pittman, KL (2004). (1984). La qualité de la roche comme guide de la fragmentation. Thèse de doctorat, Université du Nevada, Reno.

[7] Moghrani, R., Aoulmi, Z., Attia, M. (2023). Approche hybride RPI-MCDM pour FMEA : Une étude de cas sur un convoyeur à bande dans la mine de Bir El Ater, Algérie. Journal Européendes Systèmes Automatisés, 56 (3): 465-473. https://doi.org/10.18280/jesa.560314

[9] Habib, K.M., Shnorhokian, S., Mitri, H. (2022). Évaluation de l'application du bris de roche sans explosifs dans la construction souterraine – Une revue critique des agents de démolition chimiques. Minéraux, 12 (2): 220. https://doi.org/10.3390/min12020220

[10] Baneshi, M., Bahreini, SA (2018). Impacts du modèle de consommation d'eau chaude sur le dimensionnement optimal et les aspects technico-économiques de l'eau solaire hybride résidentielle systèmes de chauffage. Technologies et évaluations de l'énergie durable, 30 : 139-149. https://doi.org/10.1016/j.seta.2018.09.008/

/10/ Bamford, T., Medinac, F., Esmaeili, K. (2020). Surveillance continue et amélioration du processus de dynamitage dans les mines à ciel ouvert à l'aide de techniques de véhicules aériens sans pilote. Télédétection, 12 (17) : 2801. https://doi.org/10.3390/rs12172801

[11] Fedotenko, V., Esina, E. (2018). Justification de la technologie de transition efficace vers le décapage en hauteur des veines de charbon épaisses. Web de conférences E3S, 41 : 01044. https://doi.org/10.1051/e3sconf/20184101044

[12] Isheyskiy, V., Sanchidrián, J.A. (2020). Perspectives d'application de la technologie MWD pour la gestion de la qualité des opérations de forage et de dynamitage dans les entreprises minières. Minerals, 10 (10) : 925. https://doi.org/10.3390/min10100925

[13] Centre des Etudes et de services Technologiques de l'Industries des Matériaux de construction (CETIM), « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Djebel Medjounes 1 et 2. Société des Ciments d'Ain El Kébira (SCAEK) 2020.

[14] SBAGHDI Rania, BENADDA Chaima, 2020, « Optimisation des paramètres de la fragmentation. Cas de la cimenterie d'Ain El Kébira ; SCAEK - Setif », Mémoire de fin d'études, Ecole Nationale Supérieure Des Mines Et Métallurgie Amar Laskri d'Annaba.

[15] Données du recensement général de la population et de l'habitat de 2008 sur le site de l'ONS. https://www.ons.dz/collections/.

[16] *https://www.infoclimat.fr/climatologie/annee/2021/setif/valeurs/60445.html*.

[17] J.M.Vila (1971,1977 et 1980), W .Wildi (1983). Les études géologiques de ces autaurs.

[18] Rapport CETIM, «Les rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Djebel Medjounès 1 et 2 Société des ciments de Ain El Kébira», 2020

[19] Rapport CETIM, «Plan topographique actualisé du gisement calcaire djebel Medjounès», 2014.

[20] Le forage des roches, « données théorique, les matériels, les accessoires », Ecole des Mines de DOUAI, Formation TIM, Extrait support de cours, pages 2 -31

[21] GmbH (1973). Les résultats des recherches géologiques réalisées à Djebel Medjounes près de Sétif (Algérie) pour l'implantation d'une cimenterie. Rapport inédit. 70 p

[22] Djellali, A., Sarker, D., Benghazi, Z., Rais, K. (2022). Approche géospatiale pour l'évaluation de la susceptibilité des sols expansifs à l'aide d'un nouveau modèle de classification multicritère. Journal arabe des géosciences, 15 (23) : 1742. https://doi.org/10.1007/s12517-022-11024-2

[23] Scheiber, T., Fredin, O., Viola, G., Jarna, A., Gasser, D. et Łapińska-Viola, R. (2015). Extraction manuelle des linéaments rocheux à partir de données LiDAR haute résolution : biais méthodologiques et perception humaine. Gff, 137 (4):362 372. https://doi.org/10.1080/11035897.2015.1085434

[24] Rudakov, M., Babkin, R., Medova, E. (2021). Amélioration des conditions de travail des travailleurs miniers en réduisant les émissions d'oxydes d'azote lors des opérations de dynamitage. Sciences appliquées, 11(21) : 9969. https://doi.org/10.3390/app11219969.

[25] B.N.Soukhanov ; B.N. Koutousov. Destruction des roches minières à l'explosif. Nedra. Moscou. 1983. 344p.

[26] Shreve et Brink. «Industries des procédés chimiques». Quatrième édition. Denver (Colorado), 1986. Mc Graw Hill. 349-360 pages.

[27] E.O.Mindelli. Méthode et moyens d'abattage du minerai à l'explosif. Moscou. Nadra 1977.510 p.

[28]Efremov.E.I.Tir avec retard à l'intérieur des trous. Kiev « Naoukovadounka ».1971.172p.

[29] Chen, W., Li, X., Lu, F., Li, Z., Zhang, Z. (2015). Contrôle parallèle de fragments d'une structure cylindrique entraînés par un explosif à l'intérieur. Problèmes mathématiques en ingénierie, 2015. https://doi.org/10.1155/2015/723463

[30] Singh, P.K., Roy, MP., Paswan, RK, Sarim, MD, Kumar, S., Jha, RR (2016). Contrôle de la fragmentation des roches lors de dynamitages à ciel ouvert. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 8 (2) : 225-237. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.10.005

[31] Li, X., Zhu, Z., Wang, M., Shu, Y., Deng, S., Xiao, D. (2022). Influence des directions des charges de dynamitage sur la stabilité des tunnels dans une masse rocheuse fracturée. Journal of RockMechanics and Geotechnical Engineering, 14(2) : 346-365. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2021.06.010

[32] Yuksek, S.A.L.I.H. (2019). Propriétés mécaniques de certaines pierres de construction provenant des gisements volcaniques du mont Erciyes (Turquie). Matériaux de construction, 69(334). https://doi.org/10.3989/mc.2019.04618

[33] Mostafaei, A., Elliott, A.M., Barnes, J.E., Li, F., Tan, W., Cramer, C.L., Nandwana, P., Chmielus, M. (2021). Impression 3D à jet de liant — Paramètres de processus, matériaux,

propriétés, modélisation et défis. Progrès en science des matériaux, 119 : 100707. https://doi.org/10.1016/j.pmatsci.2020.100707

[34] Behr, H.J., Stehli, F.G., Vidal, H. (2012). Observation de la croûte continentale par forage II : Actes du Symposium international, Seeheim. Springer Science et médias commerciaux. https://doi.org/10.1007/978-3-642-45616-9_1

[35] Habib, K.M., Shnorhokian, S., Mitri, H. (2022). Évaluation de l'application du bris de roche sans explosifs dans la construction souterraine – Une revue critique des agents de démolition chimiques. Minéraux, 12(2):220. https://doi.org/10.3390/min12020220

[36] Bamford, T., Medinac, F., Esmaeili, K. (2020). Surveillance continue et amélioration du processus de dynamitage dans les mines à ciel ouvert à l'aide de techniques de véhicules aériens sans pilote. Télédétection, 12(17) : 2801. https://doi.org/10.3390/rs12172801

[37] Salmi, E.F., Sellers, E.J. (2021). Un examen des méthodes permettant d'incorporer les caractéristiques géologiques et géotechniques des masses rocheuses dans les évaluations de dynamitabilité pour la conception de dynamitages sélectifs. Géologie de l'ingénierie, 281 : 105970. https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105970

[38] Behr, H.J., Stehli, F.G., Vidal, H. (2012). Observation de la croûte continentale par forage II : Actes du Symposium international, Seeheim. Springer Science et médias commerciaux. https://doi.org/10.1007/978-3-642-45616-9_1

[39] Mi, J., Grant, PS, Fritsching, U., Belkessam, O., Garmendia, I., Landaberea, A. (2008). Modélisation multiphysique du procédé de pulvérisation. Science et ingénierie des matériaux : A, 477(1-2) : 2-8. https://doi.org/10.1016/j.msea.2007.08.083

[40] Beddiar.F. Recherche du coefficient de foisonnement suivant les caractéristiques géométriques des récipients miniers et la granulométrie du minerai (conditions de l'Ouenza). Thèse de magister. Directeur scientifique Ambartsoumain. N. Annaba, 1984.

[41] Chaine. R. Etude des tirs de contour et leur influence sur la stabilité des bords des gradins (conditions de l'Ouenza et Boukhadra). Thèse de magister. Directeur scientifique Zakhartchouk. B. Annaba, 1987.