



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIC ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
MINISTÈRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPÉRIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE
المدرسة الوطنية العليا للمناجم والمعادن - عمار العسكري - عنابة
ECOLE NATIONALE SUPÉRIEURE DES MINES ET DE LA METALLURGIE
AMAR LASKRI- ANNABA

Département Génie Minier

Mémoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme d'INGENIEUR
En Génie Minier

Thème

Optimisation Des Paramètres De L'abattage A L'explosif Pour Améliorer Les Résultats De Tir « Cas De la Carrière Hamma Bouziane Constantine ».

Présenté par : **ACHOUI Abir**
BOUKERNAFA Abdellatif

Encadré par : **Dr. I. AICHOURI**
Co Encadreur : **Y. CHEIKHAOUI**

Jury de Soutenance

Dr. DRICI HABES Sameh	MCA, ENSMM-Annaba	Président
Dr. CHENITI Hamza	MCA, ENSMM-Annaba	Examineur
Dr. AICHOURI Imen	MCA, ENSMM-Annaba	Encadreur

Juillet 2021



Département Génie Minier

AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU
MEMOIRE DE FIN D'ETUDES

Je soussigné (e) M.^me Habes Sameh.....
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de fin d'études (MFE), déclare
avoir autorisé l'ingénieur d'état M.^r Boukernafa A. et Adnani Abir
à déposer son mémoire de fin d'études après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

Avis du Promoteur :

A.F. ~~Adnani~~

Avis de l'Examineur :

A.F. Jus

Président du Jury

Jus

DR. Habes Sameh

Remerciement

En premier lieu, nous remercions tout d'abord le dieu le tout puissant de nous avoir donné la force, la patience et la volonté pour effectuer ce mémoire, et réaliser notre objectif.

*A Notre promoteur **Mme. AICHOURI IMEN***

Votre compétence, votre encadrement ont toujours suscité notre profond respect.

Nous vous remercions pour vos conseils et orientation, et aussi pour votre confiance.

*Un grand merci A **Mr CHEIKHAOUI Youcef**, qui nous a beaucoup aider avec ces conseils et orientation,*

Aux membres du jury Messieurs les jurys, vous nous faites un grand honneur en acceptant de juger ce travail.

Nous devons à remercier tous les enseignants qui ont participé à notre formation pour leurs qualités scientifiques et pédagogiques.

*Nous tenons à remercier exceptionnellement **Mr Serradj** et **Mlle Foufou Hassina***

*Nos remerciements se dirigent également vers la **cimenterie HAMMA BOUZIANE** de la wilaya de **CONSTANTINE**.*

*Nous exprimons nos profondes gratitudees au **Mr. BAIOD.Atef** et **Mr. BOULKARAA.Hakim** qui nous a aidés beaucoup avec son longuess expérience dans l'exploitation minière.*

Enfin, Nous tenons à remercier chaleureusement, tous ceux qui nous ont aidés de près ou de loin dans l'élaboration de ce travail, et à tous les responsables de l'école supérieur des mines

et métallurgies d'Annaba

Dédicace

Je dédie ce modeste travail

A mes chers parents, qui ont consacré leur existence à bâtir la mienne, pour leur soutien, patience et soucis de tendresse et d'affection pour tout ce qui ils ont fait pour que je puisse arriver à ce stade.

A ma mère qui m'a encouragé durant toutes mes études ; et qui sans elle, ma réussite n'aura pas eu lieu. Qu'elle trouve ici mon amour et mon affectation.

A mon père qui a été et seras toujours un exemple pour moi par ses qualités humaines avec d'années de sacrifices, de sollicitudes, d'encouragement et de prières,

Puisse dieu vous préserver et procurer santé et bonheur.

A mes frères Mohamed, Redha et Hichem a qui je les souhaite un bon avenir.

A ma sœur qui je la souhaite une vie pleine de bonheur.

A toute ma famille.

A mes chers amis Mohamed Krim et sa famille, Abed Mostapha, et Azouz Walid.

A mon binôme qui a donné tous ses efforts sur ce modeste travail.

A tous mes collègues de ma promotion.

Et à tous ceux que j'ai connus durant mon cycle d'étude.

Boukernafa Abdellatif

Dédicace

Je dédie ce modeste travail

*A mes très chers parents qui m'ont guidé durant les moments les plus pénibles de ce long chemin, ma très chère mère **Chaa Kheira** qui a été à mes côtés et m'a soutenu durant toute ma vie, et mon très cher père **Mnaouar** qui a sacrifié toute sa vie afin de me voir devenir ce que je suis.*

Puisse dieu vous préserver et procurer santé et bonheur.

*A m'adorable sœur **Hadjer** qui je la souhaite une vie pleine de joie et de bonheur.*

*A mon ange **Yacine** que dieu le protège, et A mes frères **Khaled, Mohammed** et **Amine** que Allah les aide à réaliser leurs rêves.*

*A mes chers oncles et tantes, et à mes cousines **Amira, Achouak** et **Razan** qui je leurs souhaite une longue vie et bonne santé.*

*A ma chère amie **Amina Abbes** et sa famille ;*

À mon binôme qui a contribué à la réalisation de ce modeste travail ;

*A mes amies **Khaoula Abid** et **Imene Sanadi** et à tous mes amies sans exception.*

Ainsi qu'à tous qui m'ont aidé de près ou de loin.

ACHOU ABIR

الملخص

يمثل تفجير الصخور الخطوة الأولى في تسلسل العمليات التكنولوجية لاستغلال المواد المعدنية. تحقيقاً لهذه الغاية، فإن جودة التجزئة التي تم الحصول عليها لها تأثير مباشر على تقدم العمليات في نهاية الاستغلال (التحميل والنقل والتحضير الميكانيكي). هذا العمل البحثي هو نهج للتنبؤ والتحليل لخطط التفجير بهدف تحسين تفتيت الصخور المتفجرة باستخدام نموذج كوز رام الكلاسيكي والتحليل العددي بواسطة برنامج سبليت داسك توب 2.0.

الكلمات المفتاحية: تفتيت الصخور، المتفجرات، الحجم الكبير، الحجر الجيري، نموذج كوز رام، برنامج سبليت داسك توب 2.0

RESUME

L'abattage des roches représente la première étape dans l'enchaînement des opérations technologiques d'exploitation des substances minérales. A cet effet, la qualité de la fragmentation obtenue influence directement sur le déroulement des opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport et préparation mécaniques).

Ce travail de recherche est une approche pour la prédiction et l'analyse des plans de tir en vue de l'amélioration de la fragmentation des roches abattues, en utilisant le modèle classique de Kuz-Ram et l'analyse numérique par le logiciel split desktop 2.0.

Mots clés : fragmentation des roches, explosifs, hors gabarits, modèle de Kuz-Ram, logiciel split desktop 2.0, calcaire.

Abstract

The blasting of rocks represents the first step in the sequence of technological operations for the exploitation of mineral substances. To this end, the quality of the fragmentation obtained has a direct influence on the progress of operations downstream of the exploitation (loading, transport and mechanical preparation).

This research work is an approach for the prediction and analysis of blast plans with a view to improving the fragmentation of blasted rocks, using the classic Kuz-Ram model and numerical analysis by the split desktop software. 2.0.

Key words: rock fragmentation, explosives, oversized, Kuz-Ram model, split desktop software.2.0, limestone.

Table des matières

Liste des figures	
Liste des tableaux	
Introduction Générale.....	1
CHAPITRE I :Etude Bibliographique .	
Introduction... ..	3
I.1. Le forage.....	3
I.1.1. Les types de forage	3
I.1.2. Choix du mode de forage	6
I.1.3. Les facteurs influençant le forage	6
I.1.4. Une foration de qualité	7
I.1.5. La vitesse de rotation	8
I.1.6. Calcul de la vitesse de pénétration	9
I.1.7. Influence de la variation de la dureté du terrain et du chargement de diamètre De taillant sur les paramétrés de forage	9
I.2. Le mécanisme du tir à l'explosif	10
I.2.1. L'objectif de tir	10
I.2.2. L'explosifs	10
I.2.3. La conception d'un tir d'abattage à l'explosif	12
I.2.4. Paramètres liés aux trous (contrôlables).....	12
I.2.5. Paramètres liés au bourrage	16
I.2.6. Paramètres liés au plan.....	17
I.2.7. Paramètres liés à l'énergie explosive	18
I.3. Les éléments théoriques sur l'opération d'abattage	21
I.3.1 Abattage des roches	21
I.3.2. Dimensionnement d'un schéma de tir	22
I.4. Anomalies de tir.....	23

I.4.1. La Granulométrie	23
I.4.2. Les Joints	23
I.4.3. Les karsts	24
I.4.4. Les Effets Arrière.....	24
I.4.5. Gradin en surplomb.....	25
Conclusion.....	26

CHAPITRE II : Description de Site

Introduction	28
II.1. Présentation de l'entreprise	28
II.2. Situation géographique du gisement	28
II.2.1. Climat et végétation	30
II.2.2. Morphologie du gisement	31
II.2.3. Géologie régionale.....	31
II.3. Etude géologique du gisement	33
II.3.1. Géologie de gisement	33
II.3.2. Structure géologique	34
II.3.3. Travaux de recherches	35
II.4. Caractéristiques géomorphologique	35
II.5. Caractéristiques qualitatives de la matière première	36
II.6. Condition géotechnique des roches calcaires	38
II.7. Réserves géologique et volume de la découverte	38
II.7.1. Compartiment II	38
II.7.2. Compartiment IV	39
II.8. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière	41
Conclusion.....	42

CHAPITRE III : Processus de L'exploitation du Gisement

Introduction.....	44
III.1. Mode d'ouverture du gisement	45
III.2. Choix de la méthode d'exploitation	45
III.2.1.Paramètre et système d'exploitation.....	46
III.2.2.Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation appliquée	47
III.3.Travaux d'abattage à l'explosif	53
III.3.1. Travaux préparatoires	53
III.4. Chargement et transport du tas abattu	61
III.4.1 Chargement	61
III.4.2 Transport	62
Conclusion.....	64
 CHAPITRE VI : Elaboration d'un Plan de tir	
Introduction	66
IV.1. Définitions d'une distribution granulométrique	66
IV.2 le mode d'abattage utilise	66
VI.2.1 Données de départ pour l'étude géotechnique du gisement de Djébel Salah	67
IV.3. Les propriétés technologiques des roches	68
IV.3.1. Indice de destruction des roches	68
IV.3.2. Indice de formabilité des roches	69
IV.3.3. Indice de tirabilité des roches	70
IV.4. Processus de forage	70
IV.4.1. Choix du mode de forage.	71
VI.5. Calcul de forage	73
IV.5.1 vitesses de forage	73
IV.5.2. Le rendement postier de la sondeuse	74
IV.6. Travaux de tir	74
IV.6. 1.Choix de l'explosif utilisé dans la carrière de Hamma Bouziane	76

IV.7. Calcul des paramètres des travaux de tir	76
IV.7.1. Le diamètre du trou (D_t)	77
IV.7.2. La banquette maximale	77
IV.7.3. La profondeur de sur- forage	78
IV.7.4. Longueur du trou(L_{tr}).....	78
IV.7.5. Erreur de foration (E)	78
IV.7.6. La Banquette pratique (B)	79
IV.7.7. Espacement entre les trous (a)	79
IV.7.8. La hauteur de la charge de pied (H_p)	79
IV.7.9. Charge de pied (Q_p)	79
IV.7.10. Longueur de bourrage (L_b)	80
IV.7.11. La hauteur de la charge de colonne ($H_{colonne}$)	80
IV.7.12. Charge de colonne (Q_c)	80
IV.7.13. Quantité d'explosif par trou (Q_{tr})	81
IV.7.14. Volume des roches abattues par un trou tiré (V_{ab})	81
IV.7.15. Consommation spécifique de l'explosif (Q)	81
IV.7.16. Quantité d'explosif total dans un bloc (Q_t)	81
IV.7.17. Nombre de trous dans un bloc (N_{tr})	82
IV.7.18. Langueur totale de foration (L_f)	82
IV.7.19. Hauteur du tas de roches abattues (H_t)	82
IV.8. Analyse de la fragmentation des roches dans les conditions de la carrière de Hamma Bouziane en utilisant le modèle de Kuz-Ram	84
IV.8.1. Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram	84
IV.8.2. Données introduire.....	84
IV.8.3. Résultats d'abattage en utilisant le modèle de Kuz-Ram	86
IV.9. Analyse de la fragmentation des roches dans les conditions de la carrière de Hamma Bouziane en utilisant le logiciel split desktop 2.0	89
IV.9.1 Définition du logiciel	89

IV.9.2 Les étape de fonctionnement du logiciel	89
IV.9.3 Avantage du logiciel split desk top 2.0 par rapport aux autre programmes.....	90
IV.9.4 les exigences des images admissibles par le logiciel split desktop 2.0.....	90
IV.9.5Evaluation de la qualité des tirs.....	92
IV.9.6 Comparaison entre le résultat.....	94
IV.10. Proposition d'un nouveau plan de tir	95
Conclusion	97
Conclusion Générale..... ;.....	98
Bibliographie.....	99
Annexes 1	
Annexes 2	

Liste des Figures

Fig.I.1 ,Appareil de forage rotatif.....	4
Fig.I.2, Principe Du Forage Roto Percutant.....	5
Fig.I.3, Rotation du taillant.....	8
Fig.I.4, Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	13
Fig.I.5, Déviation due aux discontinuités.....	14
Fig.I.6, Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	15
Fig.I.7, La rupture de la roche au pied du gradin	16
Fig.I.8, Disposition du bourrage dans un trou.	16
Fig.I.9, Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert.	17
Fig.I.10, Effet de rapport a/b sur la distance maximal des trous.	18
Fig.I.11, Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur le taux des hors gabarits...19	
Fig.I.12,Différents types de construction des charges ; a : charge continue ; b : charge discontinue avec bourrage intermédiaire ; c : charge discontinue avec vide.....	20
Fig.I.13, Effet du choix des retards sur le dégagement des rangées abattues.	20
Fig.I.14,Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif rocheux.....	22
Fig.I.15, Une illustration des paramètres constituant un schéma de tir.....	23
Fig.I.16, Echappement des gaz à travers un joint marneux.....	24
Fig.I.17, Anomalie de tir causée par un karst.....	24
Fig.I.18, Fissuration causée suite à un tir de mine.	25
Fig.I.19, Exemple d'un gradin en sur plomb.....	25
Fig.II.1, Les différents compartiments de Djebel Salah.....	29
Fig.II.2, Image prise par Google Earth du gisement de calcaire Djebel Salah.....	30
Fig.II.3, Situation Géographique et réseau hydrographique de la région d'étude.....	31
Fig.II.4, Coupe type de la formation carbonatée.....	34

Fig.II.5, Structure de Djebel Salah.....	35
Fig.III.1, Paramètres d'une plate-forme de travail lors de l'abattage à l'explosif.....	49
Fig.III.2, Sondeuse ATLAS COPCO CM780.....	56
Fig.III.3, Sondeuse FLEXIROC en position de foration.....	57
Fig.III.4, Système d'amorçage.....	58
Fig.III.5, Chargeuse entraîne de charger le camion (compartiment II).....	64
Fig.IV.1, Sondeuse (hydraulique) flexi roc D50.....	73
Fig.IV.2, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir calculé.....	87
Fig.IV.3, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir existant.....	88
Fig.IV.4, Courbe granulométrique de premier tir.....	90
Fig.IV.5, Courbe granulométrique de deuxième tir.....	91
Fig.IV.6, Courbe granulométrique de troisième tir.....	91
Fig.IV.7, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir N 01 existante avec split desktop 2.0.....	92
Fig.IV.8, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir N 02 existant avec split desktop 2.0.....	93
Fig.IV.9, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir N 03 existante avec split desktop 2.0.....	93
Fig.IV.10, Comparaison entre le résultat d'abattage par les paramètres existants et les paramètres calculés.....	94
Fig.IV.11, Schéma du plan de tir proposé.....	96

Liste des Tableaux

Tab.I.1, Des consommations d'énergie par fonction pour des diamètres de foration.....	4
Tab.II.1, Coordonnées du gisement	29
Tab.II.2, Les caractéristiques chimiques des matières premières.....	37
Tab.II.3, Calcul des réserves 1.....	39
Tab.II.4, Calcul des réserves 2.....	39
Tab.II.5, Calcul des réserves 3.....	40
Tab.II.6, Calcul des réserves 4.....	40
Tab.II.7, Calcul des réserves 5.....	41
Tab.II.8, La capacité de production de la carrière de calcaire du « Djebel Salah ».....	42
Tab.III.1, Angle du talus du gradin selon la dureté des roches.....	48
Tab.III.2, Éléments de la méthode d'exploitation.....	53
Tab.III.3, Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO CM780D.....	55
Tab.III.4, Caractéristiques ATLAS COPCO FLEXIROC à Cabine.....	56
Tab.III.5, Chronométrage du temps de forage du FLEXIROC.....	57
Tab.III.6, Paramètres du plan de tir standard.....	59
Tab.III.7, Anfomil explosif d'amorçage.....	60
Tab.III.8, Marmanit III : explosif d'amorçage.....	60
Tab.III.9, Caractéristiques techniques de la chargeuse Caterpillar.....	61

Tab.III.10, Durée de chargement du camion.....	61
Tab.III.11, Caractéristiques techniques des camions Caterpillar.....	62
Tab.III.12, Résultat du temps de cycle du camion Caterpillar.....	63
Tab.IV.1, Caractéristiques géotechniques des roches.....	67
Tab.VI.2, L'indice acoustique.....	68
Tab. IV.3 : Classification des roches selon l'indice de destruction.....	69
Tab.IV.4, Classification des roches selon l'indice de forabilité.....	69
Tab.IV.5, Classification des roches selon l'indice de tirabilité.....	70
Tab.VI.6, Différents modes de forage.....	71
Tab.IV.7, Mode de forage en fonction de la forabilité des roches.....	71
Tab.IV .8, Caractéristiques techniques de la sondeuse (hydraulique) flexi ROC D50.....	72
Tab.IV.9, Caractéristiques des explosifs utilisés Dans la carrière de Hamma Bouziane.....	76
Tab.IV.10, Comparaison entre les paramètres de tir existants et les paramètres calculées.....	83
Tab.IV.11, Les résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir calculé	86
Tab.IV.12, Pourcentages des passants pour les paramètres du plan existant.....	87
Tab.IV.13, Paramètres du plan de tir proposé.....	95

INTRODUCTION GENERALE

L'exploitation minière est une activité particulière de par son importance dans l'économie mondiale, elle consiste à exploiter les ressources naturelles d'un territoire.

A l'avenir, le potentiel économique de chaque pays sera déterminé sur la base du niveau de la production des diverses substances minérales.

L'un des maillons des processus technologiques de l'exploitation des gisements des minéraux à ciel ouvert est la préparation des roches à l'extraction. Alors L'étude et le contrôle de l'abattage est d'une importance majeure pour le fonctionnement de la mine. Souvent, la bonne fragmentation est décrite telle que la roche abattue puisse être facilement extraite par les engins de chargement et qu'il n'est pas nécessaire d'effectuer des tirs secondaires.

La carrière de Hamma Bouziane (Constantine) est la source principale d'alimentation en calcaire de la cimenterie .

Pour cela l'entreprise « SCHB » (Société des Ciments Hamma Bouziane) nous a proposé le thème " Elaboration d'un plan de tir en vue l'amélioration de la fragmentation des roches abattue " Pour atteindre l'objectif visé dans la carrière, Le travail sera structuré en quatre chapitres :

- ✚ Etude bibliographique : Dans ce chapitre nous avons défini tous les paramètres contrôlables et incontrôlables qui peuvent influencer la qualité de la fragmentation des roches.
- ✚ Description du site : Nous avons expliqué les conditions géologiques du gisement de Djébel Salah ainsi que les différentes méthodes des calculs des réserve, toutes les caractéristiques et les propriétés physico-mécaniques du massif et tous ce qui concerne l'organisation du travail.
- ✚ Processus de l'exploitation du gisement : Dans ce chapitre nous avons expliqué le mode d'ouverture et la méthode d'exploitation utilisée ainsi leur paramètres, Nous avons défini aussi tous les paramètres de forage et de tir utilisés dans cette carrière et tous qui concerne les calculs du chargement et du transport.
- ✚ Elaboration d'un plan de tir : Cette partie est réservée pour identifier et analyser les problèmes de la qualité de fragmentation dans la carrière de Djébel Salah .

CHAPITRE I :
ETUDE
BIBLIOGRAPHIQUE

INTRODUCTION :

Obtenir une cavité profonde, lisse et circulaire, la plus droite possible, afin que les explosifs nécessaires puissent être placés selon un objectif technique fixé afin de faire sauter et casser la roche.

Ces cavités, anciennement connues sous le nom de « **fours miniers** », sont maintenant communément appelées « **forages** » ou « **mines** », ce dernier nom généralement utilisé pour forer des trous après la mise en place d'explosifs.

I.1. LE FORAGE :

Dans le cadre des opérations d'exploitation minière, le forage des trous de mine occupe l'une des premières étapes d'un processus. C'est à propos de forer une série de trous dans la masse rocheuse, pour fragmenter une roche en blocs de matériaux.

Le forage mécanique est le plus utile dans l'exploitation des mines, en ce qui concerne les roches exclusivement dures et à grande teneur de quartz on utilise le forage thermique. [1]

I.1.1. Les types de forage :

Il existe trois types pratiques de forage des roches :

I.1.1.1. Le forage percutant (à percussion) :

Il s'agit de briser la roche par des impacts répétés. Dans ce cas, l'outil de perçage n'est soumis, qu'à des charges d'impact. Les perceuses à percussion sont utilisées dans les roches karstiques, hétérogènes, de dureté variable et gelées ($f=10 \div 20$; selon **Pr Protodiakonov**).

La rotation permet au trépan de frapper la roche à différents endroits lors d'impacts successifs. Ce mécanisme est appelé indexation explosive, qui forme un cratère continu et éventuellement un trou directionnel dans la roche. [2]

I.1.1.2. Le forage rotatif

Il comprend l'utilisation d'outils rotatifs pour briser la roche. Dans ce cas, une poussée et une certaine force sont appliquées à la tête de l'outil de forage. [2]

Le bord saillant de l'outil produira un effet de cisaillement, coupant ainsi le gravier. la poussée sur l'outil et sa vitesse de rotation dépendent de la nature de la roche et du diamètre de l'outil.
[1]



Fig.I.1,Appareil de forage rotatif. [1]

Le forage rotary demande une puissance installée importante,

Tab.I.1, Des consommations d'énergie par fonction pour des diamètres de foration.

Fonction	Puissance nécessaire (KW)
- Moteur de rotation	45 à 100
- Treuil et déplacement	22 à 55
- Poussée	10 à 15
- Compresseur air	200 à 300
- Divers service	30 à 40

I.1.1.3. Le forage roto percutant :

La foration par roto percussion combine trois effets distincts :[3]

- ✓ La percussion
- ✓ La rotation
- ✓ Le soufflage

Il faut y ajouter une force d'appui de valeur variable en fonction de la profondeur du trou.

La combinaison la plus fréquemment rencontrée sur les machines travaillant en surface est : percussion et rotation, à commande hydraulique, appui à commande par chaîne, (moteur hydraulique), soufflage à l'air comprimé.

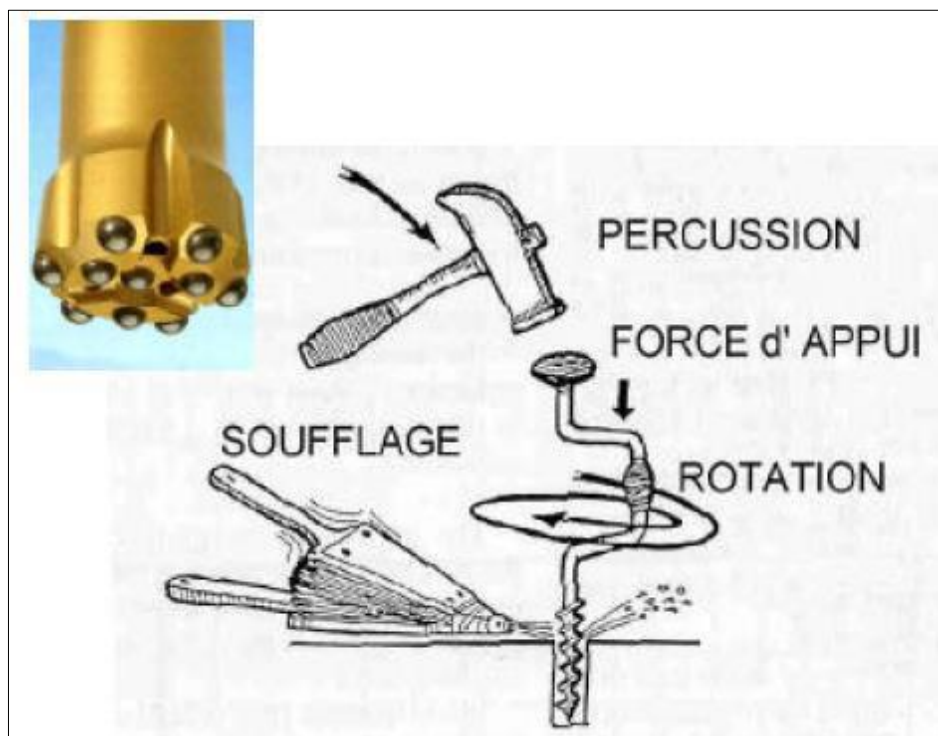


Fig.I.2, Principe Du Forage Roto Percutant. [1]

La force d'appui est une composante importante, qui doit être ajoutée en valeurs variables selon la profondeur du trou, et peut devenir une valeur négative. Au fur et à mesure que la profondeur du trou augmente, elle doit contraindre le train de tiges. Dans ce dernier cas, le poids de la tige est suffisant pour réaliser la force d'appui (détection de profondeur). [1]

Large gamme d'impact rotatif : perçage manuel ϕ 33 à 48 mm.

Les instruments de percussion roto sont divisés en deux catégories

- La foration par roto-percussion, marteau perforateur hors du trou **THD**(Top hammer drilling).
- La foration par roto-percussion, marteau perforateur en fond de trou **DTH**(Down the hole).

1.1.2. Choix du mode de forage

La sélection de l'engin de forage suit les étapes suivantes : [4]

- Déterminer les conditions sous la quelles l'engin doit travailler (main-d'œuvre, le site, etc.), en prenant en considération la sécurité de travail,
- Déterminer les objectifs du cycle de production en prenant en considération, restrictions relatives à l'excavation et au transport, la stabilité des pentes, la capacité de la station de concassage, la géométrie de la mine, la fragmentation, les vibrations, etc.,
- Déterminer les paramètres des trous de forage (le diamètre, la profondeur, l'inclinaison, la charge, l'espacement entre les trous, etc.) en se basant sur les exigences de minage,
- Déterminer les facteurs de forabilité et identifier les méthodes de forage possibles pour le type de la roche à forer,
- Spécifier les variables d'exploitation pour chaque système en considération,
- Estimer les paramètres de performance dont lesquelles on trouve : la disponibilité et les couts des engins,
- Sélectionner le mode de forage qui satisfait toutes les exigences, ayant le coût le plus bas et garantie la sécurité.

1.1.3. Les facteurs influençant le forage

Il existe plusieurs facteurs qui influencent la pénétration de la roche ou l'évacuation des cuttings durant l'opération du forage, ces facteurs déterminent la performance de l'engin de forage.

On peut regrouper ces facteurs en six (6) catégories : [4]

- (1) foreuse, (2) tige, (3) mèche, (4) circulation du fluide, (5) trou de forage, et (6) type de roche.
- Les facteurs de 1 à 4 sont des variables d'exploitation, ils sont contrôlables et doivent être sélectionnés en prenant en considération les conditions environnementales représentés par la catégorie (6).

- Les facteurs du trou de forage de la catégorie (5) : diamètre, profondeur et inclinaison sont déterminés principalement par des exigences extérieures et ils sont des variables indépendantes dans l'opération de forage.
- Les facteurs du type de la roche de la catégorie (6) dépendants de l'environnement et indépendants de l'opération de forage, parmi ces facteurs on trouve :
 - ❖ Les propriétés des matériaux : résistance à la pénétration, porosité, teneur en humidité, densité, etc.),
 - ❖ Les conditions géologiques : fissures, joints, plis, etc.),
 - ❖ L'état de la pression.

Il existe un autre groupe de facteurs, les facteurs de travail, qui est indépendant de l'opération de forage. Ces facteurs incluent des variables opérationnelles liés à la main d'œuvre, supervision, le site, disponibilité de l'alimentation etc.

I.1.4. Une foration de qualité :

La géométrie spatiale, l'implantation, l'inclinaison, la direction, la profondeur et l'alignement des forages définis par le plan de dynamitage constituent les conditions nécessaires à une exploitation minière réussie.

La recherche de la qualité dans ce domaine révèle un bilan technique et économique particulièrement intéressant :

- La longévité des matériels et accessoires de foration
- Les moindres coûts d'entretien
- L'optimisation des longueurs forées
- Une diminution de la consommation d'explosif
- Une meilleure blocométrie et la diminution, voir la suppression, du débitage secondaire par brise blocs.
- Une économie d'énergie significative au concassage primaire

Les résultats dans le domaine de la sécurité sont également très positifs : la qualité des forages alliée à une parfaite compréhension de la géométrie de l'espace permet désormais d'éviter tout événement de tir comme la projection, l'effondrement, la formation de bougies ou de fissures arrière.[1]

I.1.5. La vitesse de rotation :

La rotation se produit lors du retour du piston. Sa vitesse dépend de nombreux facteurs qui ne sont pas indépendants. Citons :

- Le diamètre de l'outil, son type et la disposition des pastilles ou des boutons d'attaque de la roche.
- La force d'appui
- La nature du terrain
- La cadence de frappe

I.1.5.1. Le diamètre de l'outil :

Pour les coupeuses à particules, l'angle de rotation pour chaque impact doit être compris entre 7 et 14° (la valeur minimale s'applique aux sols durs. Pour les coupeuses à pointes, l'angle de rotation est compris entre 5 et 9° . Cela dépend de la Quantité de la broche) du tranchant doit être dans un cercle complet, la goupille balaie toute la surface et le mouvement de la goupille lors de chaque impact ne dépasse pas $1/2 \phi$.

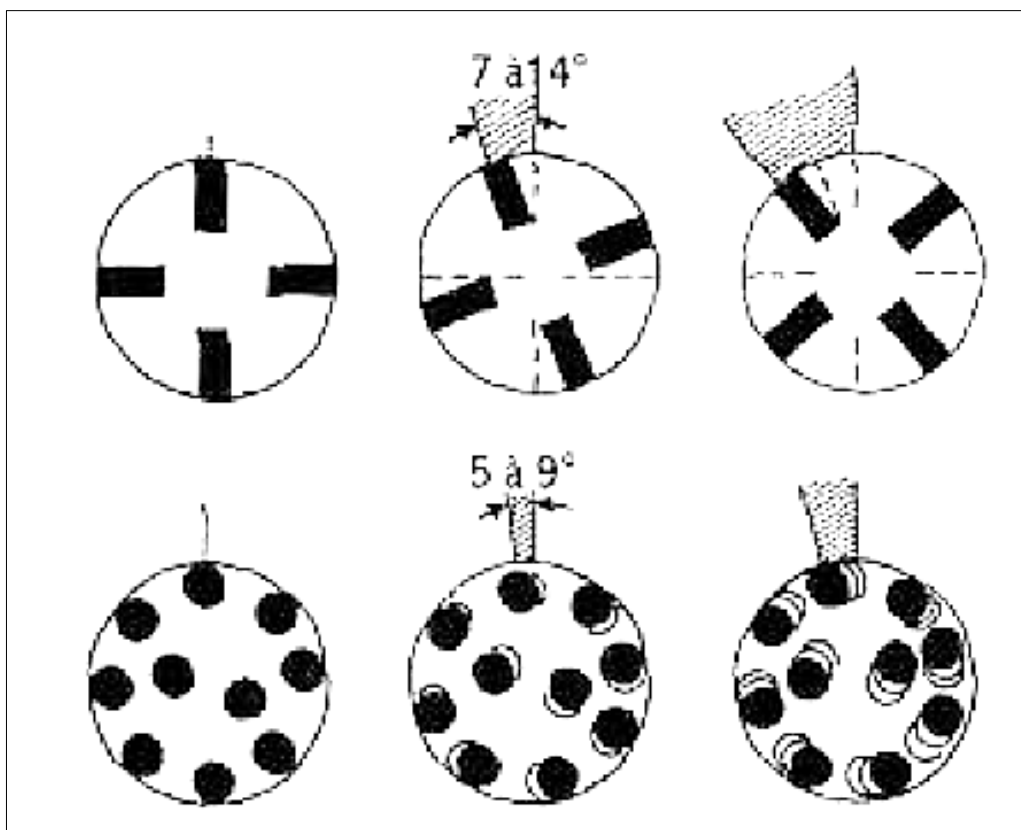


Fig.I.3, Rotation du taillant

I.1.5.2. La force d'appui :

Le foret doit toujours être en contact avec le fond du trou, sinon des contraintes de tension et de compression apparaîtront le long du train de tiges, le manchon et le filetage seront rapidement détruits et le marteau risque d'être endommagé. Pour réduire ce risque, les marteaux modernes intègrent un dispositif d'absorption de l'énergie de retour.

I.1.5.3. La nature du terrain :

En règle générale, il faut frapper vite et tourner lentement sur sol dur, mais l'inverse est vrai sur sol meuble

I.1.5.4. La cadence de frappe :

Dans les équipements pneumatiques, le taux d'impact est compris entre **1600** et **2400** coups par minute. Il est difficile à régler car il nécessite des modifications internes au marteau, notamment au niveau de la distribution. De plus, le taux d'impact est étroitement lié à la pression utilisable. Pour les marteaux travaillant dans des trous, la pression d'air est généralement supérieure de **120** à **250 dN**. Et la vitesse de frappe est d'environ **2500** fois par minute.

I.1.6. Calcul de la vitesse de pénétration :

I.1.6.1. L'indice de "FORABILITE" (DRI) :

Afin de mesurer la capacité de forage de la roche, un test de laboratoire appelé **DRI** (Drilling Rate Index) a été réalisé, que l'on peut traduire par « **indice de forabilité** » car il comprend des tests de fragilité et d'écrasement, d'impact et d'usure (Fragment tearing) à l'aide d'une lame avec un profil normalisé pour couper la roche).

I.1.7. Influence de la variation de la dureté du terrain et du chargement de diamètre de taillant sur les paramètres de forage :

Si la dureté du sol change pendant le processus de forage, il est recommandé d'ajuster la poussée pour adapter le couple à la nouvelle configuration. A partir du couple moyen prééglé, on obtiendra une valeur de poussée stable basée sur la courbe fournie par le constructeur afin d'utiliser au mieux le couple disponible.

I.2. LE MECANISME DU TIR A L'EXPLOSIF :

I.2.1. L'objectif de tir :

Le dynamitage est généralement utilisé dans les carrières de roche dure massive. En effet, dans le cas de la roche dure, le procédé d'extraction en continu est impossible. Le dynamitage est une méthode alternative. Il a l'avantage de broyer une grande quantité de roche, et cela a des moyens mécaniques limités (foreuses et engins de chantier pour le recyclage) Et une mise en œuvre assez limitée. De plus, le large éventail de possibilités explosives et les compétences qui existent aujourd'hui sur le terrain ont contribué à la banalisation de ce processus.[5]

À partir d'une série d'opérations apparemment simples, d'implantation et de forage de forages, de chargement d'explosifs et de détonation, le dynamitage aura différents objectifs :

- Assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non abattus ;
- Abattre un grand volume de roche, avec:
- Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible;
- Un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas;
- Assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec:
- Une bonne sortie du pied;
- Un bon alignement des fronts et de la plateforme;
- Des effets arrière réduits. [5]

I.2.2. L'explosifs :

I.2.2.1. Définition des explosifs :

Les explosifs sont des corps chimiques qui se décomposent sous l'action d'une flamme ou sous l'action mécanique d'un choc. Il produit une grande quantité de gaz haute pression et haute température en très peu de temps (quelques millisecondes).[6]

Les explosifs sont largement utilisés dans l'industrie extractive. Au cours des dernières décennies, l'application pratique des connaissances théoriques sur la détonation a amélioré la

sécurité globale des incendies. Dans le même temps, la formation des bottilliers est de plus en plus complète, réduisant ainsi les risques d'accidents dus à l'erreur humaine.

Mais il ne faut pas sous-estimer cette opération, ni ignorer que les explosifs sont toujours dangereux, l'actualité nous le rappelle malheureusement parfois.[7]

Les explosifs industriels sont généralement composés de comburant (oxydant), de combustible (réducteur) et de divers autres produits, qui possèdent des propriétés spécifiques et peuvent être décomposés de trois modes [8]

- Combustion simple ;
- Déflagration ;
- Détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage.
- Son confinement.

I.2.2.2. Choix de l'explosif :

Les substances explosives ont des effets différents selon leur mode de décomposition : simple combustion, déflagration et explosion.

La détonation est le moyen le plus rapide de se décomposer, c'est donc un moyen de produire le plus grand effet mécanique, et c'est aussi le moyen le plus courant d'utiliser des explosifs. Lorsque l'on veut choisir des explosifs pour un travail précis, il faut comprendre ses caractéristiques techniques, principalement :[8]

- Sa capacité de travail ou pression de détonation ;
- Sa vitesse de détonation ;
- Sa sensibilité à l'onde explosive et son aptitude à transmettre la détonation ;
- Sa résistance à l'humidité, à l'eau ;
- Son état physique ;
- Les fumées ou gaz auxquelles il donne naissance.

I.2.3. La conception d'un tir d'abattage à l'explosif :

La méthode traditionnelle utilisée pour concevoir le schéma d'allumage peut être complétée en quatre étapes :

- Recensement des données quantifiées de chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir ;
- Détermination des paramètres de base du tir : géométrie du front, diamètre de foration, nombre de rangées ;
- Établissement des conditions de réussite du tir : banquette, amorçage, séquence d'utilisation ;
- Établissement des paramètres secondaires du tir : rapport de maille, sur profondeur, bourrage.

Il s'agit d'une présentation très schématique, et elle peut varier selon les circonstances spécifiques de la classification des paramètres. Cette méthode n'est pas toujours suivie, mais des lentilles améliorées et des méthodes de conception modernes sur ordinateur obligent les concepteurs à effectuer une analyse préliminaire de ce type. Les différents paramètres d'injection vont maintenant être définis et discutés afin de mieux comprendre comment la conception de l'injection est réalisée. Certains paramètres de prise de vue sont définis.

L'influence de ces paramètres expliquée plus loin sur le résultat de tir provient de l'observation expérimentale du dynamitage.

I.2.4. Paramètres liés aux trous (contrôlables)

I.2.4.1. Qualité de foration

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés. D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'il est confiné à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanarité des forages. La mauvaise qualité de la foration se traduit, le plus souvent, par des déviations bien visibles, ceci ; dans le cas de découpage. Ou non directement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables : projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir,

etc. Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves. [9]

1.2.4.1.1 Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

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

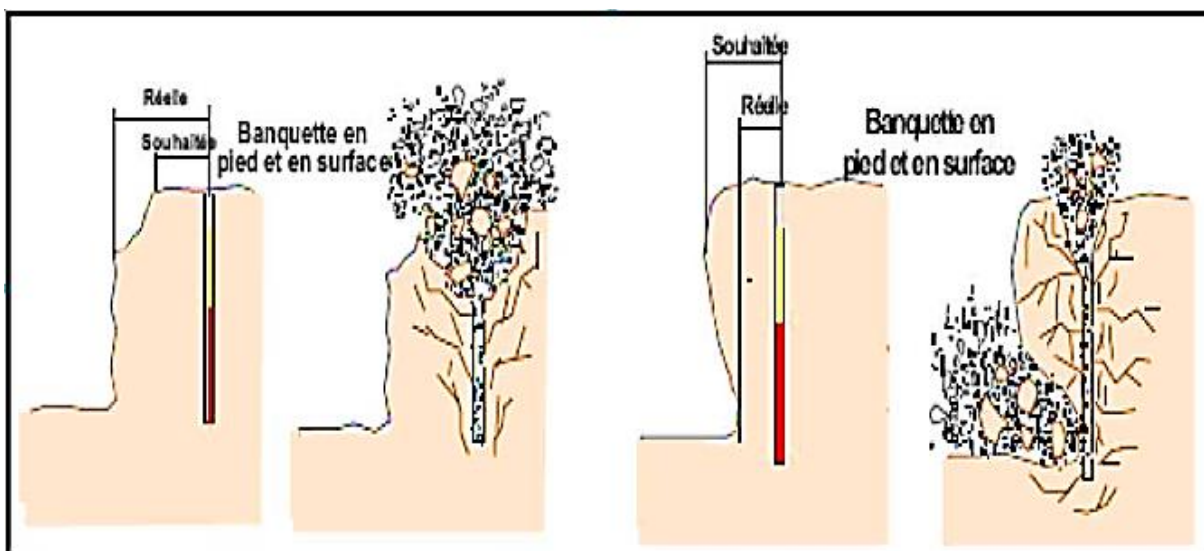


Fig.I.4, Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage [10]

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

1.2.4.1.2. Les déviations de forages

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

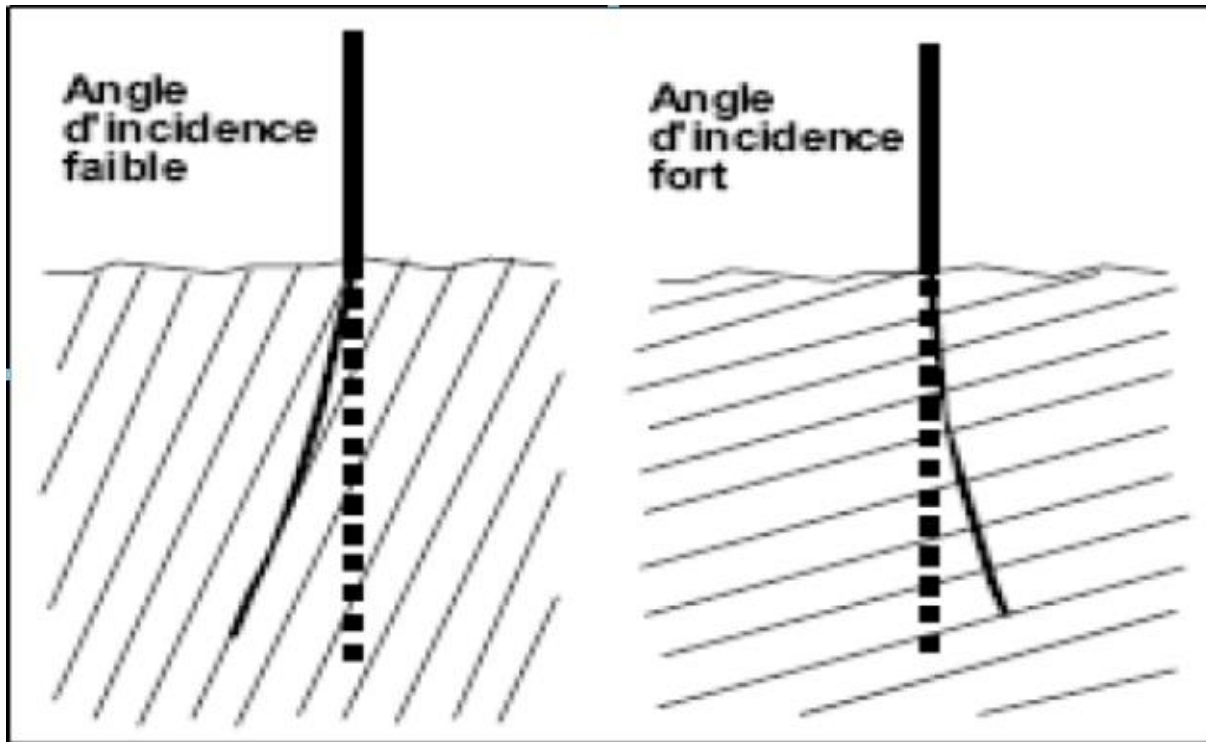


Fig.I.5, Déviation due aux discontinuités. [11]

Une déviation de foration dans un plan perpendiculaire au front de taille provoqué a suivant le sens de la déviation une surévaluation ou une sous-évaluation de la banquette d'abattage. Les risques sont les mêmes que dans le cas d'un défaut d'implantation. Si la déviation à lieu dans un plan parallèle au front de taille on peut avoir un rapprochement dangereux de deux charges de pied avec des risques de projection importants

I.2.4.2. Diamètre du trou

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions de l'abattage. Un diamètre plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée dans le cas de l'amorçage latéral et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.[9]

En d'autres termes, certaines données du terrain peuvent intervenir aussi sur le choix du diamètre telles que : [12]

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine)

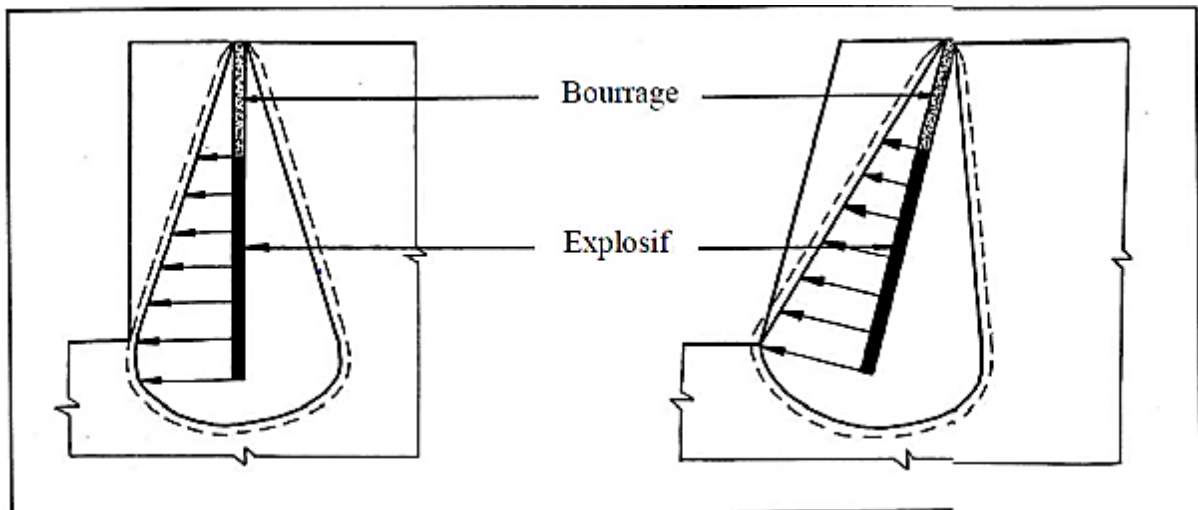
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie. Donc elle influencera indirectement le choix du diamètre de foration ;
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui en conséquence aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration ;
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.

I.2.4.3 L'inclinaison du trou.

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation limite 10° à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. On prend l'inclinaison de 5° pour notre cas.

Les avantages obtenus portent sur :

- Meilleure rupture du pied avec moins d'effet de cratère.
- Allongement du trou, donner des charges explosives plus favorables au rendement.
- Moins de blocs en tête moins d'effet arrière sur le bord du gradin.



• Fig.I.6, Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [13]

I.2.4.4 Longueur du trou

Il dépend essentiellement de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès. Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs

I.2.4.5. L'excès de forage (sous forage)

L'excès de forage est nécessaire pour permettre aux engins de chargement de suivre le niveau exigé. Une fragmentation de qualité médiocre à ce niveau, peut conduire à des opérations très chères. La fragmentation excessive, endommage probablement la partie inférieure, et cela implique une réduction dans la stabilité du talus.

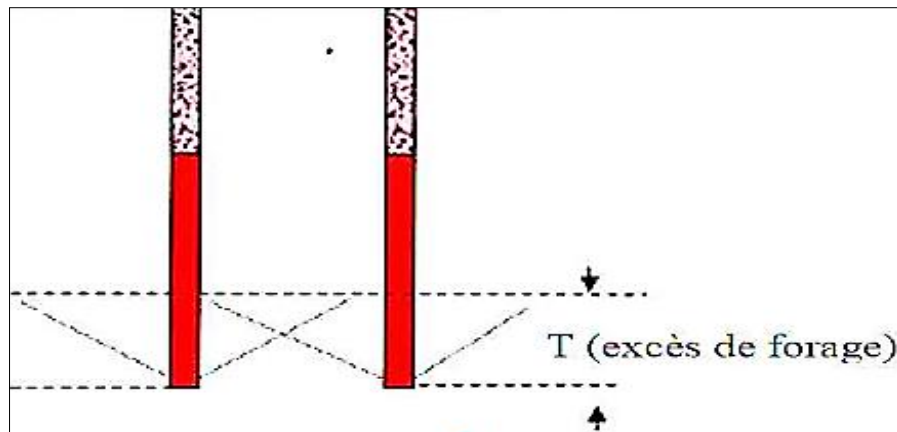


Fig.I.7, La rupture de la roche au pied du gradin.[14]

I.2.5. Paramètres liés au bourrage

I.2.5.1. Hauteur du bourrage

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. En général, il dépend de la banquette.

Dans la majorité des cas, le bourrage se dispose en fonction des fissures du gradin, d'une autre part, le bourrage intermédiaire permet d'obtenir un abattage sélectif et d'éviter les pertes d'énergie. [27]

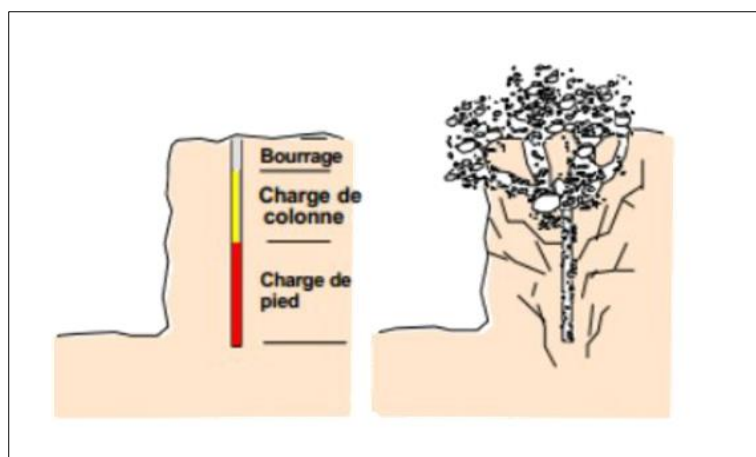


Fig.I.8, Disposition du bourrage dans un trou. [30]

I.2.5.2. Qualité du matériau de bourrage

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

Une meilleure utilisation de l'énergie explosive est donnée généralement par le bourrage en gravillons (4/6).

I.2.6. Paramètres liés au plan

I.2.6.1. Banquette

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

Le choix banquette est influencé par le diamètre, la hauteur du gradin l'inclinaison du trou et la qualité de fragmentation désirée. [27]

I.2.6.2. L'espacement

C'est la distance qui sépare deux trous voisins. En général, un espacement égal à 1.25 fois la banquette donne des bons résultats.

I.2.6.3. Rapport de la maille

Le rapport de la maille est égal à la valeur de l'espacement sur la valeur de la banquette. Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre 1,1 et 1,5.

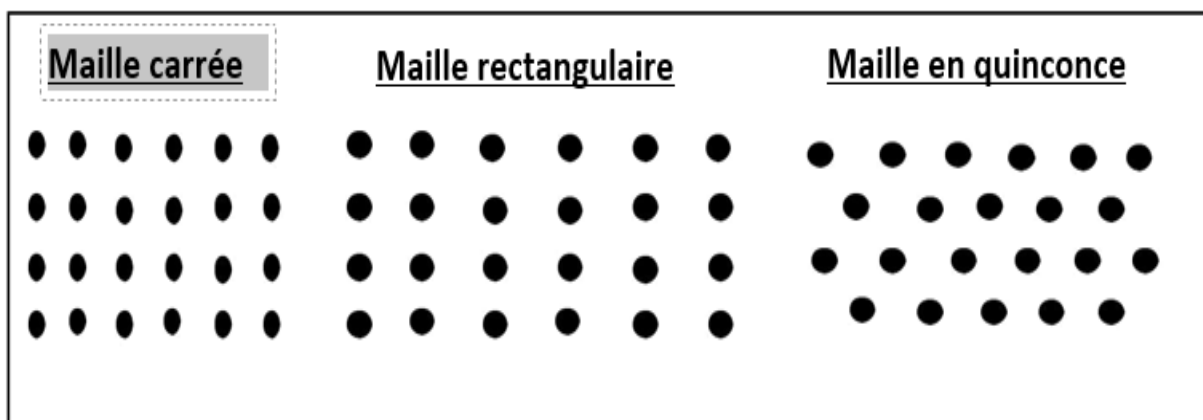


Fig.I.9, Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert. [26]

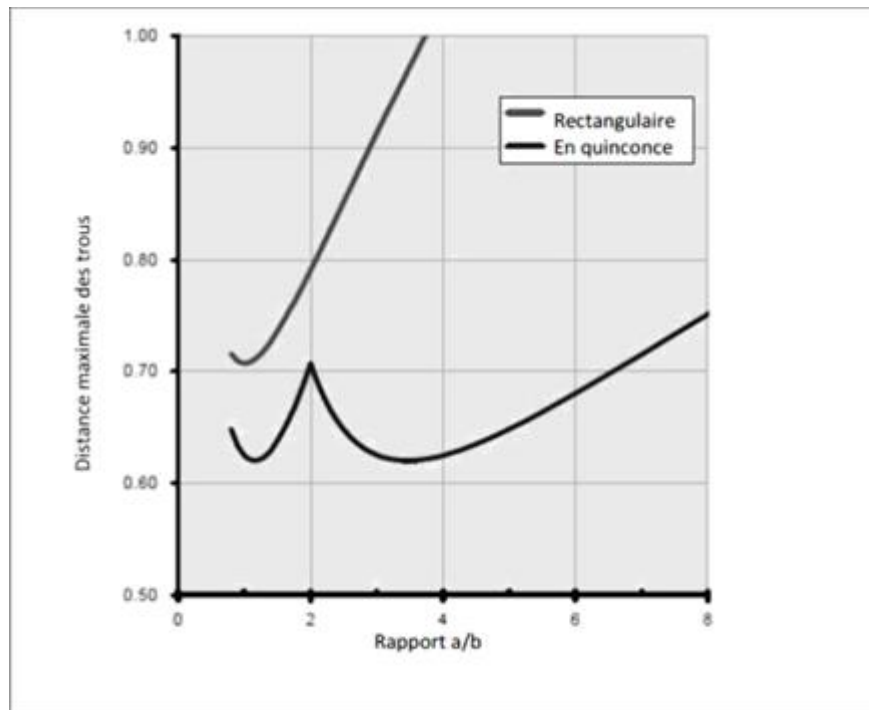


Fig.I.10, Effet de rapport a/b sur la distance maximale des trous. [28]

I.2.6.4. Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchi. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchi dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et des discontinuités d'une autre part.

Dans le cas de l'interface roche-air, la réflexion est presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène est connu sous le nom d'écaillage. [27]

I.2.7. Paramètres liés à l'énergie explosive

I.2.7.1 Consommation spécifique d'explosif

La pratique des travaux de tir à travers plusieurs mines à ciel ouvert montre que le changement de la consommation spécifique provoque une large variation de la fragmentation ce qui a permis à certains chercheurs de dire que tous les problèmes de la fragmentation sont résolus par le réglage de la consommation spécifique d'explosif. Nous pensons que cette hypothèse n'est pas vraie pour toutes les roches. A cet effet, un ensemble d'essais ont montré que pour les roches monolithiques, l'augmentation de la charge de 2,3 fois provoque une diminution proportionnelle des classes de grosses fractions. [28]

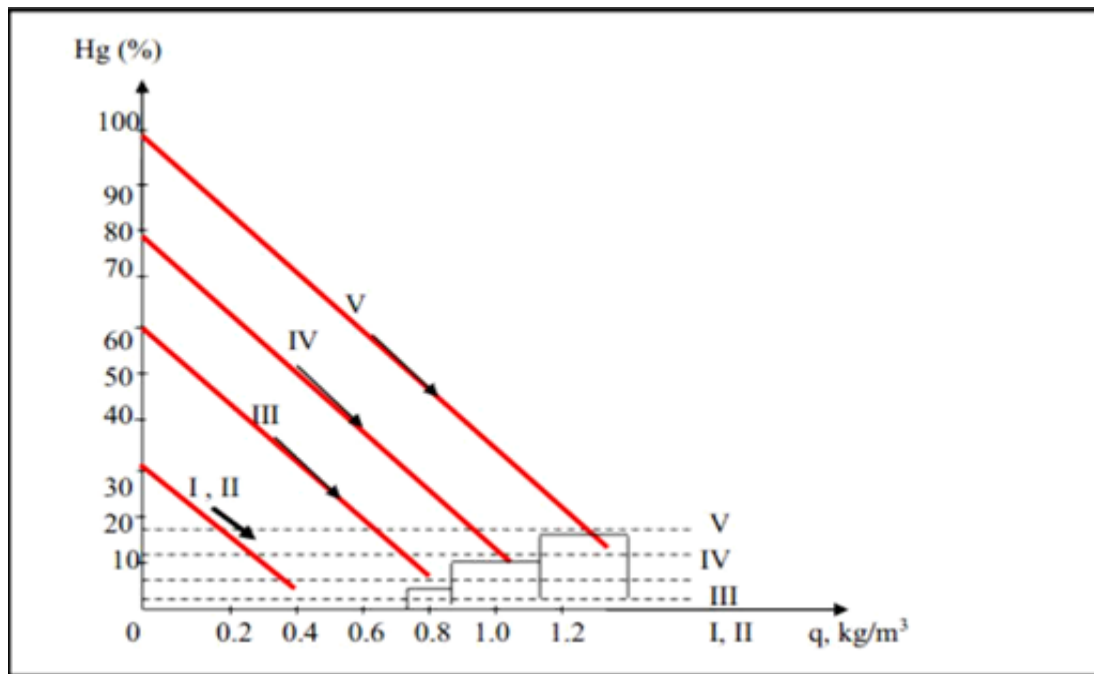


Fig.I.11, Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur le taux des hors gabarits. [28]

I.2.7.2 Régularité de distribution de l'explosif

Le diamètre du trou influe sur la concentration de l'explosif dans le massif. Ainsi l'augmentation du diamètre engendre l'augmentation de la charge concentrée et provoque le plus souvent l'augmentation du nombre de morceaux hors gabarit. [28]

I.2.7.3 Construction des charges

La pratique des travaux de tirs et les recherches sur ce domaine, montrent que la qualité de fragmentation et son indice technico-économique dépendent considérablement de la construction des charges. Cette dernière est en liaison avec les propriétés des roches et avec l'exigence qualitative de la fragmentation.

Toute construction de charge en carrière peut être divisée en deux groupes selon l'indice énergétique de tir :

- les charges cylindriques correspondant aux charges verticales et inclinées continues et utilisant le même explosif ;
- le deuxième groupe renferme des charges avec différents explosifs et utilisant deux ou plusieurs points d'amorçage ;

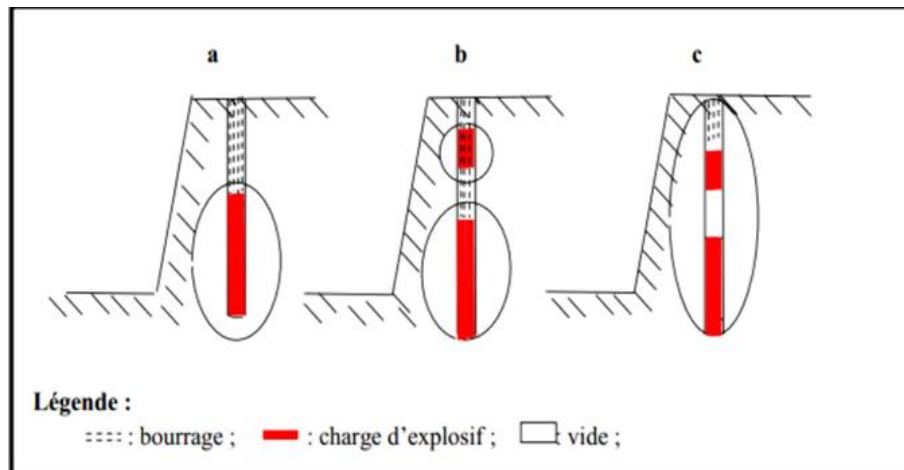


Fig.I.12, Différents types de construction des charges ; a : charge continue ; b : charge discontinue avec bourrage intermédiaire ; c : charge discontinue avec vide. [28]

I.2.7.4 Séquence d'amorçage

L'utilisation de retards entre trous et lignes permet l'abattage successif des portions d'un plan de tir. La roche abattue par les premiers trous doit déjà avoir amorcé son mouvement lorsque les trous à sa proximité immédiate détonent, pour favoriser la qualité du tir et du tas abattu.

D'autre part, l'introduction de retards à l'amorçage est un impératif environnemental incontournable, puisque les vibrations produites en champ lointain par des charges détonant dans une même plage de temps sont cumulatives.

On peut voir sur la Figure au-dessous l'influence qualitative du choix des retards sur la direction de mouvement des lignes abattues. [29]

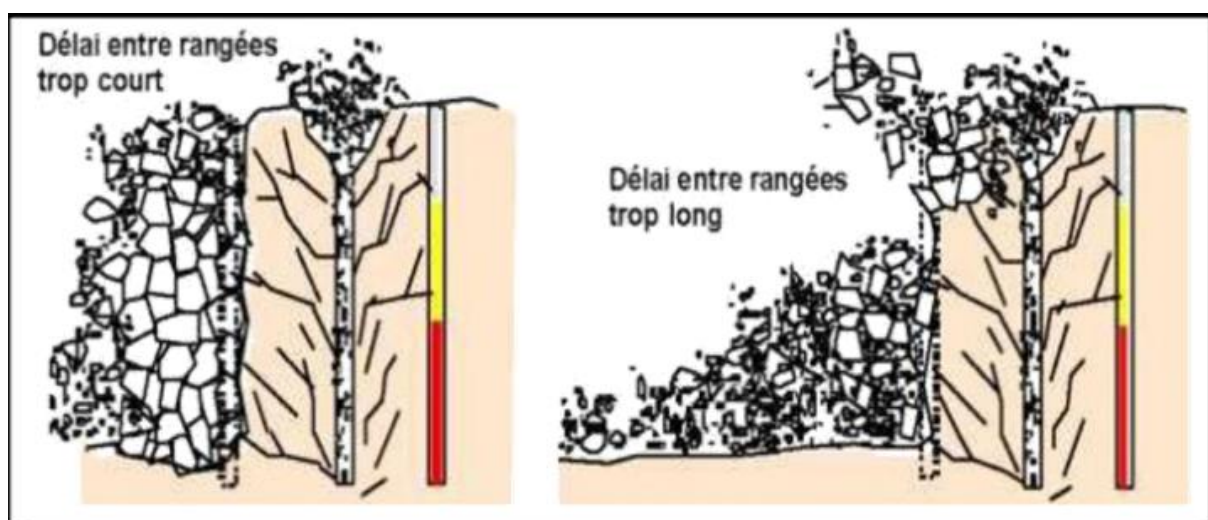


Fig.I.13, Effet du choix des retards sur le dégagement des rangées abattues. [30]

La prise en compte de l'influence de la séquence d'amorçage dans les modèles prédictifs de

fragmentation reste à notre connaissance limitée. Cunningham (2003) propose un facteur d'ajustement pour un paramètre d'uniformité des courbes granulométriques après tir. [15].

I.3. LES ELEMENTS THEORIQUES SUR L'OPERATION D'ABATTAGE

I.3.1 Abattage des roches [31]

Le processus de la fracturation à l'explosif repose sur l'action combinée de l'onde de choc et des gaz d'explosion. La détonation n'est pas un phénomène instantané, mais les deux étapes qui lui constituent ont des durées très différentes : le phénomène de l'onde de choc est très court par rapport à l'action des gaz.

On peut présenter ces actions par deux phases successives :

I.3.1.1. Phase dynamique

Durant laquelle on peut distinguer différents phénomènes relatifs à différentes zones du massif rocheux :

- L'onde de choc généré dans un régime que l'on peut supposer hydrodynamique, une Onde de compression qui va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va donc broyer la roche en fines particules dans une zone autour du trou désigné par ' zone de broyage ' .
- La création des fissures radiales.
- La dernière étape dans la phase dynamique fait intervenir les ondes de traction : l'Onde De choc initialement créés vont rencontrer des surfaces libres sur lesquelles elles vont se scinder en une onde transmise et une onde réfléchie. Cette dernière engendrera dans le massif rocheux des contraintes de traction qui vont dépasser les caractéristiques mécaniques de la roche, ce qui provoque une fissuration appelée « écaillage ».

I.3.1.2. Phase quasi-statique

C'est la dernière étape de l'abattage à l'explosif, les ondes de contraintes ont fait leurs rôles, fissurant ou affaiblissant le massif. Les gaz d'explosion vont pouvoir contribuer à la fissuration du massif rocheux

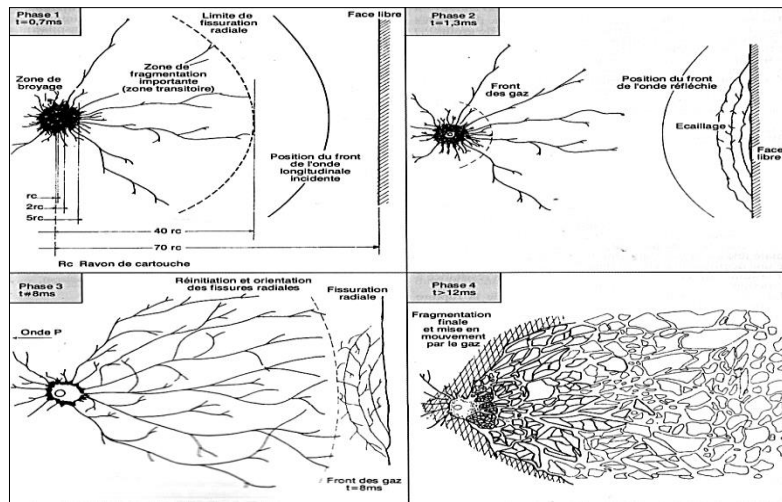


Fig.I.14, Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif rocheux. [32]

I.3.2. Dimensionnement d'un schéma de tir :

Afin de renverser un objet avec des explosifs, un ensemble de trous de mine doit être réalisé : les paramètres géométriques et les paramètres de chargement impliqués sont définis comme suit :

- La plateforme La zone où se déplace l'engin définit un plan appelé carreau ;
- Le front C'est une zone libre à abattre. Les principaux paramètres du front sont sa hauteur (limitée légalement à **15 m**), sa pente et sa régularité ;
- La distance entre les deux rangées (ou la distance entre la première rangée et la première rangée) doit être égale ; on appelle cette distance : banquette ;
- L'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- On désigne par maille le couple banquette-espacement ;
- L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par sur foration ;
- L'explosif placé en fond de trou est désigné par charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante. De manière plus générale, on désigne par pied la partie inférieure du gradin, et par tête ou colonne sa partie supérieure ;
- Un bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges « **bourrage intermédiaire** », soit en haut de trou « **bourrage terminal ou final** » ;
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.

L'ensemble de ces paramètres constitue un schéma de tir (fig I.15) :

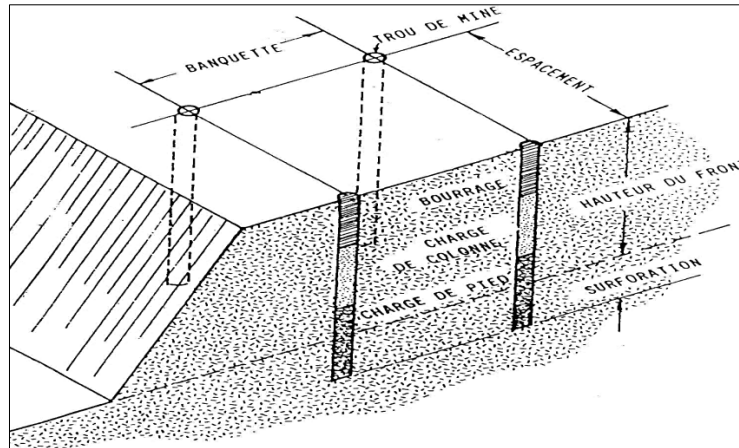


Fig.I.15, Une illustration des paramètres constituant un schéma de tir.

I.4. ANOMALIES DE TIR

I.4.1. La Granulométrie

La taille des particules (ou la taille des blocs) du tas décrit la distribution granulométrique des blocs de roche dans le tas. La taille des particules ne peut pas être trop grande, car des blocs trop gros ne peuvent pas être introduits dans le broyeur. Il faut d'abord les casser, ce qui coûte cher. Les blocs très fins sont vendus à un prix inférieur, ils doivent donc également être évités. Afin de mesurer la granulométrie du tas.[6]

I.4.2. Les Joints

Les joints situant entre deux couches de calcaire sont remplis d'un matériau de moindre résistance (marnes) constituant des échappatoires privilégiées pour les fumées de détonation à hautes températures et pression.

Ces zones de faiblesse peuvent débousser de manière violente, avec projection à grande distance du matériau de remplissage et de fragments rocheux arrachés à la surface. [33]

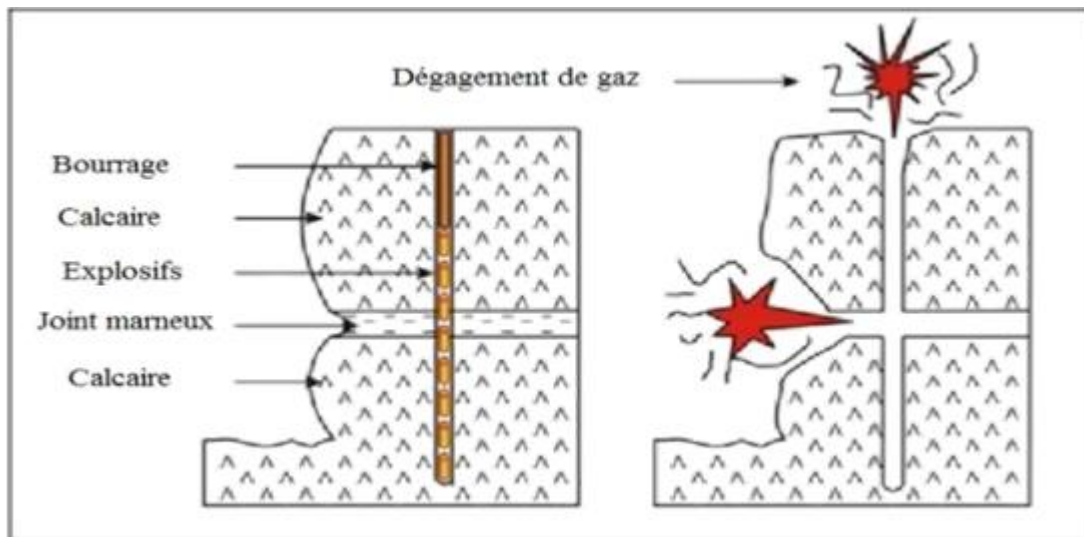


Fig.I.16, Echappement des gaz à travers un joint marneux. [33]

I.4.3. Les karsts

Ce sont des cavités souterraines invisibles depuis la surface, elles constituent des poches dont l'explosif peut s'accumuler de manière excessive, en formant localement de véritables bombes.

La présence de ces cavités complique les opérations de foration et de chargement de l'explosif, en particulier pour les explosifs en vrac, et affecte la transmission de l'énergie explosive.

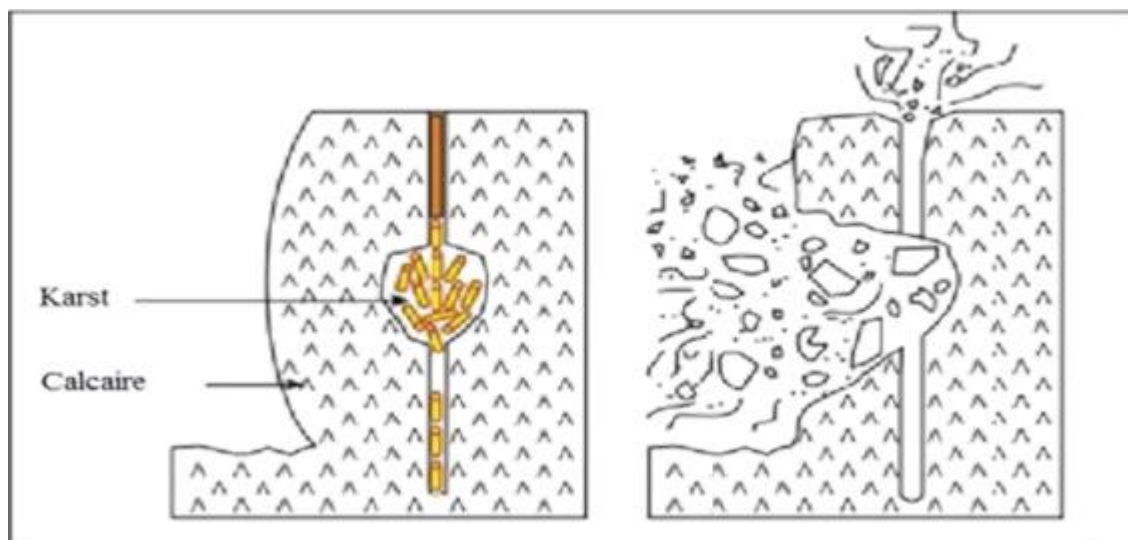


Fig.I.17, Anomalie de tir causée par un karst. [34]

I.4.4. Les Effets Arrière

Suite à un tir de mine, il se génère occasionnellement des fissurations parallèles au front de taille, ces fissurations dont l'ouverture diminue alors que l'écartement entre elles augmente lorsque l'on s'éloigne du front de taille.

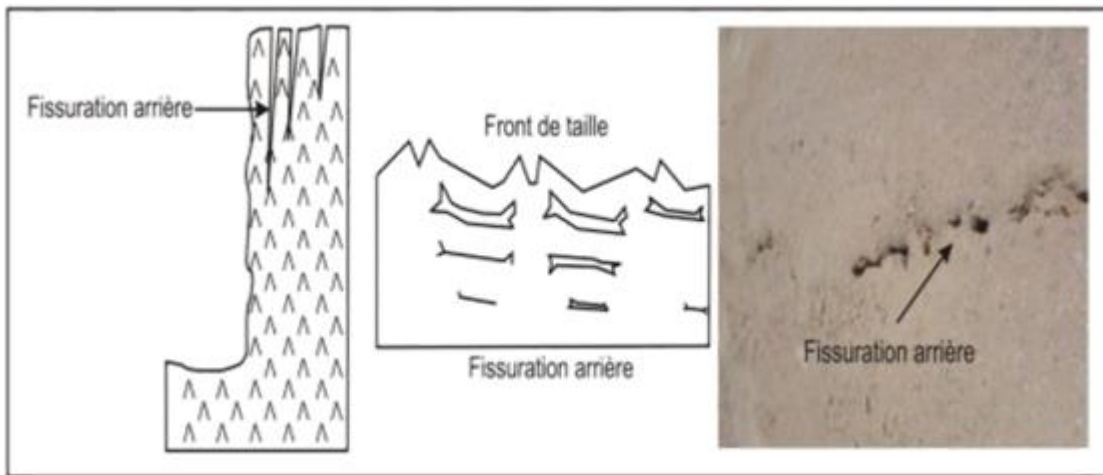


Fig.I.18, Fissuration causée suite à un tir de mine. [25]

I.4.5. Gradin en surplomb

Cette anomalie signifie que le haut du front de taille présente un surplomb.

Les causes possibles de cette anomalie sont :

- Le bourrage final est trop important.
- La charge de colonne ne monte pas assez haut.
- Présence de fissures perpendiculaires à l'axe du trou de foration.

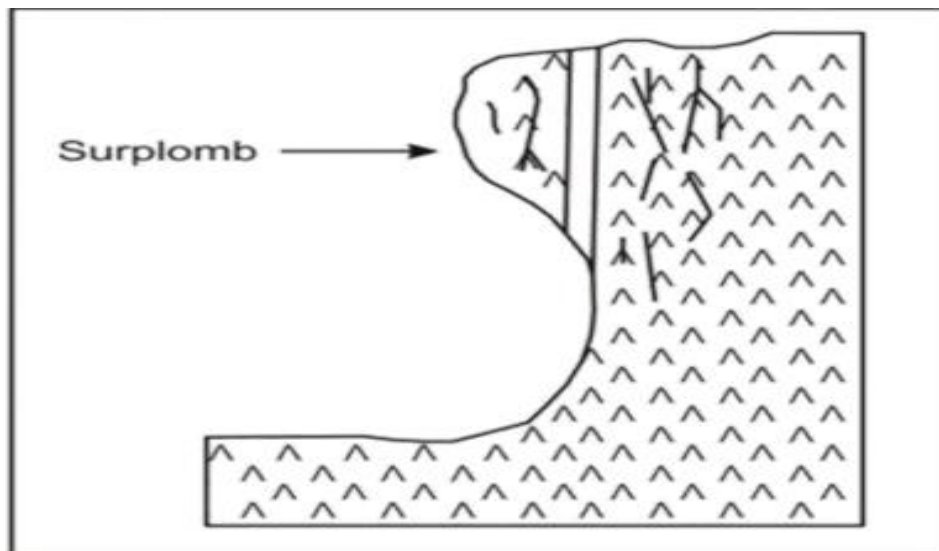


Fig.I.19, Exemple d'un gradin en surplomb. [25]

CONCLUSION

L'étude de tous les facteurs cités en-haut a permis aux entreprises minières d'augmenter leurs productions en termes de matières premières et notamment la qualité de la fragmentation des roches abattues au niveau des fronts d'abattages et les zones de production.

En revanche, il reste toujours à mentionner que quelques facteurs sont incontrôlables, donc il faut toujours essayés de les équilibrées avec d'autres facteurs ou de minimiser leur effets sur les processus technologiques.

CHAPITRE II

Description du site

INTRODUCTION :

Dans ce chapitre, nous allons décrire d'une manière générale le gisement du calcaire du Djébel Salah qu'il constitue la source initiale d'alimentation pour la cimenterie d'Hamma Bouziane.

L'objectif de notre étude est de clarifier les caractéristiques géologiques et climatiques du site ainsi que le relevé topographiques et les réserves géologiques de celui-ci.

II.1. PRESENTATION DE L'ENTREPRISE :

La société des ciments de **Hamma Bouziane (S.C.H.B)** est une filiale du groupe **E.R.C.E /GIC** situé à **6 km** au nord de la ville de Constantine, à une altitude **525 m** elle est spécialisée dans la production et commercialisation du ciment avec une capitale de **2.200.000.000 DA**. Cette unité a été construite par **C.L.E France** pour un coût global de réalisation de **1.213 488 544 DA** en **1982**.

La superficie est répartie comme suit :

- Unité : **29 ha** Site Usine.
- Carrière calcaire : **129 ha**.
- Gisement argile Brune (alumineuse) : **108 ha**.
- Gisement argile Rouge (siliceuse) : **30 ha**.

Entrée en activité en février **1982**, l'usine produit actuellement un (**1**) Millions de tonnes de ciments Gris par ans nécessitant **1.200.000 T/an** de matière première (calcaire).

L'énergie électrique nécessaire à la production est fournie par deux lignes de **60 KV** et celle thermique nécessaire au séchage du cru et la cuisson du clinker est fournie par le gaz naturel distribué par une pipe.

Les matières premières sont des ressources naturelles disponibles à proximité de l'usine et peuvent assurer le fonctionnement normal de la cimenterie pendant plus de **100 ans**.

II.2. SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT :

Géographiquement, le gisement de calcaire de **Djébel Salah** se trouve à **6 km** au **Nord-Est** de la ville de Constantine en bordure du chemin de fer.

Le gisement de **Djébel Salah** est divisé en quatre compartiments (**I, II, III, IV**). Le compartiment **I** et **III** concerne l'argile rouge et les autres le calcaire.

Les limites supérieures du compartiment **II** se situent entre les altitudes **706** et **750** de l'ouest à l'est. Surface du compartiment : **240.000 m²**

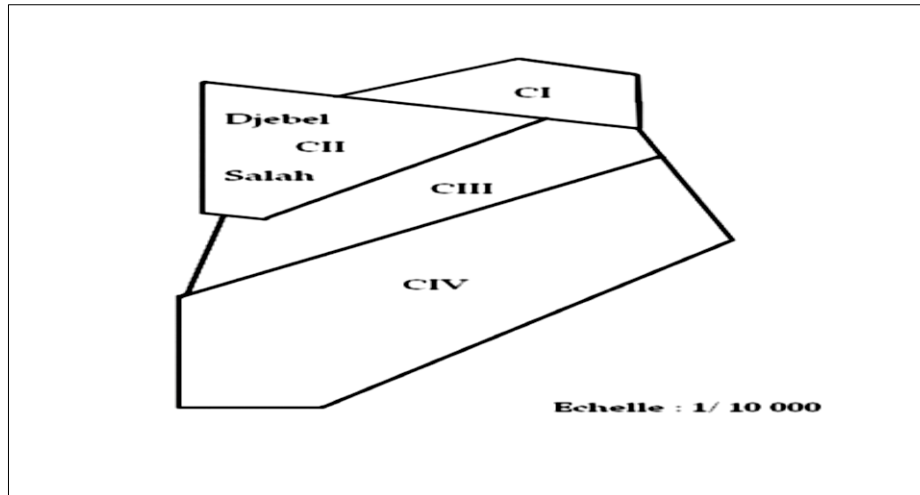


Fig.II.1, Les différents compartiments de Djébel Salah.

- **CI** : compartiment n°1,
- **CII** : compartiment n°2,
- **CIII** : compartiment n°3,
- **CIV** : compartiment n°4.

Les coordonnées UTM Nord Sahara du périmètre du permis minier d'exploitation 42 PXC Sont données dans le tableau [16]

Tab.II.1, Coordonnées du gisement :

Point	X	Y	Point	X	Y
1	286 500	4032 900	12	287 500	4031800
2	287 200	4032 900	13	287 500	4031 400
3	287 200	4032 750	14	287 300	4031 400
4	287 238	4032 642	15	287 300	4031 300
5	287 383	4032 600	16	287 200	4031 300
6	287 400	4032 600	17	287 200	4031 200
7	287 400	4032 400	18	287 000	4031 200
8	287 300	4032 400	19	287 000	4031 100
9	287 300	4032 200	20	286 400	4031 100
10	287 400	4032 200	21	286 400	4032 400
11	287 400	4031 800	22	286 500	4032 400

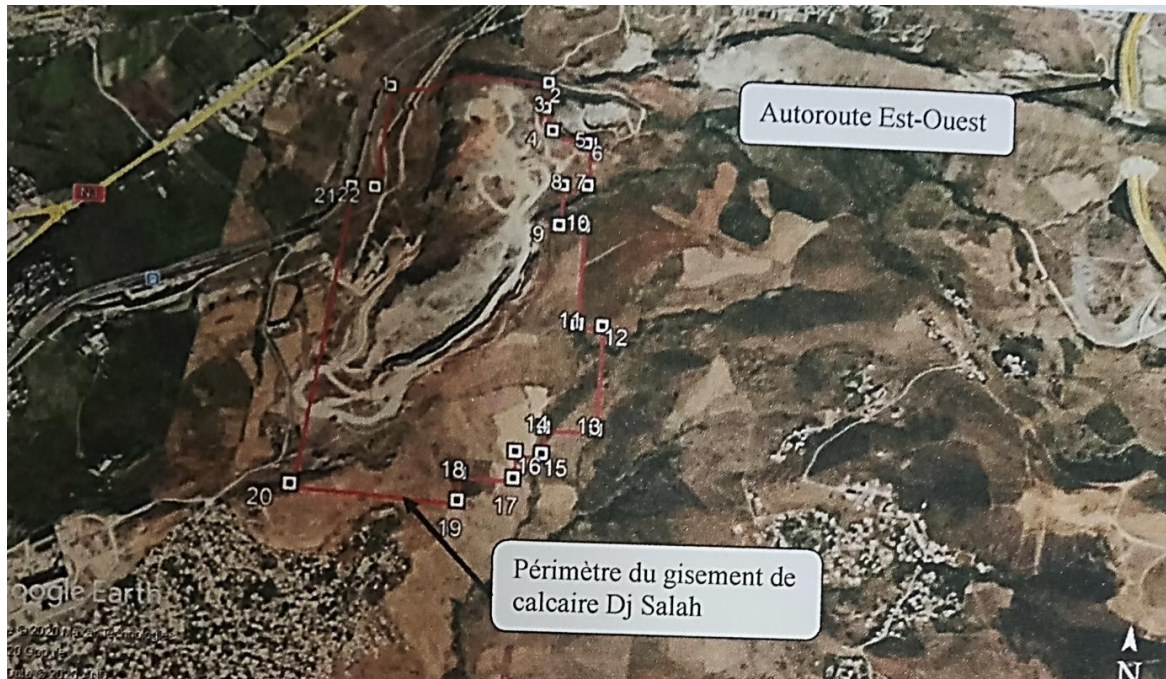


Fig.II.2, Image prise par Google Earth du gisement de calcaire Djebel Salah.

II.2.1. Climat et végétation :

Le climat au niveau du groupement de Constantine a quelques particularités ; en effet la pluviométrie varie dans l'espace et dans le temps. La partie septentrionale du groupement étant la zone la plus arrosée, la pluviométrie sur les hauteurs peut atteindre jusqu'à **1200 mm**. Par contre plus on se dirige vers le Sud, plus les précipitations diminuent, on passe facilement à **500 mm**. [16]

A caractère orageux, les précipitations sont irrégulièrement réparties dans l'espace et varient d'une année à l'autre.

Les inondations sont constatées annuellement à travers le groupement et particulièrement au niveau de la ville de **Constantine**.

Les températures sont marquées par des variations saisonnières. Les moyennes mensuelles observées correspondent à :

- **2,9 ° C** pour les minima en hiver,
- **32,8 ° C** pour les maxima en été.

La végétation est caractérisée par des petits endroits boisés des oliviers et des céréales...etc. Le couvert végétal est presque absent sur les **Djebels Salah** et **Kelal**.

En surface, certaines zones sont cultivées (blé principalement) et d'autres ne le sont pas à cause de la nature très caillouteuse des sols.

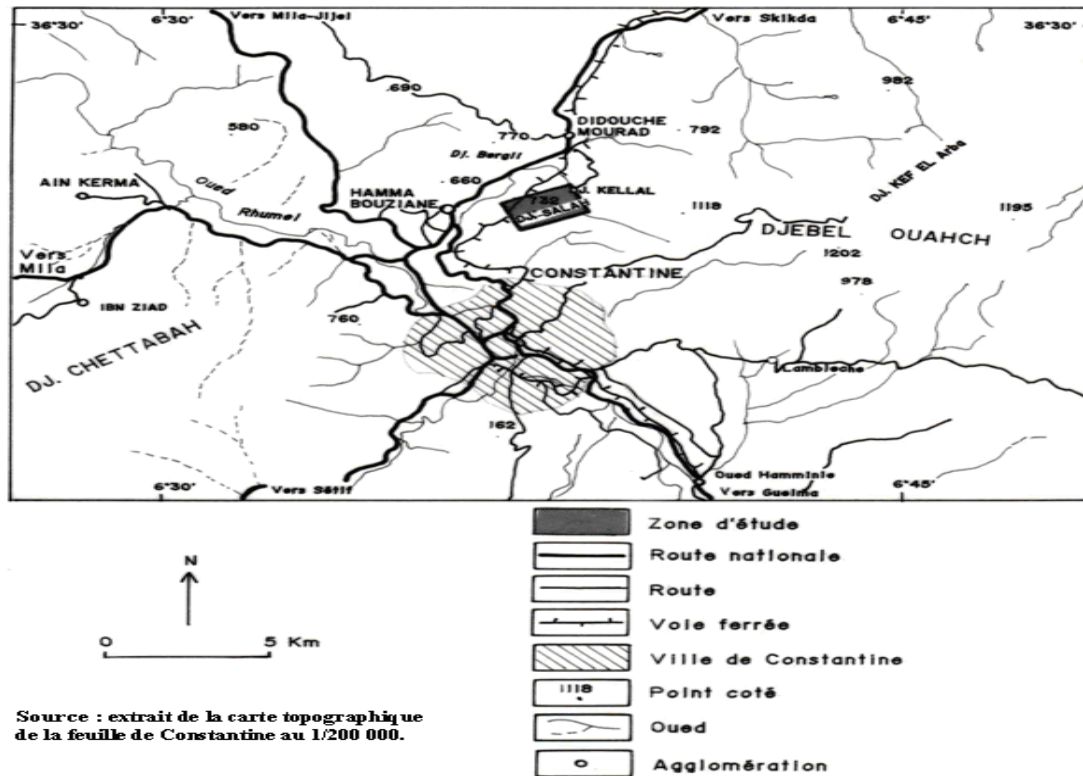


Fig.II.3, Situation Géographique et réseau hydrographique de la région d'étude.[16]

II.2.2. Morphologie du gisement :

Le gisement de **Djebel Salah** est constitué en partie d'une montagne tabulaire de forme triangulaire et délimités par des failles. Il est formé d'une formation d'âge turonien ayant représentés par des calcaires dont l'épaisseur excède les **60 mètres** ; celle-ci repose sur des niveaux de dolomie et de calcaire dolomitique cénomanien. Le massif calcaire apparaît comme un horst très faillé, à stratification sensiblement horizontale, identique à celui sur lequel est construite la ville de **Constantine**.

II.2.3. Géologie régionale :

L'étude lithologique de la région a montré la présence :

- **Crétacé** : Cette formation constitue la série carbonatée composée de calcaire et de dolomie et caractérise l'assise utile du gisement de **Djebel Salah**. Les formations argileuses noires datent du sénonien en contact avec le calcaire.

- **Miocène** : Cette partie est composée par des argiles rouges sableuses détritiques reposant sur les argiles noires et des calcaires lacustres de BEKEIRA. Dans la dépression de HAMMA, les argiles brunes surmontent les argiles rouges. [16]

➤ **Paléogéographie régionale :**

La zone d'étude fait partie du tell constantinois dont l'évolution paléogéographique peut se résumer :

- Une période d'émersion se produit et des mouvements tectoniques de faible amplitude solde à des plis à grand rayon de courbure d'orientation SW-NE.
- La deuxième phase de plissement plus violente a affecté ensuite la région devant le lieu d'interférence de plis Telliens (E-W) et Saharien (SW-NE). Cette phase induit, dans les masses carbonatées, et du fait de leur grande épaisseur, une tectonique cassante.
- A la fin de cet épisode, la morphologie est déjà dessinée, par deux grandes failles d'orientation N-S et E-W dont les traces sont les falaises bordant Djébel Salah et SIDI Kedal.
- A la fin du crétacé, le Cénomaniens, la mer envahit à nouveau la région et y dépose une argile noire, localement pyriteuse, reconnue par sondages au contact du calcaire dans la plaine de HAMMA. Seul les Hauts-fonds restent exempts de ce dépôt (zone de Horst).
- La mer se retire ensuite et un régime continental s'instaure, entraînant la karstification des massifs calcaires non recouvert d'argile noires.
- Le contrecoup de l'orogénèse alpine est marqué par le phénomène de charriage bien visible.
- Au nord de Djébel Salah dans la zone montagneuse du Djébel OUAHCH, les produits d'érosion de cette montagne s'épandent sur toute la région. Il s'agit d'une formation détritico-sablo-argileuse rouge, datée du Miocène, qui recouvre Djébel Salah et comble la dépression de Hamma.

Au terminal, tandis qu'une sédimentation lagunaire dépose dans la dépression de HAMMA une argile brune gypsifère, localement un régime lacustre dépose un travertin dit le Bekheira, observable en particulier au sud de Djébel Salah, reposant sur des argiles sableuses rouges et marqué à la base par un conglomérat.

II.3. ETUDE GEOLOGIQUE DU GISEMENT :

II.3.1. Géologie de gisement :

L'étude géologique du gisement a été réalisée en 1975 par le bureau d'études français CREUSOT-LOIRE ENTREPRISES. Trente et un (31) sondages ont été réalisés.

La structure de **Djebel Salah** est limitée à l'**Ouest** et au **Nord** par des falaises. Elle est constituée de quatre compartiments successifs numérotés du **Nord** au **Sud** : **I, II, III, IV**. Les falaises situées à l'**Ouest** et au **Nord**, sont les traces des failles d'effondrement **Nord-Sud** et **Est-Ouest** et le découpage en compartiments est dû à une troisième famille de failles sécantes d'orientation **SO-NE**. En outre le gisement est affecté par d'autres failles mineures.

L'ossature de **Djebel Salah** est constituée par les formations récifales du **CRETACE**. L'ensemble est monoclinal affecté d'un léger pendage **SO**. On note la présence du calcaire **TURONIEN** reposant sur les dolomies **CENOMANIENNES**. Le contact calcaire-dolomie est continu et plan. L'ensemble est subhorizontal.

Dans les compartiments **I** et **III**, une formation constituée de l'argile noire reposant sur le calcaire a été reconnu uniquement par les sondages.

L'argile rouge sableuse du **MIOCENE** recouvre l'argile noire des compartiments **I** et **III** et le calcaire du compartiment **IV**.

Elle remplit les fissures d'origine karstique de la surface de calcaire du compartiment **II**.

L'argile rouge miocène constitue les collines à l'Est et au Sud du gisement.

L'examen des coupes lithologique et géochimique des sondages permet de définir la coupe type :

- Calcaire supérieur **CS** homogène et constant de puissance de **30 à 70 m**.
- Calcaire dolomitique moyen **CDM** d'épaisseur allant de **0 à 15 m**.

- Calcaire inférieur **CI** présente un faciès constant de puissance comprise entre **10 et 30 m**.

L'épaisseur moyenne des calcaires est de **60 m** dans le compartiment **II** et de **90 m** dans le compartiment **IV**.

Les argiles rouges est une formation caractérisée par des alternances des niveaux détritiques fins et grossiers. Le faciès détritique fin repose sur celui grossier.

Dans le compartiment **III**, l'épaisseur maximale de cette couche est observée au niveau du sondage **S4 (60m)**.

Dans le compartiment **IV**, l'épaisseur varie de **0 à 50 m**, selon la direction générale **NO-SE**. L'épaisseur maximale est observée au sondage **S34 (100 m)**.

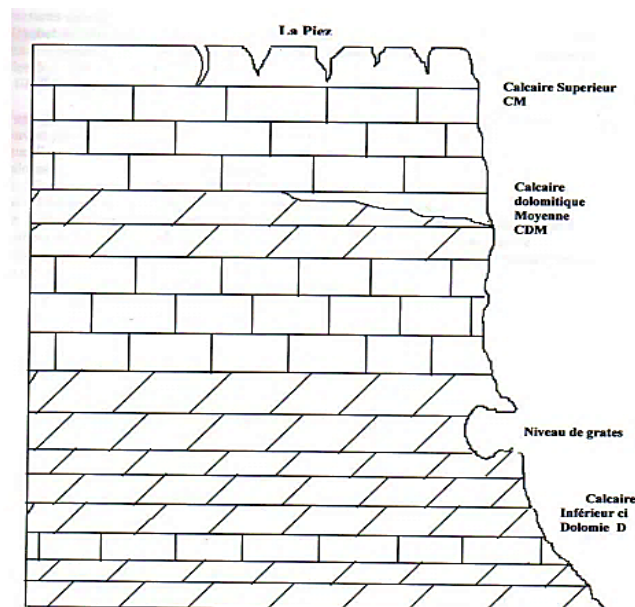


Fig.II.4, Coupe type de la formation carbonatée.

II.3.2. Structure géologique :

Deux grandes unités morphologiques se distinguent dans le secteur de **Djébel Salah**. Le complexe **Djébel Salah-Djébel Sidi Kedal** limité par des falaises et situé dans le prolongement du rocher du **SIDI M'CID**, au nord de la ville de **Constantine**. La dépression périphérique de **HAMMA**, constituant une zone de plaine à l'Ouest de **ZOUAOUI** alimenté par une source thermale (**HAMMA**) qui irrigue les vergers et les cultures maraichères de **HAMMA BOUZIANE**.

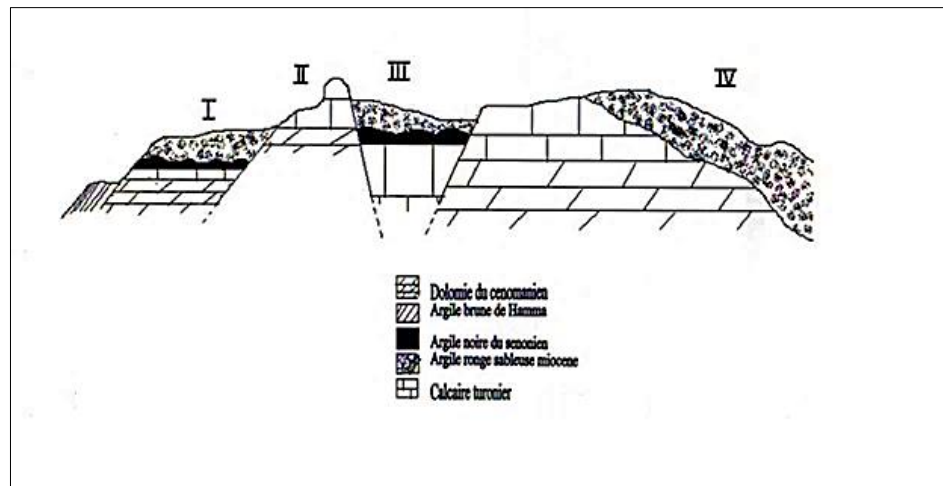


Fig.II.5, Structure de Djebel Salah.[16]

II.3.2. Travaux de recherches :

Les travaux d'exploration se sont déroulés à partir de d'octobre **1974** jusqu'en Août **1975** au moyen de l'échantillonnage de surface et une campagne de sondages.

Les échantillons de surface ont été pris sous forme de saignées pour les bancs affleurant en falaises et par échantillons ponctuels représentatifs de faciès.

Les premiers échantillons prélevés ont été analysés par le laboratoire de l'ex S N M C. Les sondages mécaniques carottés ont été fait par la société TECHNOEXPORT ROY avec un taux de récupération de 90%.

En somme vingt-sept sondages mécaniques carottés ont forés sur ce site.

Ces recherches ont fait l'objet d'une documentation géologique et d'un échantillonnage métrique. Le levé topographique a été fait à l'échelle **1/2000^e**. Le plan ainsi établi avec les courbes de niveaux de **2 m** d'équidistance, a servi de document de base de travail pour l'estimation des réserves géologiques.

II.4. Caractéristiques Géomorphologiques :

Le gisement de **Djébel Salah** constitue une colline plate couvrant une superficie de **1.5 km²**, formé de calcaire turoniens.[16]

La structure du gisement apparait nettement tant sur la carte qu'a l'affleurement, le gisement est limité au nord par des falaises et constitue de quatre compartiments numérotés de **N** au **S** : **I, II, III, IV**.

Les falaises à l'ouest et au Nord sont les traces de failles d'effondrement **N-S** et **E** et **W**. Le découpage en compartiment **N-S** et **E** et **W** est dû à une troisième famille de faille sécante d'orientation **S.W.N.E.** des formations récifales du crétacé constituent l'ossature de **Djébel Salah**. L'ensemble est monoclinale affecté d'un faible pendage **SW** et on y distingue le calcaire turonien reposant sur les dolomies cenomiens.

L'examen des coupes lithologiques et géochimiques des sondages permet de définir la coupe type série de la façon :

- ✓ Calcaire supérieur **CS : 38 à 70m**.
- ✓ Calcaire dolomitique moyen **CDM : 0 à 13m**.
- ✓ Calcaire inférieur **CI : 10 à 30m**.

Dans le compartiment **IV** le calcaire forme une allongée **SE-SW** culminant à la côte **770m** à **N-E**. La pente est douce vers le **S. W (5 à 10°)** et plus forte vers le **S (15°)**. Il est à noter que le compartiment **IV** a été exploité pendant plus de **20ans** et il est en phase terminale d'exploitation.

La colline est marquée au **SE** par une interruption brutale de pente mettant en évidence une grande zone de failles **NE-SW** parallèle aux failles du graben.

La masse des calcaires, dont l'épaisseur est de **5 à 90 m** surmonte les formations dolomitiques cénomaniennes jeunes. [16]

Elle est même recouverte localement par des argiles plus ou moins sableuses miocènes.

II.5. CARACTERISTIQUES QUALITATIVES DE LA MATIERE PREMIERE :

L'étude du contexte géologique local permet de retenir la première approximation de deux **(02)** groupes de formations susceptibles de constituer des matières premières possibles.

Pour la production de clinker, la cimenterie utilise les variétés de calcaires suivants :

- **C.S** : Calcaire supérieur (puissance de **38 m à 70 m**).
- **C.D.M** : Calcaire dolomitisé (puissance de **0 à 13 m**).

- **C.I.** : Calcaire inférieur (puissance de **10 m** à **30 m**).

La couche **CDM** renferme une teneur élevée en **MgO (1,5 à 3,97%)**. La puissance maximale de la couche à teneur est de **2,3%** et la hauteur du gradin étant respectivement de **13 m** à **20 m**.

Pour un mélange correct du **MgO** au niveau des gradins, la hauteur minimale doit être prise égale à **20 m**.

Au niveau du compartiment **IV**, la puissance des argiles rouges sableuses (miocène) varie de 0 à 50 m selon une distance d'orientation **Nord-Ouest-Sud Est**.

Le poids volumique et l'humidité naturelle des calcaires sont respectivement de **2,5 t/m³** et de **1 à 2%**.

Le poids volumique et l'humidité naturelle des argiles rouges sont respectivement de **2,21 t/m³** et de **15 à 20%**.

En basant sur le résultat des analyses obtenus au laboratoire de l'ex **S.M.N.C** à partir des échantillons de surfaces et de sondages du gisement de calcaire de Djébel Salah, la composition chimique moyenne de l'assise utile est montré dans le tableau ci-dessous :

Tab.II.2, Les caractéristiques chimiques des matières premières.[16]

Matières premiers	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MS	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Cl
C II-CIV	0.35	0.20	0.05	54.25	1.40	0.80	0.07	0.1	0.05	0.01
A1 IV	66.00	12.50	5.40	3.10	3.70	0.80	0.50	1.1	0.05	0.01
A1 III	61.30	15.40	5.90	2.70	2.90	1.50	0.50	1.9	0.08	0.01

- **CII & CIV** : Calcaire des compartiments **II** et **IV**
- **A1 III & A IV** Argile rouge des compartiments **III** et **IV**

Les éléments volatils tels que **Cl**, **Na₂O**, **K₂O** et **S₀₃**, leurs teneurs sont faibles, voire négligeables. La silice libre des argiles rouges varie de **30 à 40%**.

II.6. CONDITION GEOTECHNIQUE DES ROCHES CALCAIRES :

Les formes karstiques obtenues lors de l'exploitation ne sont pas de grande importance (la fissurée, la porosité n'est pas de grande dimension)

La stabilité du massif du calcaire et les conditions d'exploitation sont en relation avec les conditions géotechnique et surtout avec la fissuration et les formes karstique. Les essais géotechnique in situ et au laboratoire nous donne de grande information sur l'état des roches, sur l'influences des fissures et des propriétés géotechnique citer précédemment.

III.7. RESERVES GEOLOGIQUE ET VOLUME DE LA DECOUVERTE :

Les réserves de calcaire et d'argile ont été calculées en 2019 par compartiment isolé.

II.7.1. Compartiment II :

Les limites latérales correspondent à celle du périmètre du permis minier d'exploitation.

Les limites inférieures de l'exploitation correspondent au contact calcaire-dolomie.

- **BLOC 1C1** : côte **660m** ;
- **BLOC 2C1** : côte **660m** ;
- **BLOC 3C1** : côte **660m** ;
- **BLOC 4C1** : côte **680m**.

La quantité des réserves de chaque bloc a été obtenue d'après la formule :

$$Q = V \times Pv$$

- Q : quantité des réserves en tonnes
- V : volume en m³
- Pv : poids volumique en t/m³

Tab.II.3, Calcul des réserves 1. [16]

N° des blocs	N° des coupes	Aires des sections (m ²)	Distance entre coupes (m)	Volume (m ³)	Formule utilisée	P.V. (t/m ³)	Qualité (t)
1 C1	IV - IV'	11 125,94	199,40	2165815,	$(DG/\sin(DG))*(S1+S2)*D/2$	2,5	5 414 537,90
	V _a - V _b	9 441,37		16			
2 C1	V _a - V _b	9 441,37	212,50	2241683,	$(S1+S2)*D/2$		5 604 209,30
	IV - IV'	11 659,61		72			
3 C1	I _c - I _d	20 214,56	96,50	1460829,	$(S1+S2+\text{racine}(S1*S2))*D/3$		3 652 074 ,70
	II _c - II _d	10 578,35		88			
4 C1	II _c - II _d	10 578,35	260,10	1160911,	$(S1+S2+\text{racine}(S1*S2))*D/3$	2 902 279, 65	
	III _c - III _d	503,79		86			
				7 029 240,62	Réserves		17 573 101,55

II.7.2. Compartiment IV :

- Les limites latérales correspondent à celle du périmètre du permis minier d'exploitation.
- La limite Sud correspond à celle arrêtée par **CREUSOT-LOIRE**.
- Les limites inférieures de l'exploitation correspondent au contact calcaire-dolomie.

➤ **BLOC 5C1** : côte **640m**.

➤ **BLOC 6C1** : côte **680m**.

Tab.II.4, Calcul des réserves 2. [16]

N° des blocs	N° des coupes	Aires des sections (m ²)	Distance entre coupes (m)	Volume (m ³)	Formule utilisée	P.V. (t/m ³)	Qualité (t)	
5 C1	I _a - I _b	5562,84	207,30	1651074 ,11	$(S1+S2+\text{racine}(S1*S2))*D/3$	2,5	4 127 685,28	
	II _a - II _b	10636,39						
6 C1	II _a - II _b	10636,39	244,10	3154368,30	$(S1+S2)*D/2$		7 885 920,75	
	III _a - III _b	15209,38						
				4805442,41	Réserves			12 013 606,03

Les réserves géologiques restantes du gisement de **Djebel Salah** calculées sont de l'ordre de **29 644329.10 tonnes** en catégorie **C1** dont **17 674 746,75 tonnes** pour le compartiment **II** et **11 969 582,35 tonnes** pour le compartiment **IV**.

Tab.II.5, Calcul des réserves 3.

N° des blocs	N° des coupes	Aires des sections (m ²)	Distance entre coupes (m)	Volume (m ³)	Formule utilisée	P. V. (t/m ³)	Qualité (t)
1 C2	I _o - I _a	6 076,65	252 ,10	1 688 977,66	(S1+S2)*D/2		4 222 444,15
	II _o - II _a	7320,05					
2 C2	II _o -II _a	7320,05	235,10	2 330 011,92	(S1+S2+racine (S1*S2))*D/3	2,5	5 825 028,80
	III _o - III _a	12 748,47					
				4018 989,58	Réserves		10 047 473,95

Les réserves géologiques restantes du gisement de **Djebel Salah** par compartiment et par catégorie sont présentées dans le tableau suivant :

Tab.II.6, Calcul des réserves 4.

Catégorie de réserves	Compartiment II	Compartiment IV	Total
C1	17 573 101,55	12 013 606,03	29 586 707,58
C2	Néant	10 047 473,93	10 047 473,95
Total	17 573 101,55	22 061 079,98	39 634 181,53

Au total, les réserves géologiques restantes du gisement de **Djebel Salah** toutes catégories Confondues, sont évaluées à **39 634 181,53 tonnes**.

Tab.II.7, Calcul des réserves .

N° des blocs	N° des coupes	Superficie des coupes (m ²)	Distance entre coupes (m)	Formule utilisé	Volume (m ³)
- 1 C2	I_o-I_a	14 515,12	281,6	(S1+S2)*D/2	3 633 137,36
	II_o -II_a	11 288,37			
- 2 C2	II_o - II_a	11 288,37	229,2	(S1+S2)*D/2	3 220 423,16
	III_o - III_a	16 815,77			
Total					6 853 560,52

II.8. CAPACITE ET REGIME DE FONCTIONNEMENT DE LA CARRIERE :

Les prévisions d'extraction du calcaire durant l'exercice **2021** s'élèvent à **1 200 000 tonnes**.

- ❖ Nombre de jours ouvrables par an : **264 j**
- ❖ Nombre de jours ouvrables par semaine : **05 j**
- ❖ Nombre de poste de travail par jour : **02 p**
- ❖ Nombre d'heures de travail par poste : **08 h**

L'organisation de travail est donnée à titre indicatif et reste flexible pour tout ajustement compte tenu des conditions particulières dans laquelle évoluera l'activité de l'exploitation de la carrière. L'objectif est garanti une alimentation régulière du procès de fabrication.

La capacité de production de la carrière de calcaire du « **Djebel Salah** » est donnée dans le tableau :

Tab.II.8, La capacité de production de la carrière de calcaire du « Djebel Salah »

Matières Premières	Production					
	Annuelle		Mensuelle		Journalière	
	T	M ³	T	M ³	T	M ³
Calcaire	1200 000	480 000	100 000	400 000	4546	1819

Remarque :

Les résultats des chiffres de production sont arrondis à l'excès.

- ❖ Le poids volumique du calcaire est de **2,5 T/m³**.
- ❖ Le poids volumique de l'argile rouge est de **2,21 T/m³**.

CONCLUSION

Dans ce chapitre, on a mené une étude générale sur le site étudié (carrière de calcaire de Djebel Saleh). Nous avons expliqué les conditions géologiques du gisement de Djébel Salah ainsi que les différentes méthodes des calculs des réserve, toutes les caractéristiques et les propriétés physico-mécaniques du massif et tous ce qui concerne l'organisation du travail.

CHAPITRE III

Processus de
L'exploitation du
Gisement

INTRODUCTION

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement des stériles et du minerai dans un ordre bien déterminée d'autre termes, un système d'exploitation caractérise le développement des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction, dans le temps et dans l'espace.

Les travaux de découverte et d'extraction se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail dans l'espace et le temps ainsi que le type et paramètres des engins utilisés.

La préparation des roches à extraction par travaux de forage et de tir doit répondre aux exigences suivantes :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches.
- État normal du pied du gradin.
- Formation du tas de la masse minière.
- Action sismique minimal.
- Dépenses minimales et grande sécurité.

Le caractère de déplacement des chantiers et des fronts de travail définit le système de chargement et de transport de la masse minière, c'est-à-dire la structure de la mécanisation complexe des travaux miniers.

En générales, on distingue les méthodes d'exploitation suivantes :

- Méthodes d'exploitation sans transport.
- Méthodes d'exploitation avec engin de transport.
- Méthodes d'exploitation avec transport des déblais.
- Methods exploitation combinées.

La pratique d'exploitation dans les conditions du gisement **Djébel Salah** est de haut en bas, les travaux d'extraction sont caractérisés par un avancement du chantier et des fronts du travail dans le temps et dans l'espace.

III.1. MODE D'OUVERTURE DU GISEMENT :

L'objectif principal de l'ouverture d'un gisement est la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation.

Le gisement de calcaire de **Djébel Salah** se situe à relief montagneux du niveau **620m** à **740m**.

L'ouverture du champ de la carrière à nécessité le creusement d'une demie tranchée intérieure partant de la base de l'anticlinale jusqu'à son sommet.

Cette demi-tranchée est commune à tous les niveaux d'exploitations ; Les étapes dès la construction de la carrière a été :

- Le creusement de la demi-tranchée d'accès.
- Le creusement des demies tranchées de jonctions.
- Le creusement des demies tranchées de découpages pour la formation des gradins des différents niveaux d'exploitation.[17]

III.2. CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION :

La méthode d'exploitation doit tenir compte de la relation étroite qui existe entre les différents facteurs suivants :

- Caractéristiques géologiques du gisement ;
- Dimensions du gite ;
- Puissance du stérile ;
- Propriétés physico-mécaniques du minerai et du stérile ;
- Production planifiée de la mine ;
- Mode d'ouverture du gisement;
- Nombre d'engins miniers prévus.

A la base de l'interdépendance de ces facteurs, les chercheurs les plus réputés du domaine ont procédé à des classifications des méthodes d'exploitations. Parmi ces classifications, on retient, celles du célèbre académicien Ruse **RJEVSKY V** et de professeur **SCHESCHKO E**.

D'après **E. SCHESCHKO**, l'indice principal utilisé dans cette classification est la direction du déplacement des stériles à l'intérieur de la mine à ciel ouvert (carrière).

D'après cette classification, on distingue trois groupes de méthodes à savoir :

- **Groupe A** : On y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travers de la carrière ou mines à ciel ouvert.
- **Groupe B** : Il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en direction de la carrière.
- **Groupe C** : Ce sont des méthodes avec le déplacement mixte des stériles.

D'après La classification de **Rejvsky V** est basée sur les indices suivants :

- L'angle de pendage du gîte ;
- La disposition des fronts de travail dans le plan ;
- Le nombre de bords exploitables de la mine (carrière) ;
- La direction de progression des travaux ;
- La disposition des terrils par rapport au contour du champ minier.

Suivant l'indice relatif à l'angle de pendage des gîtes, **Rejvsky V** a divisé toutes les méthodes d'exploitations en deux groupes :

- **Méthode d'exploitations continues** : Elles sont destinées pour les gisements horizontaux et peu inclinés ;
- **Méthodes d'exploitations de fonçage** : Elles sont destinées pour les gisements inclinés et les gîtes dressant.[18]

III.2.1. Paramètre et système d'exploitation:

L'exploitation est le processus d'extraction de matériau ou de minerai (sol, roche, sable etc.) afin de produire un produit fini.

La méthode d'exploitation appliquée à la carrière de **Djébel Salah** est celle de fonçage d'après la classification de l'académicien **Rejvsky** et cela à cause du caractère montagneux du gisement. Le gisement est divisé en quatre compartiment dont le premier pour l'argile rouge,

le compartiment **II** et **IV** en exploitation et celui **III** est inactif pour le moment. On accuse actuellement la formation d'un gradin de 17m de hauteur au niveau du compartiment **II** et quatre gradins de **15÷20m** de hauteur au niveau du compartiment **IV**. Ce dernier en phase terminal d'exploitation.

La découverte formant le recouvrement des calcaires est extraite avec le calcaire et est utilisée comme sous dosés dans la production du ciment. Cette découverte est constituée d'argiles rouges qui par leur composition chimique sont conforme aux exigences de l'industrie du ciment. La proportion d'argile rouges et d'argiles brunes est dans le mélange cru.

Ce plan a pour objectif d'approvisionner la cimenterie en matières premières (sur-dosés et sous-dosés).

La durée de vie théorique de la carrière est estimée à **50 ans**(plan topographique décembre **2011**).[18]

Les limites de la carrière sont comme suit :

- La limite **S-E** se confonde avec le contour de calculs des réserves calcaires.
- La limite Est allée parallèlement à **LHT** et laisse la réserve en stock de protection en calcaire.
- La limite Nord coïncide avec la ligne de faille des calcaires.
- La limite Ouest suit la ligne des failles.

III.2.2.Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation appliquée

III.2.2.1.La hauteur des gradins :[19]

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs dont : la sécurité des travaux miniers, la productivité de la carrière ou mine à ciel ouvert, la qualité des minéraux, les caractéristiques du gisement, le mode d'extraction, les moyens de la production, le volume des travaux capitaux...Etc.

D'après la dureté des roches la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (H_{cr}) :

- **Roches tendres** : $H_g \leq H_{cr}^{Max}$

- **Roches dures :** $H_g \leq 1,5 \times H_{cr}^{Max}$

H_{cr}^{Max} : est la hauteur de creusement maximale de l'excavateur (m).

Remarque :

Dans les conditions actuelles de la carrière de **Djébel Salah**, la hauteur du gradin adoptée est :

- ✓ **Niveau 1:** $H_g = 15$ m ;

III.2.2.2.L'angle du talus des gradins :[20]

L'angle du talus des gradins est pris en fonction de la nature et de la dureté des roches.

A la carrière de **Djébel Salah** la roche calcaire à une dureté de **7**.

Le tableau, illustre les données de l'angle du talus des gradins selon le coefficient de dureté des roches.

Tab.III.1, Angle du talus du gradin selon la dureté des roches

Coefficient de dureté	Angle d'éboulement des Roches (°)	Angles du talus des gradins(°)
6 ÷ 8	65°	85°

Remarque :

Dans la condition actuelle de la carrière de **Djébel Salah** l'angle de talus des gradins est **85°**.

III.3.2.3. La largeur d'enlevure :

Pour la détermination de la largeur d'enlevure on prend en considération :

- Les propriétés des roches.
- Le mode d'abattage des roches.
- Le type et dimensions des engins de chargement.

Lors de l'exploitation des roches dures avec abattage à l'explosif, la largeur d'enlevure se détermine par la formule suivante :

$$A = W + (n-1) \times b, \text{ m} \dots\dots\dots (III.1)$$

Où :

- **W** : est la ligne de résistance des roches au pied de gradin (m). $w = 4,39 \text{ m}$.
- **n** : est le nombre de rangée de trous, $n = 2$.
- **b** : est la distance entre les rangées de trous. $b = 4$.

Donc :

$$A = 4.39 + 4$$

$$A = 8.39 \text{ m}$$

III.2.2.4. La largeur de la plate- forme de travail :

La largeur de la plateforme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques de roches. les dimensions du tas des roches abattues et des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

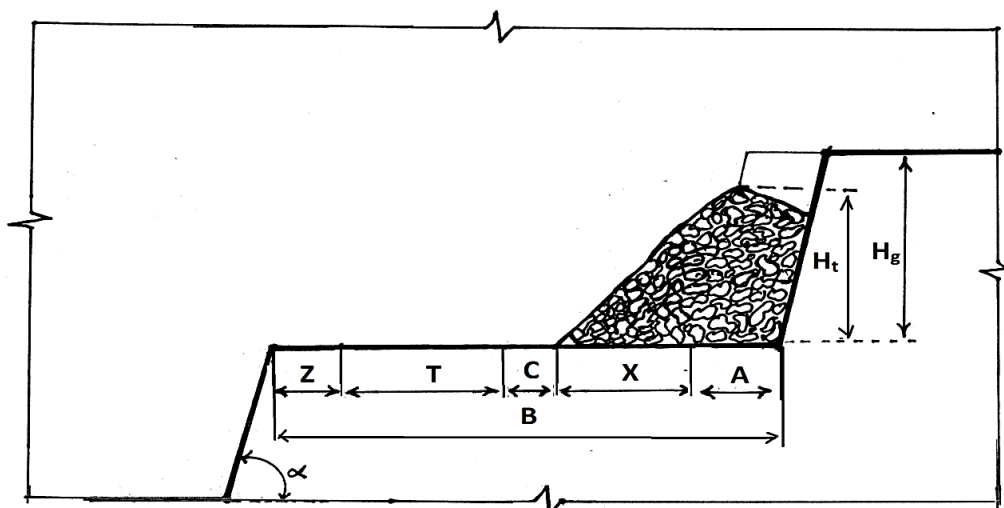


Fig.III.1, Paramètres d'une plate-forme de travail lors de l'abattage à l'explosif.

Lors de l'emploi des travaux de forage et de tir, on détermine la largeur de la plate-forme de travail par l'expression suivante :

$$B = A + X + C + T + Z, \text{ m} \dots\dots\dots (III.2)$$

Où :

- **A** : est la largeur de l'enlevure (m).
- **X** : est la largeur du tas de roches abattues hors l'enlevure (m).

Elle se détermine par la formule suivante :

$$X = A \times (2 k_f \times \frac{H_g}{H_t} - 1), \text{ m} \dots\dots\dots \text{(III.3)}$$

Où:

- **K_f** : est le coefficient de foisonnement des roches dans le tas ; K_f= 1,35.
- **H_g,H_t** : sont respectivement les hauteur du gradin et du tas de roches abattues.

$$H_t = (0,5 \div 0,8) \times H_g, \text{ m} \dots\dots\dots \text{(III.4)}$$

$$H_t = 0,65 \times 15 ;$$

$$H_t = 9.75 ; \text{ m}$$

Donc :

$$X = 8.39 \times (2 \times 1,35 \times \frac{15}{9.75} - 1) = 26.46 \text{ m}$$

- ✚ **C** : est la distance de sécurité comprise entre le tas des roches abattues et la berme de transport ;

$$C = 3 \text{ m}$$

- ✚ **T** : est la largeur de la berme de transport dépend de :

- Type et dimensions des camions ;
- Vitesse de circulation ;
- Nombres de voies de circulation.

Remarque :

Dans les conditions actuelles de la carrière de **Djébel Salah** la largeur de la chaussée de transport à deux voies.

La largeur de la berme de transport à deux voies peut être déterminée par la formule suivante :

$$T = 2a + 2b + m, m \dots\dots\dots (III.5)$$

Où :

- **b** :largeur du camion, **b = 4,595 m.**
- **a** : les accotements, **a = 2 .5 m.**
- **m** : distance entre deux camions qui se croisent, **m = 1 m.**

Donc: $T = 2(2 .5) + 2(4,595) + 1 = 14, 19 \text{ m}$

$$T = 14.19 \text{ m}$$

- **Z** : est la largeur du prisme d'écroulement (**m**).

La largeur de prisme d'écroulement est donnée par l'expression suivant :

$$Z = (\cos \gamma - \cos \alpha) \times H_g, m \dots\dots\dots (III.6)$$

Où:

- **α**:est l'angle du talus du gradin ;**α = 85°.**
- **γ** : est l'ange du le talus de liquidation naturelle des roches ;**γ = 60°.**

$$Z = (\cos 60 - \cos 85) \times 15 = 5.36 \text{ m}$$

$$Z = 5,36 \text{ m}$$

Alors :

La largeur de la plate-forme de travail sera :

$$B = 26.46 + 3 + 14,19 + 5,36 = 49.11 \text{ m}$$

III.2.2.5. Vitesse d'avancement des travaux miniers

La vitesse d'avancement dépend de la largeur d'enlèvement et du rendement de l'engin de chargement. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$V_{ch} = \frac{Q_{ex}}{A \times H_g}, \text{ m} \dots\dots\dots (III.7)$$

Où :

- Q_{ex} : est le rendement de la chargeuse par poste, (m^3 /poste). $Q_{ex} = 2322,9 \text{ m}^3$ /poste.
- A : est la largeur d'enlèvement, (**m**).
- H_g : est la hauteur du gradin, (**m**).

$$V_{ch} = \frac{2322,9}{8,39 \times 15} = 18,45 \text{ m/poste}$$

III.2.2.6. Approfondissement des travaux miniers annuels :

La vitesse d'avancement annuelle du front de travail de la carrière est définie d'après le rendement annuel des équipements de chargement.

On détermine l'avancement des fronts d'après la formule suivants :

$$V_f = \frac{P_{an}}{L_f^{tot} \times H_g}, \text{ m} \dots\dots\dots (III.8)$$

Où :

- P_{an} : est la production annuelle de la carrière. (m^3 /an).
- H_g : est la profondeur de la carrière, $H_g = 15 \text{ m}$.
- L_f^{tot} : est la longueur de front, (**m**).

$$L_f^{tot} = 300 = \text{m}$$

Donc:

$$V_f = \frac{1200000}{300 \times 15} = 5,36 \text{ m}$$

$$V_f = 266,66 \text{ m}$$

Tab.III.2, Éléments de la méthode d'exploitation

PARAMÈTRE	DIMENSION
- Hauteur du gradin (m)	15÷20
- Longueur des plates formes (m)	47.11
- Largeur d'enlevure (m)	8.39
- Largeur des pistes	20
- Granulométrie (mm)	<1
- Piste de roulage (km)	3,1
- Angle du talus du gradin	70°-85°

III.3. Travaux d'abattage à l'explosif :

Généralement la préparation des roches à l'extraction est effectuée en utilisant deux méthodes à savoir : l'émottage mécanique et l'abattage des roches à l'explosif.

Cette dernière méthode est largement utilisée dans les carrières actuellement.

Le foisonnement préalable des calcaires de **Djébel Salah** est effectué par le procédé de forage et de tir, Cela à cause de la dureté des roches qui varie de (6÷7) à l'échelle du **Protodiakonov**.

Les diamètres de trous adoptés au niveau de la cimenterie sont (**ø 110mm et ø160mm**).

III.3.1. Travaux préparatoires :

Ils consistent à dégager les roches de découverte (végétation et argile rouge) à l'aide du Bulldozer spécialement équipé à cet effet.

Cette opération occupe une place importante pendant l'extraction des roches car elle permet aux sondeurs de bien implanter et la réussite des autres opérations de forage.

A la carrière de **Djébel Salah** elle est réalisée par un **BULLDOZER** de marque **KOMATSU** équipé d'une lame de **22 m³** permet de bien aplanir la surface du gisement.

III.3.1.1. Travaux de forage :

La réussite d'un minage dépend pour une part importante ,de la qualité des trous donc de l'exécution et les caractéristique des trous de forages destinés à être chargé .d'autre part le fait

que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou, conduit à rechercher une foration de qualité.

Généralement, la mauvaise qualité de la foration s'explique par des déviations bien visibles a posteriori dans le cas de décapage et non directement visible dans le cas des d'un abattage mais aux conséquences considérables : projections, production de blocs, présence de pied, raté de tir, risque de phénomène de vibrations etc.

Les déviations de foration peuvent avoir de nombreuses causes et souvent complémentaire. Ce sont :

- Les déviations causées par le matériel de foration :
- La sondeuse doit être adaptée au massif à forer à la profondeur à atteindre et au diamètre de foration utilisé.

Quelle que soit la méthode employée on doit rechercher une stabilité maximale de l'ensemble tige + taillant par utilisation en tubes rigides, guide tige ou par une combinaison de plusieurs de ces éléments.

Il est préférable d'utiliser des taillants de gros diamètre pour un gradin de hauteur importante.

- **Déviations du au foreur :**

Le rôle du foreur est important dans la réussite de la foration. Il doit, en particulier comprendre le mécanisme de la foration, notamment au niveau de l'interaction foration massif rocheux. Un véritable foreur ne peut qu'être un technicien de haut niveau, formé à ce métier, régulièrement recyclé aux techniques et matériels nouveaux. Il doit être sensible au problème de la qualité, savoir que c'est lui qui conditionne l'essentiel du minage et non soumis en permanence à des objectifs de rendement ce qui peut avoir des répercussions catastrophiques sur les déviations en foration.

- **Déviations liées aux massifs rocheux :**

Les nombreuses observations effectuées à posteriori sur les fronts de taille permettent d'affirmer que les déviations peuvent se faire perpendiculairement ou parallèlement aux fissurations. D'une manière générale on n'admet que les déviations en foration doivent être inférieures à **3% (30 cm pour 10 m)**. Il n'est pas exceptionnel de voir sur chantier des

déviations de **5 à 10%**. Des moyens modernes et efficaces permettent de réaliser une foration de qualité et de connaître les causes des déviations afin d'y apporter les remèdes nécessaires. Pour l'implantation des trous, il est possible d'utiliser un théodolite couplé à un télémètre infrarouge ou laser. Un système de relevé de profils du front de taille permet de positionner avec précision dans les trois dimensions.

On peut orienter le forage, il existe différents systèmes installés directement sur l'engin permet de respecter l'angle de foration choisi en direction et en pendage.

A la carrière de **Djébel Salah** le forage des trous d'abattage est réalisé à l'aide quatre matériel de foration dont :

- Deux sonde uses pour la production
- Deux charriots munis d'un compresseur pour les travaux auxiliaires.

Tab.III.3,Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COP CM780D

PARAMÈTRE	DÉSIGNATION
- Marque	ATLAS COP
- Type	CM780D
- Série	G7832-8FO
- Moteur	C13
- Puissance	317 Kw
- Marteau fond du trou	COP64Q
- Taillant à boulon sphérique	165mm
- Tige de forage	102mm
- Longueur de la tige	4m
- Longueur de la tige de départ	3m
- Nombre de tige	5

Cette sondeuse est dans un état de vieillissement, sa disponibilité est inférieure à 80%. elle peut forer des trous de **25 m** de longueur.



Fig.III.2,Sondeuse ATLAS COPCO CM780

Tab.III.4, Caractéristiques ATLAS COPCO FLEXIROC à Cabine[18]

PARAMETRE	DESIGNATION
- Marque	ATLAS COPCO
- Type	FLEXIROC D50
- Série	AVO12A1012/899007736
- Moteur	Diesel marque CAT C11
- Puissance du moteur	287 KW
- Marteau fond du trou	COP44Q
- Taillant à boulon sphérique	110 mm à 125mm
- Tige de forage	89mm
- Longueur de la tige	5m
- Longueur de la tige de départ	4m
- Nombre total de tige	9

Cette sondeuse est toute neuve et sa disponibilité est environ 90%.elle peut forer des trous de plus **24 m** de profondeur.

Tab.III.5, Chronométrage du temps de forage du FLEXIROC.

Temps de forage (mn)	Temps de changement de la tige (mn)	Temps déplacement entre trou (mn)	Temps mort (mn)	Nmbr de tige	Longueur de la tige(m)	Longueur du trou(m)	Durée de forage du trou (mn)
32	3	2	1	4	5	20	38
33	4	3	4	4	5	20	44
35	5	2	3	4	5	19.5	45
28	2	4	2	4	5	20	36
34	3	3	3	4	5	19.5	43
36	2	4	5	4	5	20	47

D'après le tableau la durée moyenne de foration d'un trou de **19 m** est : **43**minutes Ce qui nous permet de calculer la vitesse moyenne de foration :

$$V_{\text{moy}} = L_{\text{moy}}/T_{\text{moy}} = 19/43 = 0,44\text{m/min}$$



Fig.III.3, Sondeuse FLEXIROC en position de foration.

Dans le cas où la puissance maximal du gisement, le rendement d'un engin de foration dans les conditions similaires sera de **12 à 15m/h**, cela pour les diamètres de **160m**.

III.3.1.2. Travaux de tir :

Cette partie concerne le chargement des trous de mine, le raccordement et la mise à feu. Avant de procéder à l'amorçage il est nécessaire de vérifier tous les trous du volet à abattre. La première opération qui doit suivre la vérification des trous est l'amorçage.

L'amorçage à deux fonctions essentielles :

- La mise en détonation correcte des charges.
- La séparation des charges dans le temps.

Cette chaîne d'amorçage ainsi constituée peut être parfois complexe. La mise en détonation de l'explosif peut être réalisée par un cordeau détonant (amorçage latéral) ou par un détonateur éventuellement accompagné d'un bousteur ou d'une cartouche (amorçage ponctuel).

Après l'amorçage des trous de mine, l'opération qui suit est le remplissage des trous par charge explosive. Elle consiste à répartir judicieusement les explosifs entre les trous respectifs.

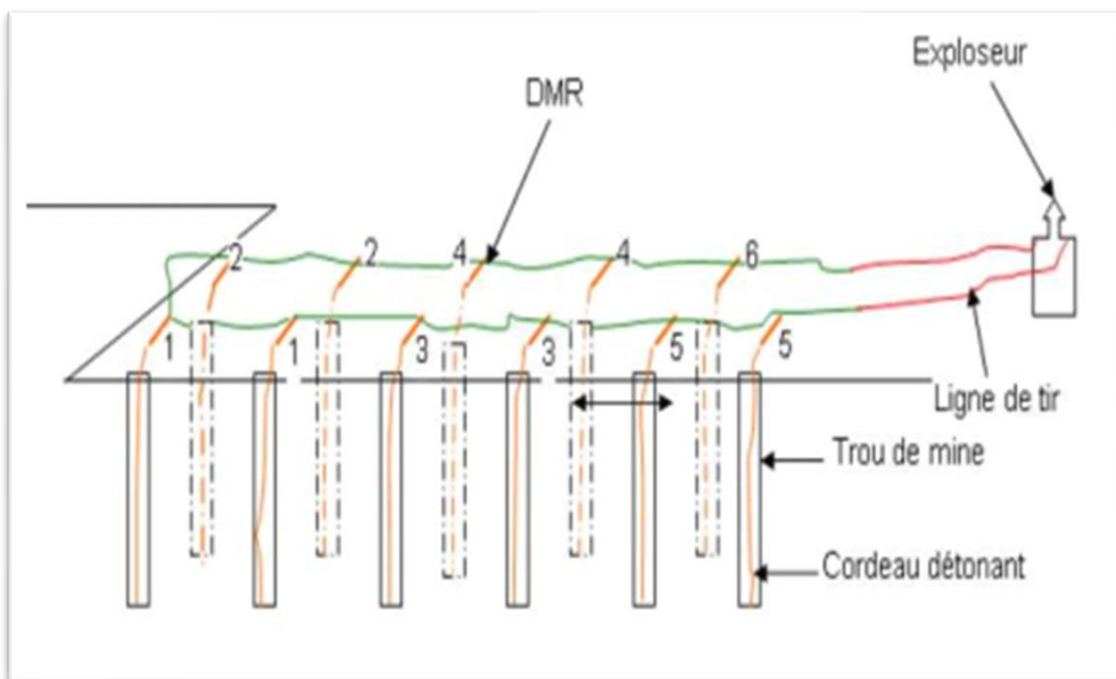


Fig.III.4, Système d'amorçage. [21]

Une fois terminée avec le chargement des trous par la charge explosive, on procède au bourrage de tous les trous afin de conserver les gaz d'explosion dans le trou. Le bourrage est effectué par les débris de forage. Actuellement l'unité de Djébel Salah emploie la Marmanit et l'ANFOMIL pour ces travaux d'battages.

Tab.III.6, Paramètres du plan de tir standard.

PARAMÈTRE DES TRAVAUX	QUANTITÉ	UNITÉS
- Hauteur du gradin	15÷20	M
- Diamètre du trou	110÷160	Mm
- Inclinaison du trou	80÷90	Degré
- Ligne de résistance à abattre	3÷4	M
- Espacement des trous	4÷5	M
- Profondeur du trou	15÷20	M
- Nombre de rangé de trou	1	////
- Sous forage	1÷2	M
- Consommation spécifique	0,3÷0.67	kg/m ³
- Type d'amorçage	cordeau détonant cd 20g/m	
- Nature de bourrage	Débris de foration	
- Longueur de bourrage	2,5÷4	M
- Longueur de la charge dans le trou	12÷17	M
- Volume de roches à abattre par semaine	25.000	tonnes/semaine
- Nombre de tir par mois	4 tirs/mois	
- Quantité d'explosif par trous	100÷200	Kg/trou

- **Les Accessoires :**

- Cordeau détonant de 12g/m.
- DEI 2Mmm.
- DMR 3M.
- Fil de tir.
- Exploseur.

- **Les Explosif Utilisée :**

Tab.III.7, Anfomil explosif d'amorçage

Gamme d'explosif	Nature	Densité normale	Vitesse de détonation nominale	RWS	Capacité de travail
ANFO	Vrac Granulaire livré dans des sacs de 25 kg	0,9 g/cm ³	2500 m/s	100 %	320 cm ³ /10g

Tab.III.8, Marmanit III : explosif d'amorçage

Gamme d'explosif	Nature	Diamètre de cartouche	Densité normale	Vitesse de détonation normale
Marmanit III	Poudre, livré dans des cartouches de 1,25 kg de longueur 0,50 cm	80 mm	1	4200 m/s

III.4. CHARGEMENT ET TRANSPORT DU TAS ABATTU

III.4.1 Chargement :

La carrière de **Djébel Salah** dispose trois chargeuses **CATERPILLAR** de capacité **7,7 m³** dont une seulement pour le chargement du calcaire, une autre pour l'argile et la dernière comme réserve.

Tab.III.9, Caractéristiques techniques de la chargeuse Caterpillar.

PARAMÈTR ES	DÉSIGNATI ON
- Marque	CAT
- Type	988H
- Série	0988HC13XY04612
- Moteur	Diésel C18
- Puissance brute	395 KW
- Puissance nette	354 KW
- Pneumatique	35/65R33
- Capacité du godet	7,7 m ³

Durant mon séjour à la carrière de **Djébel Salah** j'ai effectué le chronométré la durée de chargement du camion dont les résultats sont dans le tableau ci-dessous.

Tab.III.10, Durée de chargement du camion.

Numéro de chargement du camion	Durée de chargement (min)	Nombre de godet
- 1	3,92	5
- 2	3,96	4
- 3	3,87	5
- 4	4	5

Remarque :

A partir de ce tableau ci-dessus, il est ressorti que la durée moyenne de chargement d'un camion par la chargeuse est **3,32 min.** Cela pour un cycle moyen de la chargeuse de **47** secondes. Cette valeur est un peu grande par rapport à la durée de chargement normale d'un camion. Elle peut être expliquée par la présence des bosses sur la plateforme de travail qui constitue un frein pour la bonne conduite des travaux de chargement voire du transport.

III.4.2 Transport :

Le transport des roches abattues est assuré en général par des camions de marque Caterpillar et TERREX de capacité moyenne **55 tonnes** qui desservent la station de concassage situées à une distance environ **3,1 km** du tas abattu (compartiment **II**). Les pentes sont douces (variant entre **0** et **14%**) ; la topographie du gisement (relief montagneux) est favorable au transport par camion car les camions chargés descendent la pente ce qui permet une économie d'énergie. La vitesse moyenne des camions sur le trajet est d'environ **18,25 km/h.**

III.4.2.1. Le choix du type de camion

Le choix du type de transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions des exploitations, de sa profondeur, de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert.[12]

Tab.III.11, Caractéristiques techniques des camions Caterpillar.

PARAMÈTRES	VALEURS
- Marque et Série	Caterpillar MWH00218
- Type	773G
- Moteur	4C27
- Puissance	775 Ch. avec 12 cylindres
- Poids à vide	46,650 tonnes
- Poids en charge	102,738 tonnes
- Charge utile maximal	67,30 tonnes
- Charge utile nominale	56,08 tonnes

L'issu de notre stage pratique, nous avons effectué le chronométrage de la durée du cycle des camions dont les valeurs sont résumées dans le tableau suivant :

Tab.III.12, Résultat du temps de cycle du camion Caterpillar

Cycle	Temps aller (min.s)	Temps Retour (min)	Temps chargé (min)	Temps versement (s)	Temps man œuvre (s)	Temps mort (min)	Durée du cycle (min)
1	11	10	3.55	27	30		27
2	12	11	3.58	22	25	2	31
3	10	11	3.55	15	35		27
4	10	9	3.52	20	30		26
5	8	8.45	4	16	22		23
6	9	10	3.25	30	20	1	24
7	8.50	9	2.25	20	17		21
8	9	8.30	3	28	27	2	25
9	9.25	10	3.52	20	50	1	26
10	10	11	2.47	15	30		25
11	8.20	9	3.17	20	42		23
12	9.20	10	3.40	30	35		23
Min	8	8.30	2.17	15	17	1	22
Moy	10.25	11	4.10	22	30	0	21
Max	12	11	4	30	50	1	28

La durée du cycle d'un camion est environ : **28min.**

Il reste donc à signaler que la chaussée de transport est rétrécie dans certains endroits et présente également des bosses occasionnant le freinage du camion, une augmentation du temps

de leur cycle et par conséquent une diminution de leur productivité. Ces bosses sont dues à des imperfections des travaux de forage et tir par l'apparition des petits pieds de gradin gênant ainsi le déroulement normal du transport.



Fig.III.5, Chargeuse entraine de charger le camion (compartiment II).

CONCLUSION

La technologie de la fragmentation sera une partie importante à l'avenir. La fragmentation des roches est une notion complexe à définir car il n'est pas assez juste de comprendre ce qui se produit pendant un tir. Probablement la chose la plus importante à savoir est comment les effets du tir peuvent-ils être commandés pour satisfaire aux exigences de son opération.

CHAPITRE IV

Elaboration d'un Plan de tir

INTRODUCTION :

Dans l'industrie minière, le contrôle de la granulométrie des roches abattues est d'un intérêt majeur pour le bon fonctionnement des différentes opérations inscrites dans les processus technologiques.

Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport.

L'objectif principal est de maîtriser les paramètres liés à ces opérations, notamment l'énergie explosive, le schéma de tir, les rendements et autres. Tout cela pour réduire les coûts opératoires et d'améliorer la répartition des tailles obtenues par la fragmentation. [22]

VI.1. DEFINITIONS D'UNE DISTRIBUTION GRANULOMETRIQUE :

La distribution granulométrique d'un matériau non consolidé fait référence aux tailles de fragments en présence et à leurs proportions dans un volume de matériau donné. Cette information ne comporte pas de donnée qualitative sur la forme des fragments, qui varie d'un matériau à l'autre.

La granulométrie d'un matériau est caractérisée soit par une fonction de répartition, soit par une densité de probabilité ; à chacun de ces deux cas correspond une notion différente.

VI.2. LE MODE D'ABATTAGE UTILISE :

Actuellement et presque dans toutes les mines, on applique largement la méthode de la préparation des roches par des travaux de forage et de tir.[21]

Vu la dureté de la roche ($f = 7$), à la carrière de **Djébel Salah**. On applique la méthode de préparation des roches par des travaux de forage et de tir qui est la plus répandue parmi les autres méthodes connues.

VI.2.1 Données de départ pour l'étude géotechnique du gisement de Djébel Salah :

Tab.VI.1, Caractéristiques géotechniques des roches.

Propriété physico-mécanique	Unités	Indices des paramètres
- Masse volumique(γ)	T/m ³	2,6
- Résistance à la compression (δ_c)	Kgf/cm ²	600-900
- Résistance à la traction (δ_t)	Kgf/cm ²	60-90
- Résistance au cisaillement ($\delta_{dép}$)	Kgf/cm ²	120-180
- La dureté selon P ^r protodiaconov	-	7

- Limite de la résistance à la compression :

$$\delta_c = 700 \text{ kgf/cm}^2 \quad (\text{VI.1})$$

- Limite de la résistance à la traction :

$$\delta_t = (0,08-0,12) \times \delta_c \quad (\text{VI.2})$$

On prend 0,1 pour le cas de **Hamma Bouziane.** **F THE9ALI**

$$\delta_t = 0,1 \times 700 = 70 \text{ Kgf/cm}^2$$

- Limite de la résistance au cisaillement :

$$\delta_{dép} = (0,13-0,33) \times \delta_c \dots \dots \dots (\text{VI.3})$$

$$\delta_{dép} = 0,23 \times 700 = 161 \text{ Kg/cm}^2$$

VI.3. Les propriétés technologiques des roches :

VI.3.1. Indice de destruction des roches :

Il a été développé par l'académicien **R. JEVESKY**. La résistance destructrice est la caractéristique de la roche étant affectée par divers instruments mécaniques ou processus technologiques au cours du processus de destruction. [17]

L'indice de la résistance à la destruction de la roche est calculé d'après la formule suivante :

$$I_d = 0,005 \times A_i \times (\delta_c + \delta_t + \delta_{dép}) + 0,5Y \dots \dots \dots (VI.4)$$

Où :

- **A_i** : indice acoustique qui prend en considération la fissuration de la roche ;

Il est calculé d'après la formule suivante : $A_i = (v_1/v_2)^2 \dots \dots \dots (VI.5)$

- **V₁** et **V₂** : sont respectivement les vitesses longitudinales des ondes dans l'échantillon et dans le massif en **m/s**.

Tab.VI.2, L'indice acoustique. [23]

Catégorie des roches suivant la fissuration	1	2	3	4	5
- A _i	<0,1	0,1÷0,25	0,25÷0,4	0,4÷0,6	0,6÷1

D'après la fissuration des roches de la carrière de **Hamma Bouziane**(fissuration moyenne), l'indice acoustique **A_i=0,3**

Donc :

$$I_d = 0,005 \times 0,3(700 + 70 + 161) + 0,5 \times 2,6$$

$$I_d = 2,696$$

Tab VI.3 : Classification des roches selon l'indice de destruction. [23]

Degré de destruction des roches	I _d	Classe	Catégorie
- Destruction facile	<5	1	1, 2, 3, 4, 5
- Destruction moyenne	5,1÷10	2	6, 7, 8, 9,10
- Destruction difficile	10,1÷15	3	11, 12, 13, 14,15
- Destruction très difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19,20
- Destruction extrêmement difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24,25

En se basant sur la classification de l'indice de destruction des roches selon **R. JEVESKY**(voir le tableau ci-dessus), on déduit que le calcaire de la carrière de **Hamma Bouziane** a un indice de destruction facile (**classe 1, categorie3**).

VI.3.2. Indice de formabilité des roches :

Il est caractérisé par les efforts de compression et cisaillement, par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique.

Donc l'indice de forabilité est calculé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0,007 \times (\delta_c + \delta_{dép}) + 0,7\gamma \dots \dots \dots (VI.6)$$

$$I_f = 0,007 \times (700 + 161) + 0,7 \times 2,6$$

$$I_f = 7,847$$

Tab.VI.4, Classification des roches selon l'indice de forabilité.

Degré de forabilité des roches	I _f	Classe	Catégorie
- Forabilité Facile	<5	1	1, 2, 3, 4, 5
- Forabilité Moyenne	5,1÷10	2	6, 7, 8, 9, 10
- Forabilité Difficile	10,1÷15	3	11, 12, 13, 14, 15
- Forabilité très difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19, 20
- Forabilité extrêmement difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

D'après le tableau ci-dessus, on déduit que la forabilité du calcaire de la carrière de **Hamma Bouziane** est moyenne (classe 2, catégorie 8).

VI.3.3. Indice de tirabilité des roches :

La tirabilité est déterminée d'après la consommation spécifique étalon d'explosif, elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{\text{ét}} = 0,02 \times (\delta_c + \delta_t + \delta_{\text{dép}}) + 2Y; \text{ g/m}^3 \dots\dots\dots (\text{VI.7})$$

$$Q_{\text{ét}} = 0,02 \times (700 + 70 + 161) + 2 \times 2,6$$

$$Q_{\text{ét}} = 23,82; \text{ g/m}^3$$

Tab.VI.5, Classification des roches selon l'indice de tirabilité.

Degré de tirabilité des roches	$q_{\text{ét}}$	classe	Catégorie
- Tirabilité Facile	<10	1	1, 2, 3, 4, 5
- Tirabilité Moyenne	10,1÷20	2	6, 7, 8, 9, 10
- Tirabilité Difficile	20,1÷30	3	11, 12, 13, 14, 15
- Tirabilité Très Difficile	30,1÷40	4	16, 17, 18, 19, 20
- Tirabilité Extrêmement Difficile	40,1÷50	5	21, 22, 23, 24, 25

D'après le tableau ci-dessus, la tirabilité des roches de la carrière de **Hamma Bouziane** est difficile (classe 3, catégorie 12).

VI.4. Processus de forage :

Dans les processus miniers, le forage et les forages occupent l'une des premières places. Dans certains cas, lors de l'exploitation de roches dures, le forage représente jusqu'à 80 % des coûts de travail et d'exploitation.

Dans l'exploitation minière, le forage mécanique est rarement utilisé, le forage thermique est utilisé exclusivement pour les roches dures et à haute teneur en quartz.

VI.4.1. Choix du mode de forage. [24]

Le choix de la méthode de forage dépend de la mécanique et des propriétés mécaniques de la roche, de la profondeur à forer et de son diamètre

Tab.VI.6, Différents modes de forage.

Mode de forage	Diamètre des sondages (mm)	La profondeur max de forage(m)	Le coefficient de dureté
Rotatif	125	25	2÷7
	160	25	
	200	25	
Percutant	160	24	6÷10
	214÷243	32	6÷12
	190÷214	40	10÷14
	243÷269	40	12÷16
	320	40	
Roto percutant	105÷125	22	10÷16
	106	36	12÷18
	200	32	12÷18
Thermique	180	20	18÷20
	220	20	
	220	16	

Selon l'académicien **R. JEVESKY**, la sélection de l'indice de forage du mode de forage, basé sur la dureté et la masse volumique de la roche :

$$I_f = 0,007 \times (\delta_c + \delta_{\text{dép}}) + 0,7Y \dots \dots \dots \text{(VI.7)}$$

$$I_f = 7,847$$

Alors on choisit le mode de forage selon le tableau suivant :

Tab.VI.7, Mode de forage en fonction de la forabilité des roches.

Sondeuse	Diamètre du trou	Indice de forabilité
A molette	160	5÷10
	190÷243	7÷12
	243÷262	8÷14
Rotatif	125	1÷3
	160	1÷6
Roto percutante	105÷125	6÷15
	180	10÷25
	200	10÷25

Dans la carrière de **Djebel Salah**, la méthode de forage appropriée est la méthode de percussion rotative, et la méthode de forage est réalisée à l'aide d'un impacteur pneumatique. La sondeuse choisie est celle existant déjà à la carrière est **Atlas-Copco « flexi roc D50 »**.

Tab.VI.8,Caractéristiques techniques de la sondeuse (hydraulique) flexi ROC D50

Paramètres	Valeurs
Marque	Atlas-Copco.
Modèle	Flex ROC D50.
Domaine d'application	Carrière de calcaire, agrégat
Moteur	Diesel.
Type de forage	Incliné / vertical
Vitesse de déplacement	15 km/h
Type de mécanisme de translation	Chenille
Profondeur de forage maximum	45 m
Diamètre de trou	98 ÷ 152 mm
Longueur de la tige	5 m
Posé axial	20 KN
Puissance	287 KW
Angle de forage	75 ÷ 90 °
Vitesse de rotation	0 ÷ 200 tr /min
Poussé nominale	18 KN



Fig.VI.1, Sondeuse (hydraulique) flexi roc D50.

VI.5. Calcul de forage :

IV.5.1 vitesses de forage :

Se détermine par la formule :

$$V_f = \frac{35 \times p_{ax} \times \aleph}{D_f \times d_{out}} ; \text{ m/h.} \quad (\text{IV.8})$$

D'ou :

- p_{ax} : poussé axiale (pression) sur l'outile de forage (voir tableau IV-8).
- \aleph : vitesse de rotation de l'outile $\aleph = 60 \text{ tr/min.}$
- D_f : Indice de forabilité, $D_f = 7,847$.
- d_{out} : Diamètre de l'outil de forage ; $d_{out} = 120 \text{ mm.}$

Donc :

$$V_f = \frac{35 \times 0,02 \times 60}{7,847 \times 0,12} = 44,6 \text{ m/h.}$$

IV.5.2. Le rendement postier de la sondeuse :

Le rendement postier de la perceuse permettant de déterminer la probabilité technique de la machine dans une de ses équipes est déterminé comme suit :

$$R_s = \frac{t_p \times K_u}{\frac{1}{v_f} + \text{taux}} ; \text{ m/ poste} \quad (\text{IV.9})$$

Où :

- **t_p** : durée d'un poste de travail de la sondeuse, **t_p = 8h** .
- **K_u** : coefficient d'utilisation de la sondeuse, est estimé dans la période de stage pour la carrière de djebel Salah **K_u = 0,8**
- **Taux** : temps auxiliaire pour forer un mètre de trou, varie de **(0,03 ÷ 0,09 m/h)** est estimé dans la carrière de djebel Salah **Taux = 0,06 m/h**.

Donc :

$$R_s = \frac{8 \times 0,8}{\frac{1}{44,6} + 0,06} = 77,64 \text{ m/ poste.}$$

Et comme nous sommes déjà faits un stage pratique, on a calculé le rendement réel de la sondeuse d'où, elle fore 4 trous de **16,5** pendant le poste de travail donc :

$$R_s = 16,5 \times 4 = 64,4 \text{ m /poste.}$$

Alors on prend le rendement de la sondeuse **R_s = 64,4 m / poste**.

IV.6. Travaux de tir :

La fragmentation des roches par explosif est très courante dans les mines à ciel ouvert et constitue la principale méthode de préparation de la roche dure. La qualité de la préparation a une influence importante sur les indicateurs techniques et économiques du procédé et les principaux indicateurs de travail de l'entreprise minière.

Les travaux de forage et de tir à ciel ouvert doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches.
- L'obtention d'une plate-forme nette sans aucun obstacle empêchant le bon déroulement des travaux de chargement et autre.
- L'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales.

- Un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement et transport.
- La sécurité des travaux, des installations et de l'environnement.
- Des dépenses minimales.

Les dimensions maximales admissibles des blocs abattues se déterminent en fonction de la capacité de godet, de la chargeuse et des paramètres des installations.

Elles sont déterminées par les formules suivantes :

- **D'après la capacité du godet de la chargeuse (E) :**

$$d \leq 0,8 \sqrt[3]{E} \text{ m} \quad (\text{IV.10})$$

A **Hamma Bouziane**, le chargement est assuré par la chargeuse **CATERPILLAR** sur pneu dont la capacité de godet est $E=7,7 \text{ m}^3$

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{7,7} \text{ m} \quad (\text{IV.11})$$

$$d \leq 1,57 \text{ m}$$

- **D'après les dimensions d'ouverture du concasseur (b) :**

$$d \leq 0,8 \times b \text{ , m} \quad (\text{IV.12})$$

On utilise un concasseur giratoire dont l'ouverture est de **1,2 m**.

Donc :

$$d \leq 0,8 \times 1,2 \text{ , m}$$

$$d \leq 0,96 \text{ m}$$

- **D'après la capacité de la benne du camion (V_c) :**

$$d \leq 0,5 \times \sqrt{V_c} \text{ , m} \quad (\text{IV.13})$$

Le transport est assuré par des camions Caterpillar **MWH00218**, dont la capacité de la benne est de **(36,6 m³)**.

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{36,6}$$

$$d \leq 1,66 ; m$$

Remarque :

Les roches abattues ayant $d \leq 1$ m Peuvent être chargées, transportées et concassées et les roches ayant $d \geq 1$ m Sont considérées comme des roches hors gabarit.

IV.6. 1.Choix de l'explosif utilisé dans la carrière de Hamma Bouziane :

Dans la carrière de **Hamma Bouziane** l'explosif utilisé est l'**ANFOMIL** en vrac pour la charge principale, et **MARMANITE III** comme une charge d'amorçage.

Tab.IV.9, Caractéristiques des explosifs utilisés Dans la carrière de Hamma Bouziane.

Paramètres	MARMANIT III	ANFOMIL	Unité
- Nature	Poudre	Vrac granulaire livré dans des sacs de 25 kg	-
- Densité normale	1	0,9	g/cm ³
- Diamètre d'une cartouche	80	Vrac	mm
- Vitesse de détonation	4200	2500	m/s
- Poids d'explosif	2,5	25	Kg
- Longueur	50	Vrac	cm
- Résistance à l'eau	Moyenne	Faible	-
- Aptitude de travail	360	320	cm ³ /10g

IV.7. Calcul des paramètres des travaux de tir :

D'après la méthode de **LONGFOR** simplifié

IV.7.1. Le diamètre du trou (D_t) :

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

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

Dans la carrière de **Hamma Bouziane**, on utilise une sondeuse dotée d'un taillant de diamètre de foration **125 mm**.

IV.7.2. La banquette maximale :

La banquette maximale trouvée par la formule suivante :

$$B_{\max} = 1.36 \times \sqrt{\text{charge linéaire de pied}} \times R_1 \times R_2 \quad (\text{IV.14})$$

Où :

- R_1 et R_2 les coefficients de correction de la banquette.

$$R_1 = 0.95$$

et

$$R_2 = 1$$

- La charge linéaire de pied:

$$Cl_p = \frac{\pi}{4} \times D_t^2 \times \Delta; (\text{Kg/ m}^3) \quad (\text{IV.15})$$

Avec :

- D_t : diamètre de trou ; **m**.
- Δ : Densité de l'explosif de pied en [**kg/m**] (densité de marmatite = **1t/m³ = 1000kg/m³**).

Où :

- Δ_{Anf} : densité de l'ANFOMIL ; $\Delta_{\text{Anf}} = 0,9$; **g/cm³**
- Δ_{Mar} : densité de la MARMANITE III ; $\Delta_{\text{Mar}} = 1$; **g/cm³**

$$Cl_p = 0,785 \times (0,125)^2 \times 1000$$

$$Cl_p = 12.26 \text{ Kg/ m}^3$$

Alors:

$$B_{\max} = 1.36 \times \sqrt{(12.26)} \times 0.95 \times 1 = 4.52$$

IV.7.3. La profondeur de sur- forage :

La profondeur de sur- forage est donnée par la formule suivante :

$$L_{ex} = 0.3 \times B_{\max} \text{ (m)} \quad (\text{IV.16})$$

$$L_{ex} = 0.3 \times 4.52 = 1.305$$

Alors :

$$L_{ex} = 1.357\text{m}$$

IV.7.4. Longueur du trou(Ltr) :

Elle dépend essentiellement : de la hauteur du gradin, de l'inclinaison du trou et de la longueur d'excès de forage. Elle calculée par la formule suivante :

$$L_{tr} = 1.05(H_g + L_{ex}); \text{ (m)} \quad (\text{IV.17})$$

$$L_{tr} = 1.05(15 + 1.357) = 17.17$$

IV.7.5. Erreur de foration(E) :

L'erreur de foration est donnée par la formule suivante :

$$E = \frac{D_{tr}}{1000} + 0.03 \times L_{tr}. \quad (\text{IV.18})$$

$$E = \frac{0.125}{1000} + 0.03 \times 17.17$$

$$E = 0.51 \text{ m.}$$

IV.7.6. La Banquette pratique (B) :

La banquette pratique trouvée par la formule suivante :

$$B = B_{MAX} - E \quad (IV.19)$$

Alors :

$$B = 4.52 - 0.51 = 4.01\text{m}$$

IV.7.7.Espacement entre les trous (a) :

Cette distance dépend fortement de la résistance de la roche, de la nature de l'explosif utilisé et ainsi que de la fragmentation recherchée. Elle se détermine par la formule suivante :

$$a = 1.25 \times B ; (\text{m}) \quad (IV.20)$$

Alors :

$$a = 1.25 \times 4.01 ;$$

$$a = 5 \text{ m} ;$$

IV.7.8.La hauteur de la charge de pied (H_p) :

La zone qui assurée le cisaillement de la partie basse et son déplacement est définie par la formule suivante :

$$H_p = 1.3 \times B_{\max} ; (\text{m}) \quad (IV.21)$$

$$H_p = 1.3 \times 4.52$$

Alors :

$$H_p = 5.876 \text{ m}$$

IV.7.9.Charge de pied(Q_p) :

$$Q_p = H_p \times \text{La charge linéaire de pied} ; \text{kg} \quad (IV.22)$$

$$Q_p = 5.876 \times 12.26$$

Alors :

$$Q_p = 72.03 \text{ kg}$$

IV.7.10. Longueur de bourrage (L_b) :

Le bourrage a pour objectif d'éviter les projections et joue un rôle très important pour la conservation des gaz dans le trou de mine afin d'assurer une bonne fragmentation des roches. Il peut être disposé d'une manière continue ou discontinue. A la carrière de **Hamma Bouziane**, le matériau de bourrage est constitué d'argile.

La hauteur du bourrage est définie par la formule suivante :

$$L_b = B; \quad (m) \quad (IV.23)$$

Alors: $L_b = 4.01; \quad (m)$

IV.7.11. La hauteur de la charge de colonne ($H_{colonne}$) :

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$H_c = L_{tr} - (H_p + L_b); \quad (m) \quad (IV.24)$$

$$H_c = 17.17 - (5.876 + 4.01)$$

Alors: $H_c = 7.28; \quad (m)$

IV.7.12. Charge de colonne (Q_c) :donc

$$Q_{colonne} = H_c \times \text{La charge linéaire de colonne Amf III.} \quad (IV.25)$$

$$Clc = (0.4 : 0.6) Clp$$

$$Clc = (0.40) \times 12.26$$

$$Clc = 4.9; \quad \text{Kg/ m}^3$$

Donc :

$$Q_c = H_c \times Clc$$

$$Q_c = 7.28 \times 4.9$$

Alors: $Q_c = 35.7 \text{ kg}$

IV.7.13. Quantité d'explosif par trou (Q_{tr}) :

La charge totale par trou est charge de pied plus la charge de colonne.

$$Q_{tr} = Q_{pied} + Q_{colonne}; (Kg) \quad (IV.26)$$

$$Q_{tr} = 72.03 + 35.7$$

Alors:

$$Q_{tr} = 107.73 \text{ Kg}$$

IV.7.14. Volume des roches abattues par un trou tiré (V_{ab}) :

Il se détermine par la formule suivante :

$$V_{ab} = a \times B \times H_g ; m^3 \quad (IV.27)$$

$$V_{ab} = 5 \times 4.01 \times 15$$

$$V_{ab} = 300.75 ; m^3$$

IV.7.15. Consommation spécifique de l'explosif (Q) :

On entend par cette notion, la quantité d'explosif nécessaire pour fragmenter un bloc d'un mètre cube ou d'une tonne.

$$Q = \frac{Q_{tr}}{V_{ab}} \quad (IV.28)$$

$$Q = \frac{107.73}{300.75}$$

Alors

$$Q = 0.35 \text{ kg/m}^3$$

IV.7.16. Quantité d'explosif total dans un bloc (Q_t) :

La quantité d'explosif total dans un bloc est définie par la formule suivante :

$$Q_t = Q \times \frac{P_{an}}{N_{int} \times N_m \times \rho} \quad (IV.29)$$

$$Q_t = 0.35 \times \frac{1200000}{4 \times 12 \times 2.6}$$

$$Q_t = 3444.27$$

Où :

- **Pan** : La production annuelle (**1200000 tonne/an**)
- ρ : la masse volumique, (**2.6 t/m³**) ;
- **N_{int}**: Nombre de tir par mois, (**4 tirs par mois**)
- **N_m**: des mois ouvrables par an, (**12mois**)

IV.7.17. Nombre de trous dans un bloc (N_{tr}) :

$$N_{tr} = \frac{Q_t}{Q_{tr}} \text{(IV.30)}$$

$$N_{tr} = \frac{3444.27}{107.73}$$

$$N_{tr} = 32 \text{ Trou.}$$

IV.7.18. Langueur totale de foration (L_f) :

$$L_f = N_{tr} \times L_{tr} ; m \quad \text{(IV.30)}$$

$$L_f = 32 \times 17.17$$

$$L_f = 548,3 \text{ m}$$

IV.7.19. Hauteur du tas de roches abattues (H_t) :

- $H_t = (0,5 \div 0,8) \times H_g ; m$ (lors d'une rangée).
- $H_t = (0,7 \div 1,05) \times H_g ; m$ (lors de plusieurs rangées).
- $H_t = 0,87 \times 15$.
- $H_t = 13.12$.

Tab.IV.10, Comparaison entre les paramètres de tir existants et les paramètres calculées.

Paramètres	Symbol es	Unités	Valeurs	
			Existants	Calculée s
- Diamètre du trou	D_{tr}	mm	125	125
- Hauteur du gradin	H_g	m	15	15
- Inclinaison du trou	β	degré	90	90
- Poids volumique des roches	γ	tonne/m ³	2.60	2.6
- Consommation spécifique de l'explosif	q	Kg/m ³	0.45	0.35
- Longueur de sous foration	L_{ex}	m	1	1.357
- Longueur du trou	L_{tr}	m	16	17.17
- Capacité métrique du trou	P	Kg/m	9.16	9.16
- Longueur de bourrage	L_b	m	3.5	4.01
- Espacement	a	m	4	5
- Banquette	b	m	4	4.01
- Longueur de la charge de pied	L_p	m	4.5	5.87
- Longueur de la charge de colonne	L_c	m	7	7.28
- Quantité d'explosif dans un trou	Q	Kg /trou	110	107.73
- Volume des roches à abattre par un trou	V_{tr}	m ³	240	300.75
- Nombre des trous dans bloc	N_{tr}	trou	39	32
- Quantité d'explosif totale	Q_{tot}	Kg	4326.92	3444.25

IV.8. Analyse de la fragmentation des roches dans les conditions de la carrière de Hamma Bouziane en utilisant le modèle de Kuz-Ram :

IV.8.1. Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram :

Les étapes de fonctionnement du programme sont :

- L'introduction des caractéristiques des roches étudiées (densité, module de Yong et la résistance à la compression).
- L'introduction des paramètres des discontinuités du massif.
- L'introduction des caractéristiques des explosifs utilisés pour l'abattage des roches étudiés.
- L'introduction des valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition du plan de tir.
- Le programme fait le calcul des pourcentages des différentes catégories des fragments (fines, moyennes et hors gabarits).
- Les résultats seront obtenus sous forme d'un graphe dont il sera interprété.

IV.8.2. Données à introduire

IV.8.2.1. Propriétés des roches intactes

- Type de la roche : calcaire.
- La masse spécifique de la roche (masse volumique) : 2.65 t/m^3 .
- Module d'élasticité $E = 40 \text{ GPa}$.
- Résistance à la compression 700 Kg/cm^2 .

IV.8.2.2 Propriétés des explosifs

- La densité d'explosif de l'Anfomil est de 0.9 g/cm^3
- La densité du Marmanit III est de $\gamma_{\text{Marmanit III r}} = 1 \text{ g/cm}^3$

Donc
$$\gamma_{\text{esp}} = 20\% \times 1 + 80\% \times 0.9 = 0.9 \text{ g/cm}^3.$$

- **RWS** : 92%
- Vitesse nominale **VOD_n** :

$$\mathbf{VOD}_{\text{Anfomil}} = 3000 \text{ m/sec}$$

$$\mathbf{VOD}_{\text{Marmanit III}} = 6500 \text{ m/sec pour un diamètre de foration de } 125 \text{ mm.}$$

Donc :

$$\mathbf{VOD}_{\text{exp}} = (\mathbf{VOD}_{\text{Anfomil}} \times 75 + \mathbf{VOD}_{\text{Marmanite III}}) / 100 \times 25$$

$$\mathbf{VOD}_{\text{exp}} = (3000 \times 75 + 6500 \times 25) / 100 = 3800 \text{ m/s.}$$

- Vitesse effective

$$\mathbf{VOD}_e = \mathbf{VOD}_{\text{exp}} = 3800 \text{ m/s.}$$

IV.8.2.3 Conception de plan de tir

On a choisi la méthode de LONGFOR pour calculer les paramètres de tir.

- **Paramètres de cible de fragmentation**
 - Trop grand : 1m.
 - Optimum : 0.4 m.
 - Trop petit : la taille minimale adéquate est de : mins=0.01m.

IV.8.2.4 Equation de Tidam

$$\mathbf{E} = [\mathbf{VOD}_e / \mathbf{VOD}_n]^2 \mathbf{RWS}. \quad (\text{IV.32})$$

$$\mathbf{E} = 0.54.$$

IV.8.2.5 Equation de Kuznetsov

$$\mathbf{X}_{\text{moy}} = \mathbf{A} * \mathbf{K}^{-0.8} * \mathbf{Q}_e^{1.67} (155/\mathbf{E})^{0.633} \quad (\text{IV.33})$$

$$\mathbf{X}_{\text{moy}} = 37 \text{ cm.}$$

Avec :

\mathbf{X}_{moy} : taille moyenne de matériau (cm).

IV.8.2.6. Equation de Rosin-Rammler

$$\mathbf{Y} = 100 [1 - e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n}] \quad (\text{IV.34})$$

- ✓ **La taille caractéristique**

$$\mathbf{X}_c = \mathbf{X}_{\text{moy}} / (0.693). \quad (\text{IV.35})$$

$$\mathbf{X}_c = 0.39 \text{ cm.}$$

✓ L'uniformité

$$n = [2.2 - 14 (B/D)] [0.5 (1 + S/B)] [1-Z/B] [0.1 + (Lb - Lt) / L] [L/H] P. \quad (IV.36)$$

$$n = 1.34$$

Donc :

$$Y = 100 \left[1 - e^{-\left(\frac{x}{0.39}\right)^{1.34}} \right]$$

IV.8.3. Résultats d'abattage en utilisant le modèle de Kuz-Ram :

IV.8.3.1. Résultats d'abattage en utilisant les des paramètres du plan calculé

La simulation des paramètres du plan de tir calculé de la carrière de **Hamma Bouziane** avec le modèle de **Kuz-Ram** est présentée sur l'annexe 1.

Les résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir calculé sont représentés dans le tableau suivant :

Tab.IV.11, Les résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir calculé

Ouverture du tamis (m)	Résultats d'abattage plan calculé
0	0.0%
0.05	2.5%
0.1	9.7%
0.15	20.5%
0.2	33.5%
0.25	47.2%
0.3	60.2%
0.35	71.5%
0.4	80.6%
0.45	87.5%
0.5	92.3%
0.55	95.5%
0.6	97.5%
0.65	98.7%
0.7	99.3%
0.75	99.7%
0.8	99.9%
0.85	99.9%
0.9	100.0%
0.95	100.0%
1.0	100.0%
1.05	100.0%
1.1	100.0%
Pourcentage des hors gabarit	0%

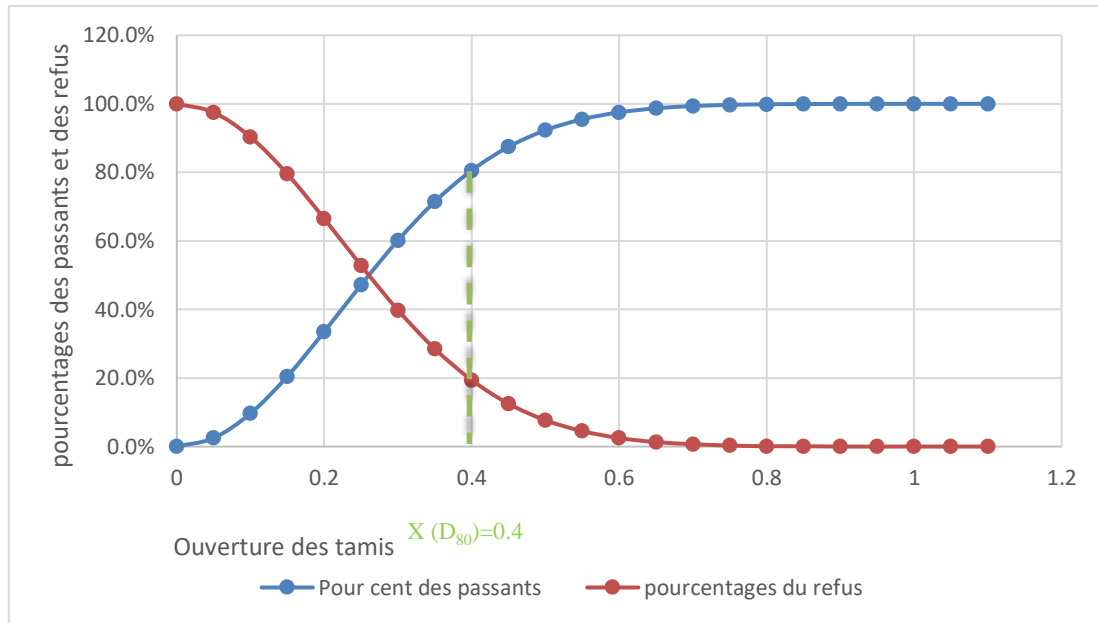


Fig.IV.2, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir calculé.

IV.8.3.2. Résultats d'abattage en utilisant les des paramètres du plan existant :

La simulation des paramètres du plan de tir existant dans les conditions de la carrière de **Hamma Bouziane** avec le modèle de **Kuz-Ram** est présentée sur l'annexe 1.

Les résultats d'abattage obtenus par les paramètres de tir existants sont représentés dans le tableau suivant :

Tab.IV.12, Pourcentages des passants pour les paramètres du plan existant.

Ouverture du tamis (m)	Résultats d'abattage plan existant
0	0.0%
0.05	3.9%
0.1	9.9%
0.15	16.6%
0.2	23.7%
0.25	30.8%
0.3	37.7%
0.35	44.3%
0.4	50.5%
0.45	56.3%
0.5	61.6%
0.55	66.4%
0.6	70.8%
0.65	74.7%
0.7	78.2%

0.75	81.2%
0.8	84.0%
0.85	86.3%
0.9	88.4%
0.95	90.2%
1.0	91.7%
1.05	93.0%
1.1	94.2%
Pourcentage des hors gabarit	8.3%

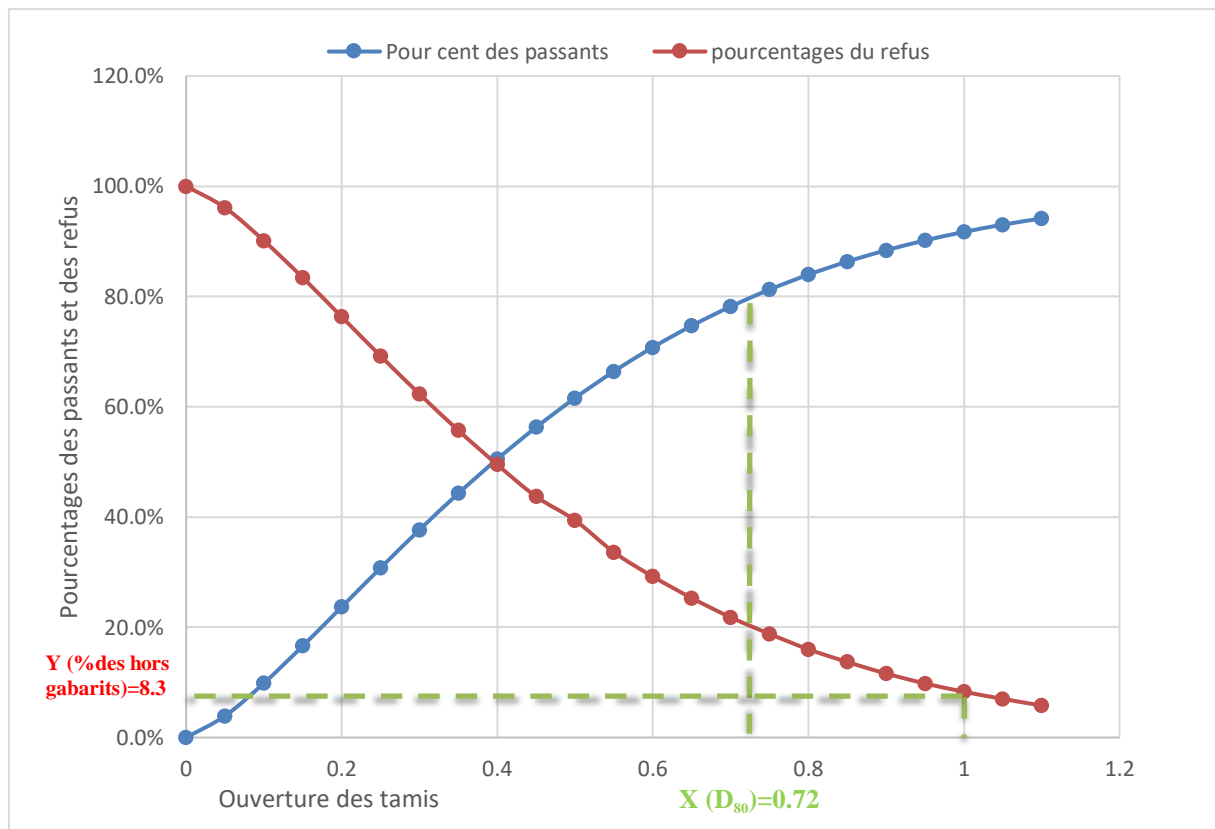


Fig.IV.3, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir existant

IV.8.3.3. Interprétation des résultats :

D'après les résultats des tableaux (IV.12 et) et la figure (IV.3), on constate que :

- Le **D80** obtenu pour les valeurs du plan de tir existants au niveau de la carrière est : **0.72** et obtenu avec un diamètre **125 mm**, et une maille de forme carrée (**P=1**).
- Le taux des hors gabarits obtenu pour les valeurs du plan de tir existants au niveau de la carrière est : **8.3 %**

Par contre ,et d'après les résultats des tableaux (IV.11 et) et la figure (IV.2) obtenu on constate que :

- Avec un diamètre 125 mm, et une maille en quinconce. ($P=1.25$), le D_{80} obtenu pour les valeurs du plan de tir calculé au niveau de la carrière 0.4 (m) est inférieur à la valeur trouvée pour le plan existant 0.72 (m) .
- Le taux des hors gabarits obtenu pour les valeurs du plan de tir calculé au niveau de la carrière 0 % est inférieur à la valeur trouvée pour le plan existant

IV.9. Analyse de la fragmentation des roches dans les conditions de la carrière de Hamma Bouziane en utilisant le logiciel split desktop 2.0 :

IV.9.1. Définition du logiciel

Split desktop est un logiciel de traitement numérique d'image, c'est le résultat de plus de neuf années de recherche et développement à l'Université de l'Arizona au début des années 90.

Split-Desktop est un logiciel protégé par le conseil d'administration de l'Arizona Responsables et exclusivement sous licence pour le développement ultérieur et Marketing à Split Engineering, avec des éléments et des données de recherche du Centre de recherche minérale Julius Kruttschnitt de Brisbane, Queensland, Australie.

IV.9.2. Les étapes de fonctionnement du logiciel

Le logiciel Split-Desktop dispose de cinq étapes progressives pour analyser chaque image :

- La première étape du programme permet de déterminer l'échelle pour chaque image .
- La deuxième étape effectue la délimitation automatique des fragments dans chacune des images qui sont traitées.
- La troisième étape permet l'édition des fragments délimités pour assurer des résultats précis.
- La quatrième étape implique le calcul de la distribution de taille basée sur les fragments délimités.
- Enfin, la cinquième étape concerne la représentation graphique et sorties pour afficher les résultats de la distribution de taille.

La procédure détaillée du fonctionnement du logiciel split desktop est représentée sur l'annexe 2 .

IV.9.3. Avantages du logiciel split desktop 2.0 par rapport aux autres programmes

La différence entre ce logiciel et d'autres programmes d'analyse d'image réside dans les fonctionnalités qui facilitent son utilisation et réduisent considérablement certaines erreurs.

Certains des avantages de ce logiciel sont les suivants :

- Possibilité d'appliquer trois corps d'échelle sur l'image ;
- Possibilité de travailler avec des extensions communes et diverses pour les images numériques telles que Tiff, JPG et bmp ;
- Possibilité d'exporter les résultats finaux vers Excel et d'effectuer d'autres analyses sur les résultats en utilisant une touche de raccourci dans le logiciel.

IV.9.4. Les exigences des images admissibles par le logiciel

Les images utilisées dans ce logiciel doivent répondre aux exigences suivantes :

- La méthode d'imagerie devrait être pratiquement la même pour tous les échantillons.
- Les images doivent couvrir toute la gamme du spectre dimensionnel des fragments (y compris les fragments de taille importante à fine).
- Les images doivent être obtenues de manière à ce qu'elles ne présentent aucune ombre et bénéficient d'un éclairage uniforme.
- Au moment de l'imagerie, le repère doit être placé aussi normalement que possible dans la masse rocheuse fragmentée.

A l'aide du logiciel split desktop, on a réalisé un traitement d'images. Les résultats sont obtenus sous forme de graphes pour les trois cas :

- **Cas de premier tir :**

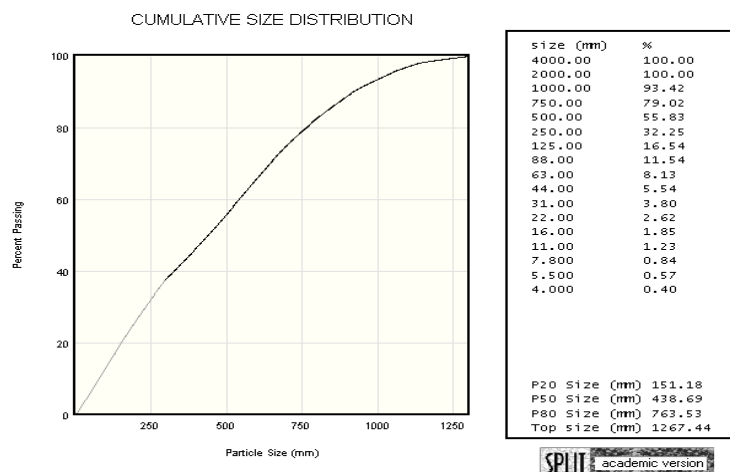


Fig.IV.4, Courbe granulométrique de premier tir.

• Cas de deuxième tir :

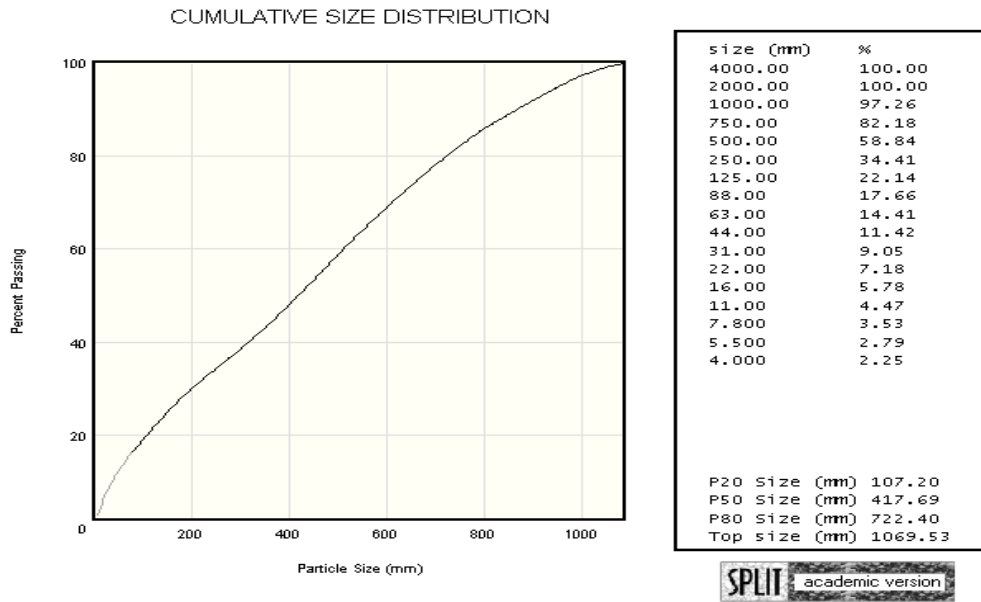


Fig.IV.5, Courbe granulométrique de deuxième tir.

• Cas de troisième tir :

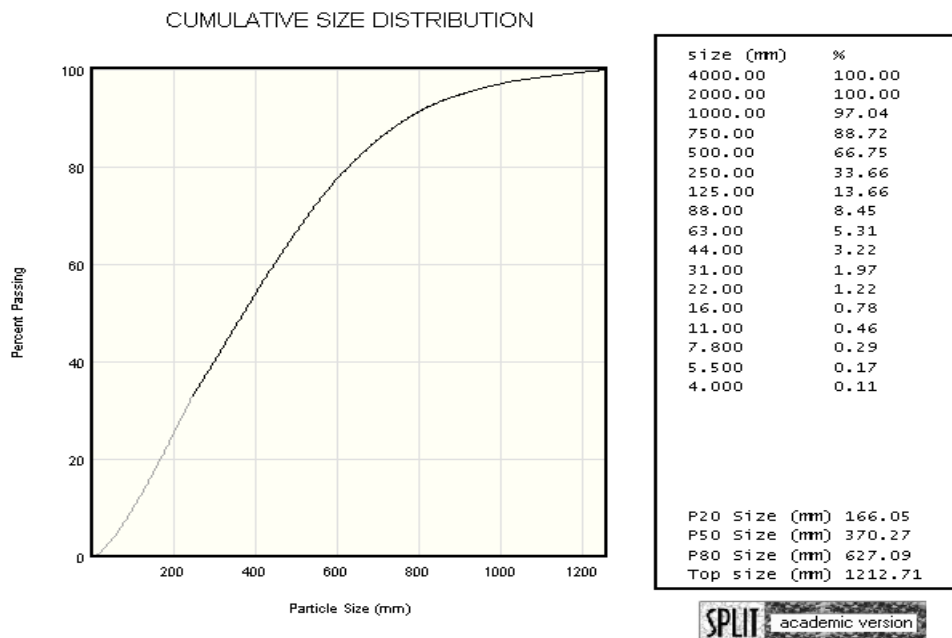


Fig.IV.6, Courbe granulométrique de troisième tir.

IV.9.5. Evaluation de la qualité des tirs

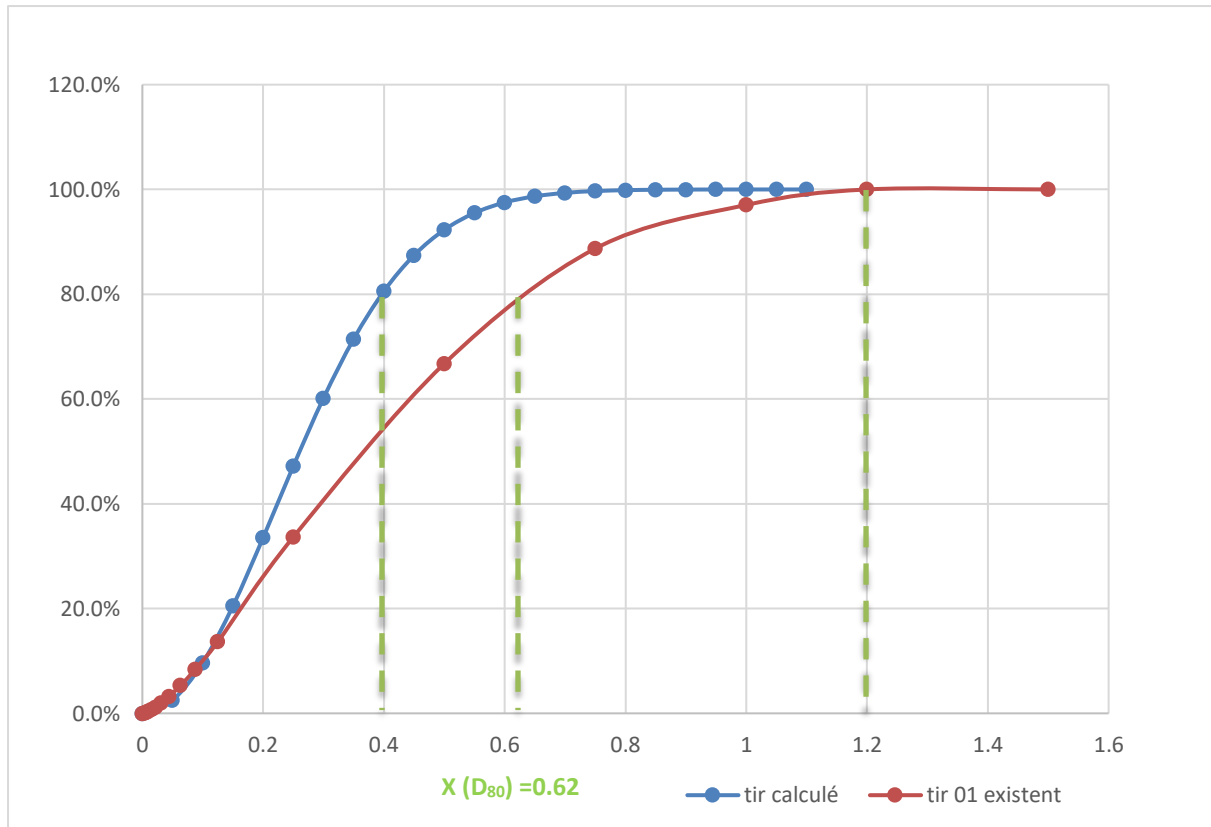
IV.9.5.1 Cas de premier tir $D_{80} = 0.62$ 

Fig.IV.7, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir N 01 existante avec split desktop 2.0.

- **Interprétation des résultats**

Ce tir a un $D_{80} = 62 \text{ cm}$ qui est une valeur t grande par rapport à la valeur désignée par la carrière de Djebel Saleh.

Les fragments les plus grands au niveau de ce tir ont une taille de 1.2 m qui est une valeur qui dépasse énormément la valeur désignée par la carrière (1m).

IV.9.5.2 Cas de deuxième tir $D_{80} = 0.76$

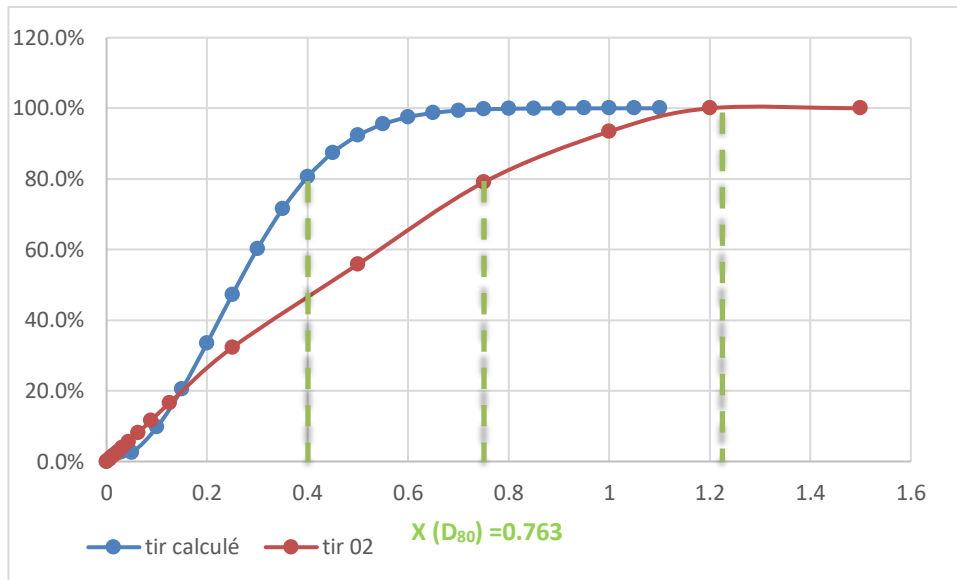


Fig.IV.8, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir N 02 existant avec split desktop 2.0.

• **Interprétation des résultats**

Ce tir a un $D_{80} = 76.35 \text{ cm}$ qui est une valeur très grande par rapport à la valeur désignée par la carrière de Djebel Saleh.

Les fragments les plus grands au niveau de ce tir ont une taille de 1.24m qui est une valeur qui dépasse énormément la valeur désignée par la carrière (1m).

IV.9.5.3 Cas de troisième tir $D_{80} = 0.72$

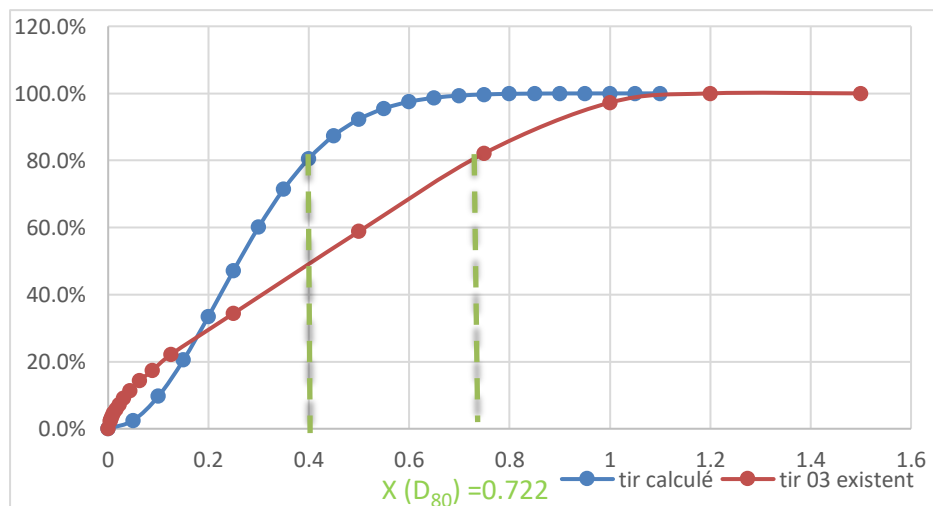


Fig.IV.9, Courbe granulométrique des résultats d'abattage du plan de tir N 03 existante avec split desktop 2.0.

- **Interprétation des résultats**

Ce tir a un $D_{80}=72.24$ cm qui est une valeur très grande par rapport à la valeur désignée par la carrière de Djebel Saleh.

Les fragments les plus grands au niveau de ce tir ont une taille de **1.15m** qui est une valeur qui dépasse énormément la valeur désignée par la carrière (1m).

IV.9.6. Comparaison entre le résultat

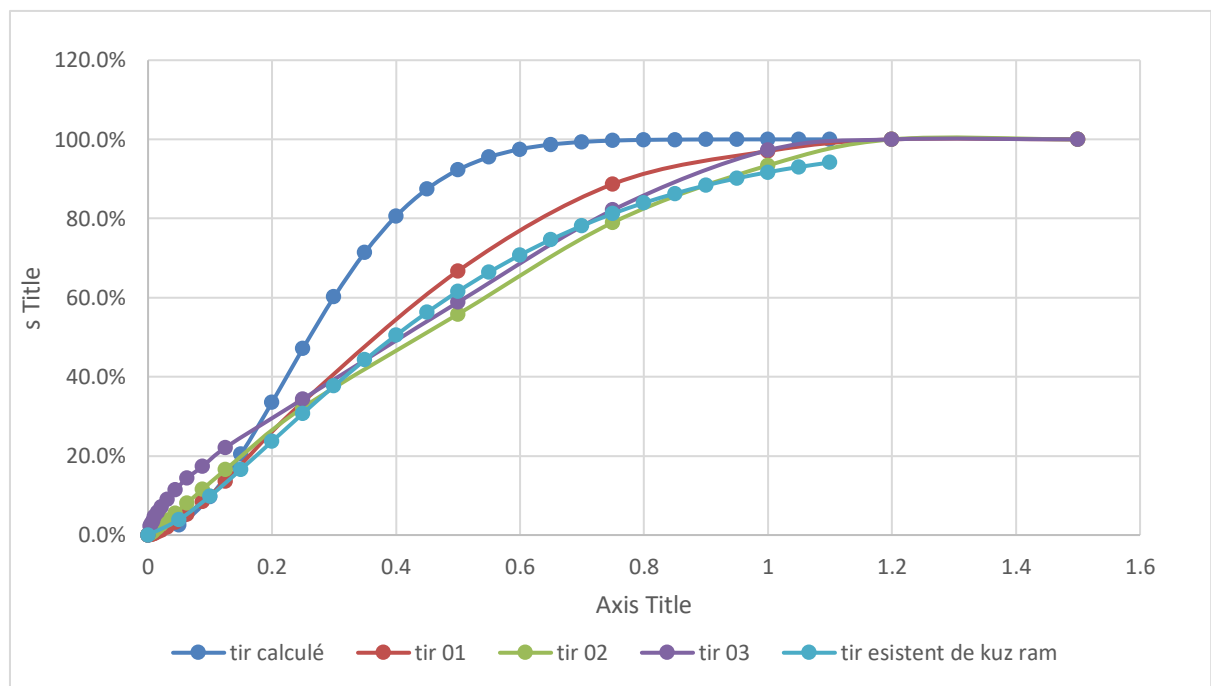


Fig.IV.10, Comparaison entre le résultat d'abattage par les paramètres existants et les paramètres calculés.

- **Interprétation des résultats**

L'ensemble de toutes les photos analysées nous donne un taux plus au moins précis du pourcentage des hors gabarits dans le tas, ce qui est la particularité de ce logiciel par rapport au modèle de Kuz-Ram.

Le D_{80} indiqué par l'analyse numérique du tas abattu pour les 3 tirs confirme les résultats obtenus avec le modèle de **Kuz-Ram** mais avec une précision plus grande.

IV.10. Proposition d'un nouveau plan de tir :

Dans le but d'améliorer la qualité de la fragmentation des roches au niveau de la carrière de **Hamma Bouziane**, et après l'étude de tous les paramètres et faire les calculs convenables.

Concernant les paramètres d'explosif : nous avons déterminé la charge par trou qui est de l'ordre de 107.73 kg. Par contre la quantité de charge utilisée dans la carrière qui est de 110 kg, ce qui permet une **diminution** de la consommation spécifique d'explosif « PF » calculée (PF=0.45 kg/t) qui dépend aussi de la banquette, l'espacement, la hauteur du gradin et de la densité de la roche. Par contre dans la carrière la valeur de « PF » est de 0.41 kg/tonne .

Donc, on doit changer le plan de tir exécuté actuellement au niveau de la carrière de Djebel Saleh par le plan de tir qu'on a calculé à l'aide de la méthode **LONGFOR** simplifier .

Le tableau suivant rassemble l'ensemble des Paramètres du plan de tir proposé.

Tab.IV.13, Paramètres du plan de tir proposé.

Paramètres	Symboles	Unités	valeurs
- Diamètre du trou	Dtr	mm	125
- Hauteur du gradin	Hg	m	15
- Inclinaison du trou	β	degré	85
- Longueur du trou	Ltr	m	17.17
- Longueur d'excès de forage	Lex	m	1.357
- Longueur de la charge	Lch	m	13.15
- Longueur de bourrage	Lb	m	4.01
- Banquette	B	m	4.01
- Espacement	a	m	5
- Consommation spécifique	q	(Kg/m ³)	0.35
- Quantité d'explosif dans un trou	Q	(Kg /trou)	107.76

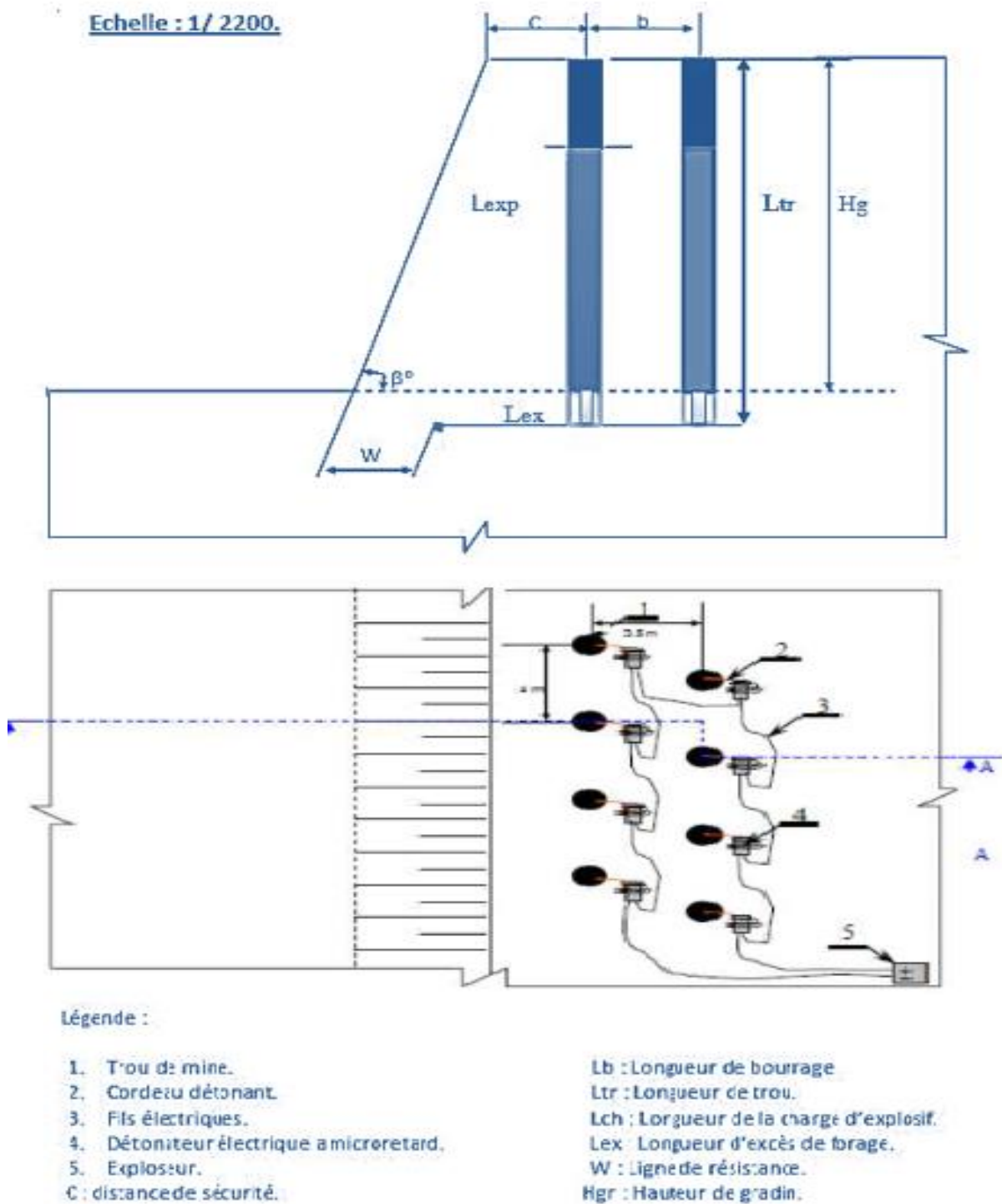


Fig.IV.11, Schéma du plan de tir proposé.

CONCLUSION

Dans ce chapitre nous avons utilisé le modèle de prédiction de **KUZ-RAM** et de logiciel split desktop 2.0 pour étudier tous les paramètres de tir qui peuvent influencer la qualité de la fragmentation des roches pour qu'on puisse élaborer un plan de tir rationnel assurant un taux réduit des blocs hors gabarits et augmenter le taux des roches abatées à une dimension inférieure ou égale 40 cm , c'est-à-dire une bonne fragmentation des roches .

- L'analyse numérique des images du tas avec le logiciel split desktop 2.0 confirme les résultats obtenus avec le modèle de **Kuz-Ram**, la particularité de ce logiciel étant la simulation détaillée de toutes les fractions du tas (fines, moyennes et grossières).
- La comparaison entre les résultats obtenus avec le plan de tir existant est celui proposé à confirmer notre prédiction, en améliorant la qualité de la fragmentation avec un pourcentage très acceptable ce qui va engendrer un meilleur déroulement de tous les processus technologiques.

CONCLUSION GENERALE

L'abattage est l'une des parties inséparables des activités minières dont l'un de ces résultats importants est la fragmentation des roches. La qualité de cette dernière influe directement sur tous les processus technologiques du chargement jusqu'à la préparation mécanique.

L'amélioration de la qualité de la fragmentation passe par l'étude de l'ensemble des facteurs qui influent sur ce paramètre, dont l'ingénieur minier est censé de les étudier.

L'objectif de ce travail de recherche est de développer une méthodologie prédictive de la fragmentation des tirs à l'explosif en ciel ouvert. Cet objectif est atteint avec l'application des méthodes classiques telles que le modèle de **Kuz-Ram**, et les méthodes développées basées sur l'analyse numériques des images des roches tel que le logiciel **split desktop**. L'ensemble de ces méthodes permettent l'analyse et la prédiction de la fragmentation des roches pour les conditions de la carrière de Hamma Bouziane.

D'après les résultats trouvés, on recommande l'actualisation de plan de tir au niveau de la carrière de Djebel Saleh en calculant les paramètres de tir par les méthodes utilisées actuellement dans l'industrie minière (la méthode de Longfor simplifiée par exemple) en prenant en considération la forme de maille quinconce.

Références bibliographiques

[1] : Livre de fragmentation des roches Ecole des Mines de DOUAI Formation TIM Extraits
Support de cours

[2] : Livre : Exploitation des carrières V.KOVALENKO et d'autres

[3] : Ceficem, Le forage des roches, Ecole des Mines de DOUAI.

[4] : SME. Surface mining, 2nd édition, p 513,p516, p521;

[5] : Ecile Coulombez. ANALYSE ET OPTIMISATION DES PRATIQUES D'ABATTAGE
A L'EXPLOSIF DANS UNE CARRI_ERE DE GRANULATS. 2007. <hal-00595332

[6] : S_ebastien Grange. Exp_erimentation et mod_elisation de l'endommagement sous
chargements dynamiques de deux roches calcaires. Materials. Ecole normale supérieure de
Cachan – ENS Cachan, 2007. French. <tel-00505334>

[7] : L'explosif Onex

[8] : Guide pratique pour l'utilisation des explosifs. Article

[9] : M. NEFIS, 2010. « Modèle d'un plan de tir », Mémoire magister en mines, université
BADJI Mokhtar Annaba.

[10] : K. MENACER, 2011, « Influences des discontinuités et de l'emplacement du
détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf Amar
M'SILA) », Mémoire magister, Université Badji Mokhtar Annaba.

[11] : M.FREDJ, 2012, « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de
calcaire (Chouf Amar M'SILA) ».Mémoire magister, Université BADJI Mokhtar Annaba.

[12] : K.GHARBI, 2007, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie : Un enjeu capital pour
un haut rendement minier », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale
polytechnique Alger.

[13] : F.LOUNIS, 2007, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef
Batha (Tissemsilt) »,Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechnique Alger.

[14] : S. BERDOUDI 2007 « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes », Thèse doctorat en mines, université BADJI Mokhtar Annaba.

[15] : Cunningham C.V.B, 2005, The Kuz-Ram fragmentation model, 20 years on. In Proceedings of the fourth European Federation of Explosive Engineers (EFEE) Conference, pages 201- 210.

[16] : « Documentation interne de la carrière de Djebel Saleh » Rapport de stage.

[17] : DJ. BOUDJELLAL Y. BENNOUH , 2015, « ouverture des gisements a relief montagneux par demitranches à flanc de coteau (cas de HADJAR SOUD) » Mémoire Master Université TEBESSA.

[18] : « Documentation interne de la carrière de Djebel Saleh » Méthodes d'exploitations et d'ouverture.

[19] : D. DJARFOUR, 2006, « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar - Ain Smar - W. Constantine » Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechniques Alger.

[20] : R. BOULIFA, 2014, « Optimisation du plan de tir de la carrière ENG Unité Si – Mustapha » Mémoire grade ingénieur d'état, Ecole nationale polytechnique Alger.

[21] : « Documentation interne de la carrière de Djebel Mohar »

[22] : Rosin P., Rammler E, 1933, the laws governing neeness of powdered coal. In J. Inst. Fuel, volume 7 (31), pages 29-36.

[23] : M. BENZAOUI, 2012, « Amélioration des rendements de l'exploitation du gisement de calcaire de Djebel GUSTAR (ALGRAN Sétif) par adaptation d'un plan de tir à la blocométrie », Mémoire de grade ingénieur d'état, Ecole polytechnique Alger.

[24] : V. RJEVESKY 1978, « Processus des travaux miniers à ciel ouvert ». NEDRA, Moscou.

[25] : Belhous Merzouk, 2016, « Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches, cas de la carrière d'Ain el Kebira w de Sétif », Mémoire de fin d'études, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.

[26] : Langefors U. and Kihlström H., 1963, the Modern Technique of Rock Blasting. John Wiley & Sons Inc.

[27] : Mouloud Nefis, 2010, « Modèle d'un plan de tir », Mémoire de Magister, Université de Badji Mokhtar Annaba.

[28] : Kheris adel, Zemamouch selma, 2013, « Etude et analyse des processus technologiques dans les conditions de la carrière de Ain El-Kebira», Mémoire de fin d'études, Université Badji Mokhtar de Annaba.

[29] : U.S. Bureau of Reclamation, 2001, Engineering Geology Field Manual.

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

[31] : Cécile Coulombe, 2007, « analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats », HAL-mines-paris Tech. Archives-ouvertes.

[32]: Rustin A, 1990, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, third Int Sympo on Rock Fragmentation by Blasting, Brisbane, pp. 303-310.

[33] : Belhous Merzouk, 2016, « Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches, cas de la carrière d'Ain el Kebira w de Sétif », Mémoire de fin d'études, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.

[34]: Persson P.-A., Holmberg R. and Lee J, 1994, Rock Blasting and Explosives Engineering, chapter 6. Principles of Charge Calculation for Surface Blasting, pages 184-185. CRC Press.

Annexe 1 : résultats du Kuzram du plan de tir existant dans la Carrière Hamma Bouziane

Conception Plan de Tir	
Décalé ou Carré	1
Diamètre de Trou	125 mm
Longueur de Charge	12 m
Banquette (Burden)	4 m
Espacement (Spacing)	4 m
Déviatoin de Forage (SD)	0,1 m
Hauteur de Gradin	15 m
Direction de Pendage de la Face	0 deg
Consom. Spécif. (Powder Factor)	0,41 kg/tonne
Densité de chargement	0,60 kg/m ³
Masse de la charge par trou	100,00 kg/trou

Blastability Index	7,6
Average Size of Material	40 cm
Uniformity Exponent	1,38
Characteristic Size	0,52 m

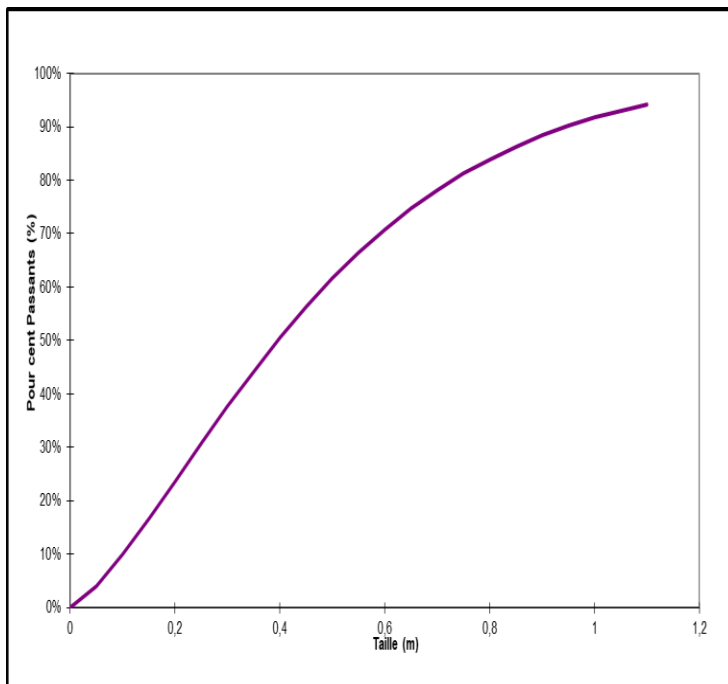
Paramètres de cible de fragmentation	
Trop grand	1 m
Optimum	0,4 m
Trop petit	0,01 m

Explosifs	
Densité	0,98 SG
RWS	80% (% ANFO)
Vitesse Nominale VOD	4600 m/s
Vitesse Effective VOD	3800 m/s
Energie d'Explosif (Strength)	0,54252363

Fragmentation prévue	
Pour cent trop grand	8,3% m
Pour cent dans les limites	91,3% m
Pour cent trop petits	0,4% m

Propriétés des roches intactes	
Facteur de Roche	
Type de Roche	calcaire
Masse spécifique de Roche	2,6 SG
Module d'Elasticité	50 GPa
Résistance Compression	70 MPa

Fissuration (Jointing)	
Espacement	0,8 m
Pendage	85 deg
Direction de Pendage	0 deg
Bloc In-situ	1,5 m



pourcentages du refus	Pour cent des passants	Taille (m)
100%	0,0%	0
96%	3,9%	0,05
90,10%	9,9%	0,10
83,40%	16,6%	0,15
76,30%	23,7%	0,20
69,20%	30,8%	0,25
62,30%	37,7%	0,30
56%	44,3%	0,35
49,50%	50,5%	0,40
43,70%	56,3%	0,45
39,40%	61,6%	0,50
33,60%	66,4%	0,55
29,20%	70,8%	0,60
25,30%	74,7%	0,65
21,80%	78,2%	0,70
18,80%	81,2%	0,75
16,00%	84,0%	0,80
13,70%	86,3%	0,85
11,60%	88,4%	0,90
9,80%	90,2%	0,95
8,30%	91,7%	1,00
7,00%	93,0%	1,05
5,80%	94,2%	1,10

résultats du Kuzram du plan de tir calculé dans la Carrière Hamma Bouziane

Propriétés des roches intactes	
Facteur de Roche	
Type de Roche	calcaire
Masse spécifique de Roche	2,6 SG
Module d'Elasticité	50 GPa
Résistance Compression	70 MPa

Fissuration (Jointing)	
Espacement	0,8 m
Pendage	85 deg
Direction de Pendage	0 deg
Bloc In-situ	1 m

Conception Plan de Tir	
Décalé ou Carré	1,25
Diamètre de Trou	125 mm
Longueur de Charge	13,15 m
Banquette (Burden)	4 m
Espacement (Spacing)	5 m
Déviaton de Forage (SD)	0,1 m
Hauteur de Gradin	15 m
Direction de Pendage de la Face	0 deg
Consom. Spécif. (Powder Factor)	0,35 kg/tonne
Densité de chargement	0,53 kg/m ³
Masse de la charge par trou	107,76 kg/trou

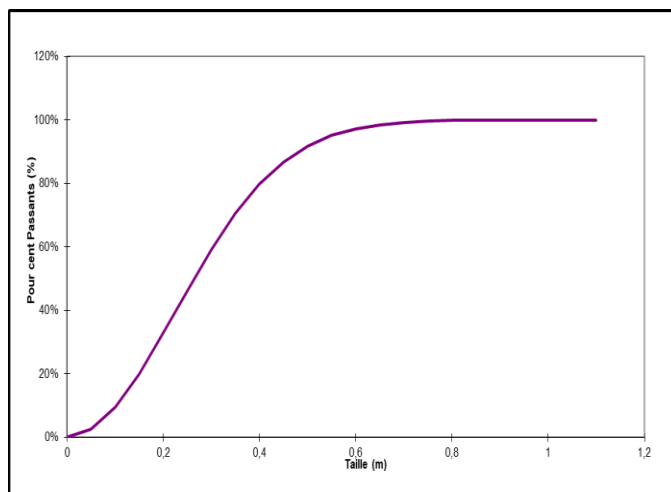
Paramètres de cible de fragmentation	
Trop grand	1 m
Optimum	0,4 m
Trop petit	0,01 m

Fragmentation prévue	
Pour cent trop grand	0,0% m
Pour cent dans les limites	99,9% m
Pour cent trop petits	0,1% m

Blastability Index	7,3
Average Size of Material	26 cm
Uniformity Exponent	2,00
Characteristic Size	0,32 m

Explosifs	
Densité	0,98 SG
RWS	80% (% ANFO)
Vitesse Nominale VOD	4600 m/s
Vitesse Effective VOD	3800 m/s
Energie d'Explosif (Strength)	0,54252363

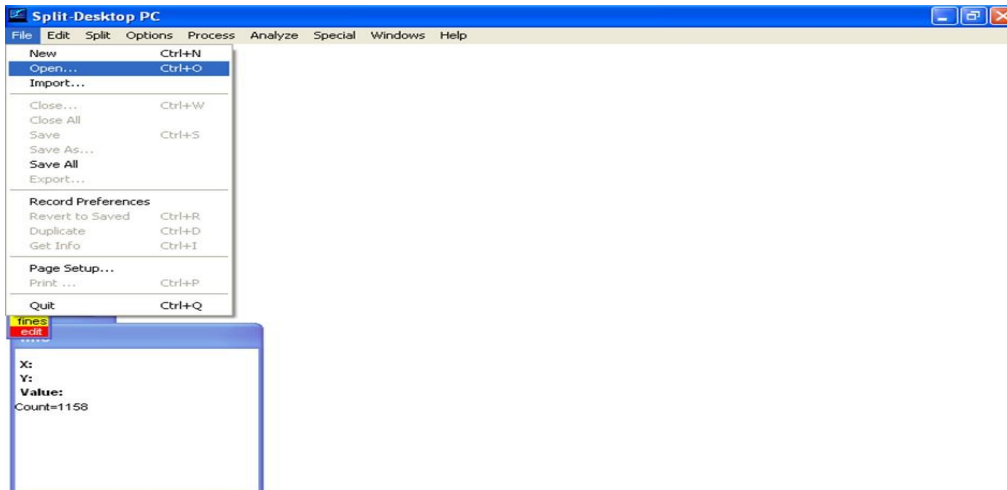
Pour cent des passants	Taille (m)
0,0%	0
2,4%	0,05
9,5%	0,10
20,1%	0,15
32,9%	0,20
46,4%	0,25
59,3%	0,30
70,6%	0,35
79,8%	0,40
86,8%	0,45
91,8%	0,50
95,2%	0,55
97,3%	0,60
98,5%	0,65
99,3%	0,70
99,6%	0,75
99,8%	0,80
99,9%	0,85
100,0%	0,90
100,0%	0,95
100,0%	1,00
100,0%	1,05
100,0%	1,10



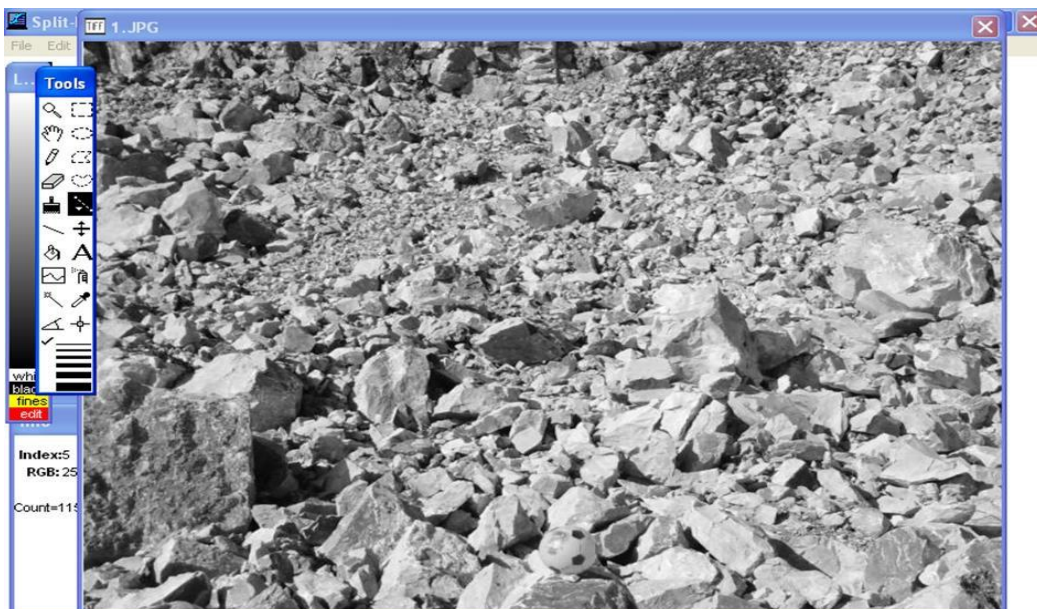
Annexe 2

Détermination de la distribution granulométrique à l'aide de logiciel split desktop

Etape 01 : Acquisition et prétraitement d'image

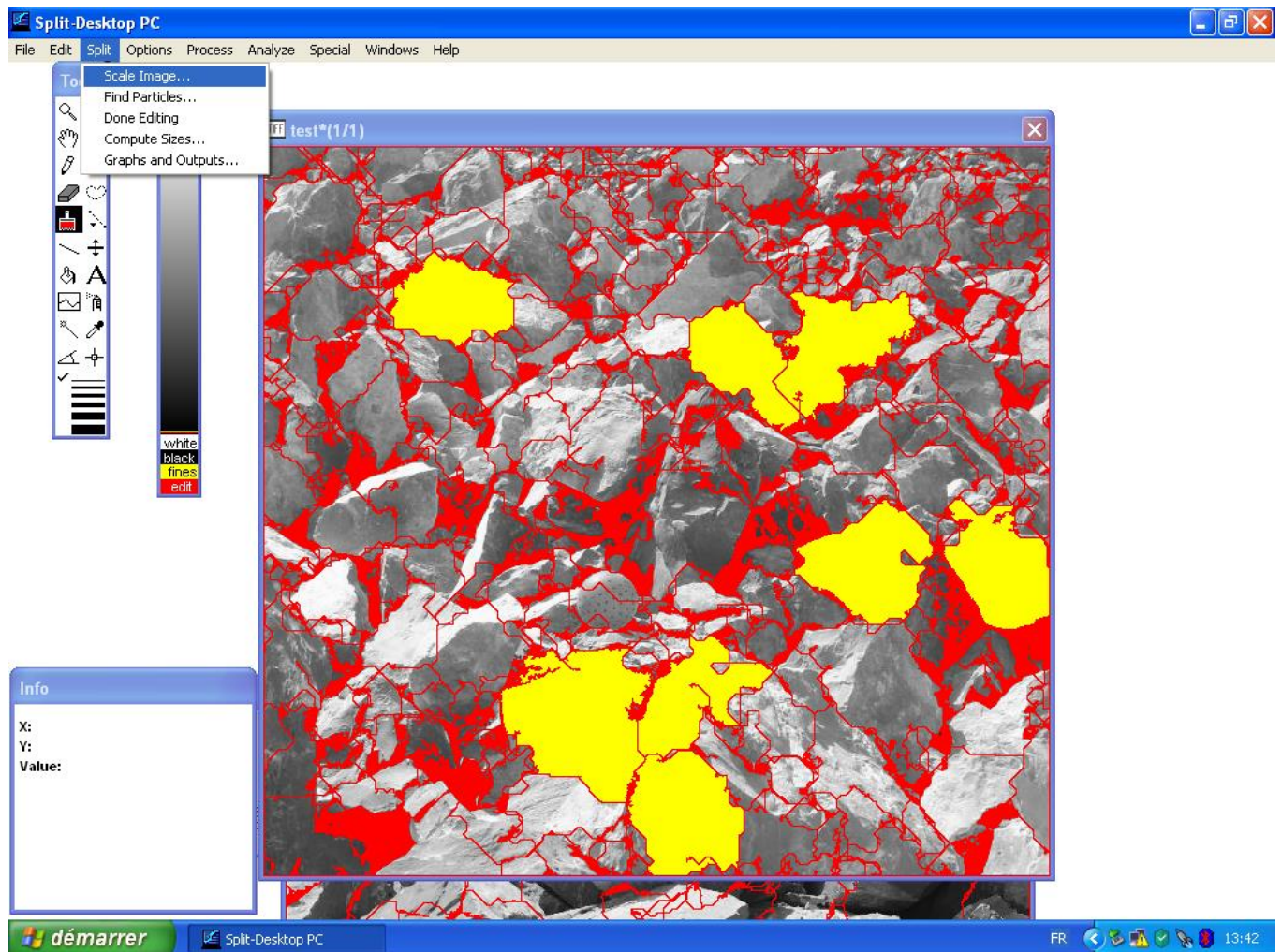


Etape 02 : On faire un echelle pour l'image pour cela on doit déterminer la taille des deux objets de référence on utilise l'outil de la mise en echelle "scaling tool" (l'outil en noir dans la figure suivante.

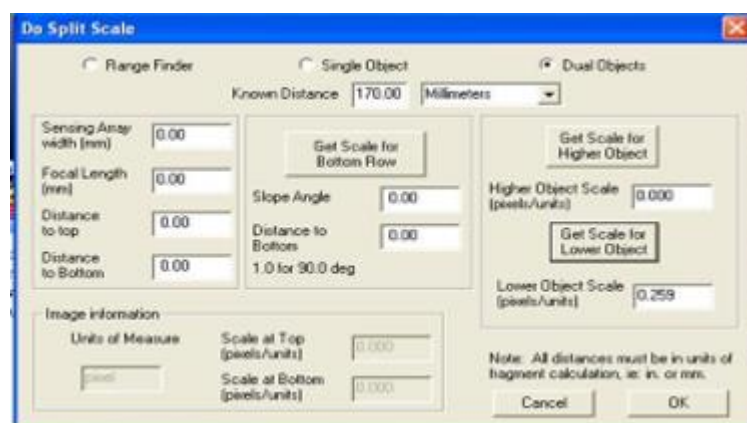


Etape 03 : On déterminer le première référence

on choisit « splite » en suit « scale image » comme il est affiché dans la figure suivante



On détermine le diamètre de la première référence et on clique sur « get scale for lower object » pour obtenir combien de pixels il y a dans un mm comme il est affiche dans cette fenêtre

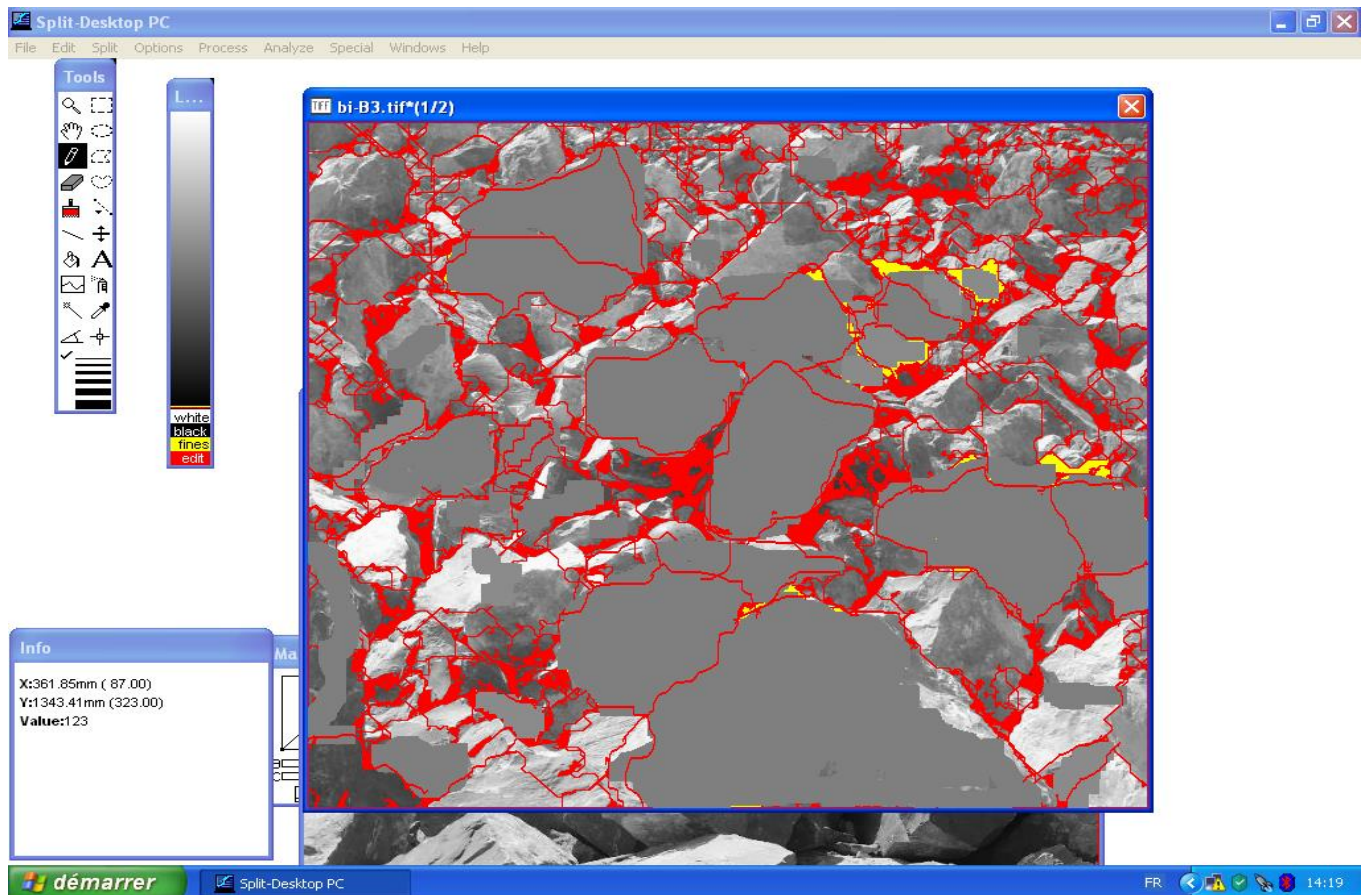


Pour le 2 -ème référence(ballon en haut) : On répète les mêmes étapes
 On doit zoomer pour bien préciser les limites de deuxième référence , à l'aide de L'outil "zoom in" .

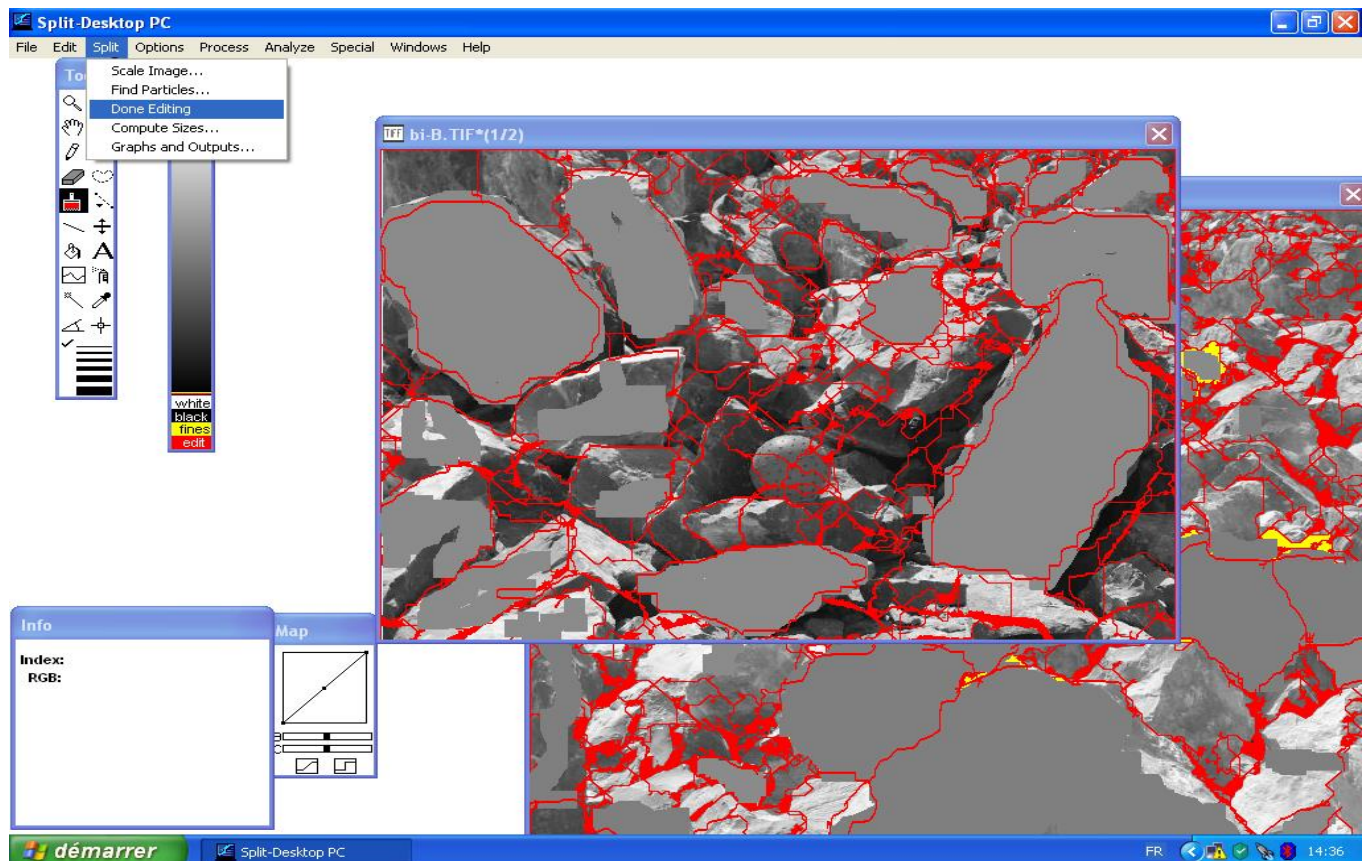
Etape 04 : on va à la rubrique "scale" et on clique sur "find particles" pour de délimiter les fragments de roches.

En suit ,On choisit la couleur rouge pour les particules et la couleur jaune pour les fines.

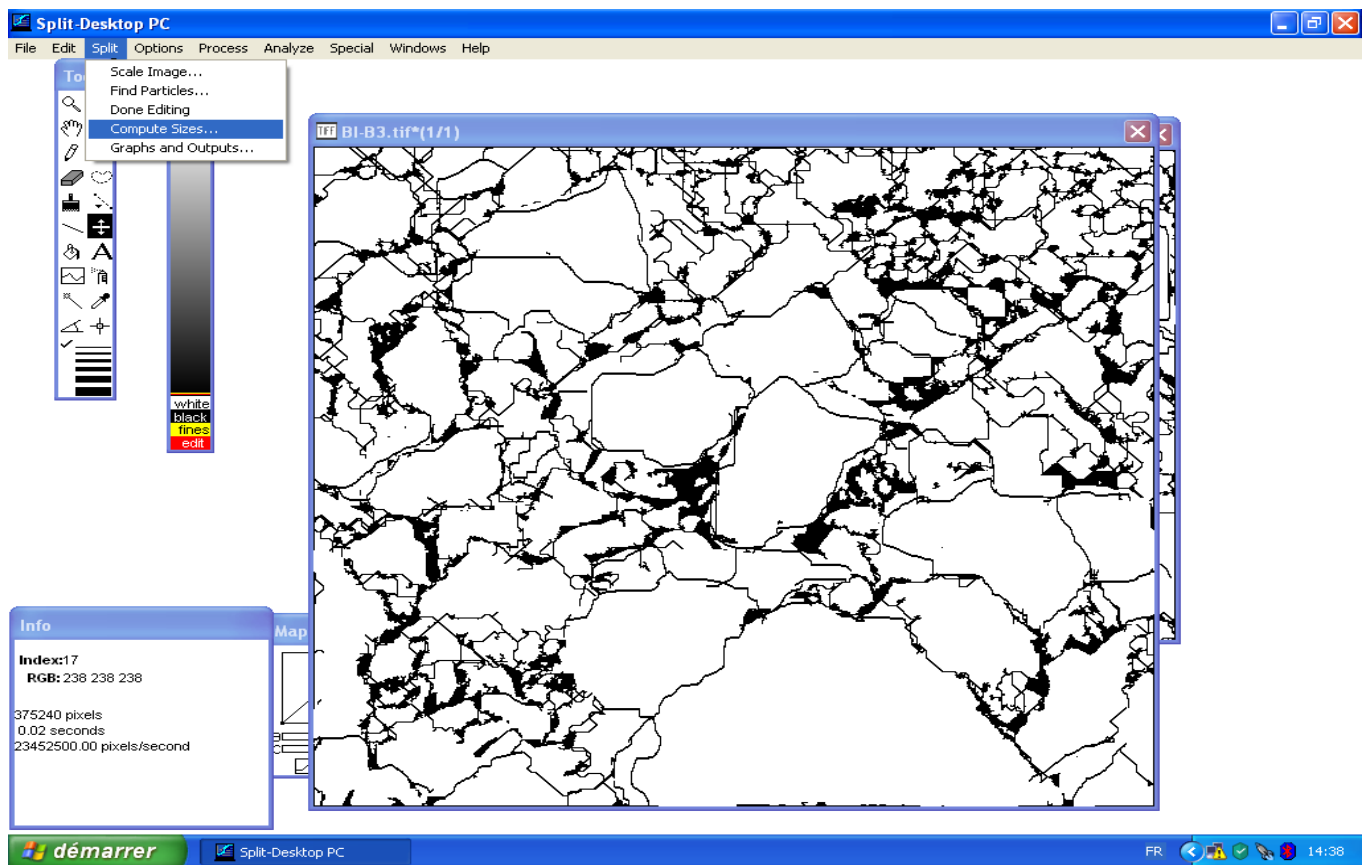
Etape 05 : On élimine les subdivisions existants dans le meme fragment de roche par l'outil « eraser » en suit on délimite les fragments non délimités par l'outil « brusher » comme il est affiche dans la figure suivante:



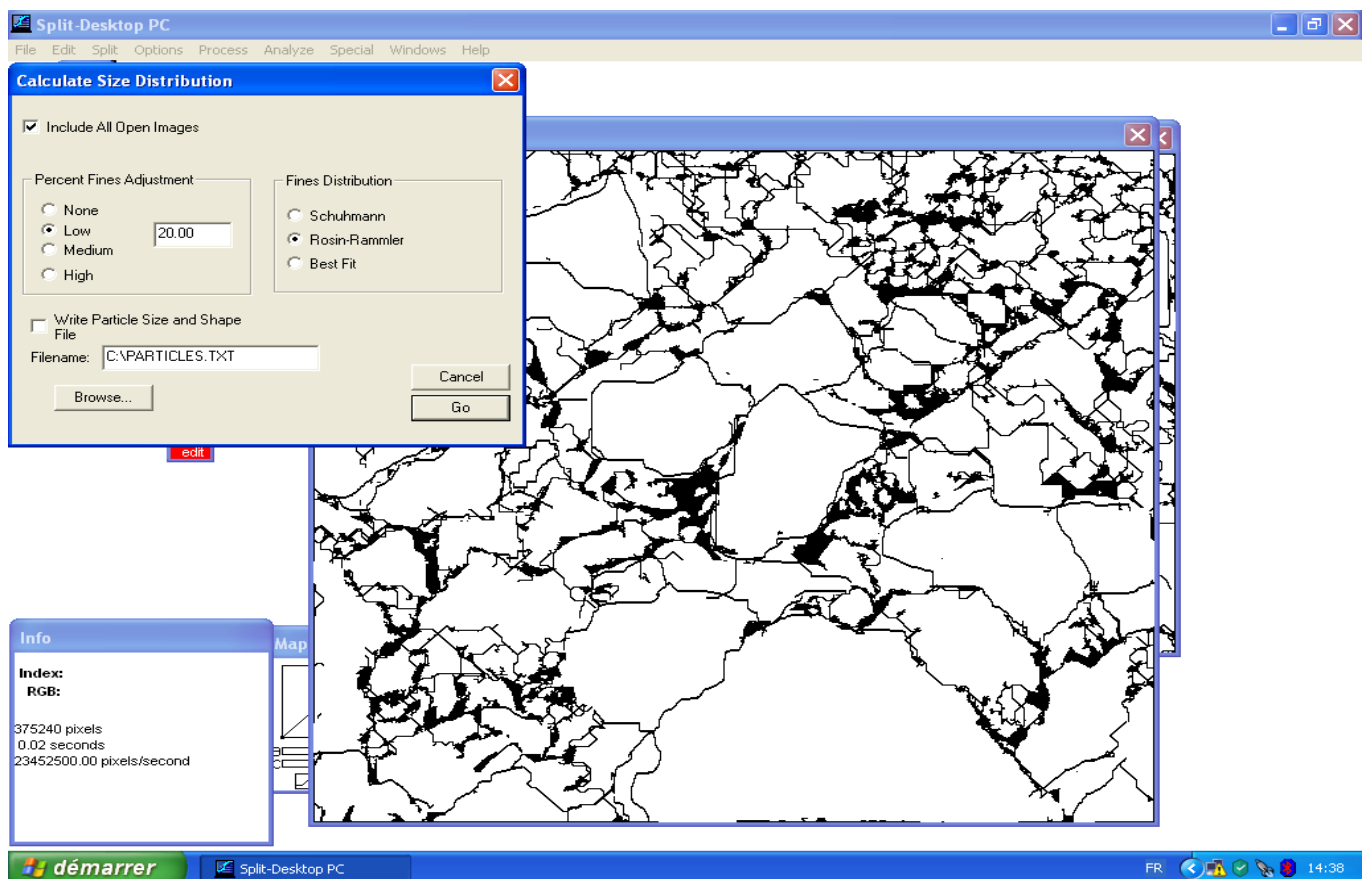
Etape 06 : on va à la rubrique "split" et on clique sur « done editing » pour obtenir des images qui contiennent 3 couleurs : le blanc pour les fragments de roches, le noir pour les fines et le gris pour les régions qu'on ne veut pas prendre en considération



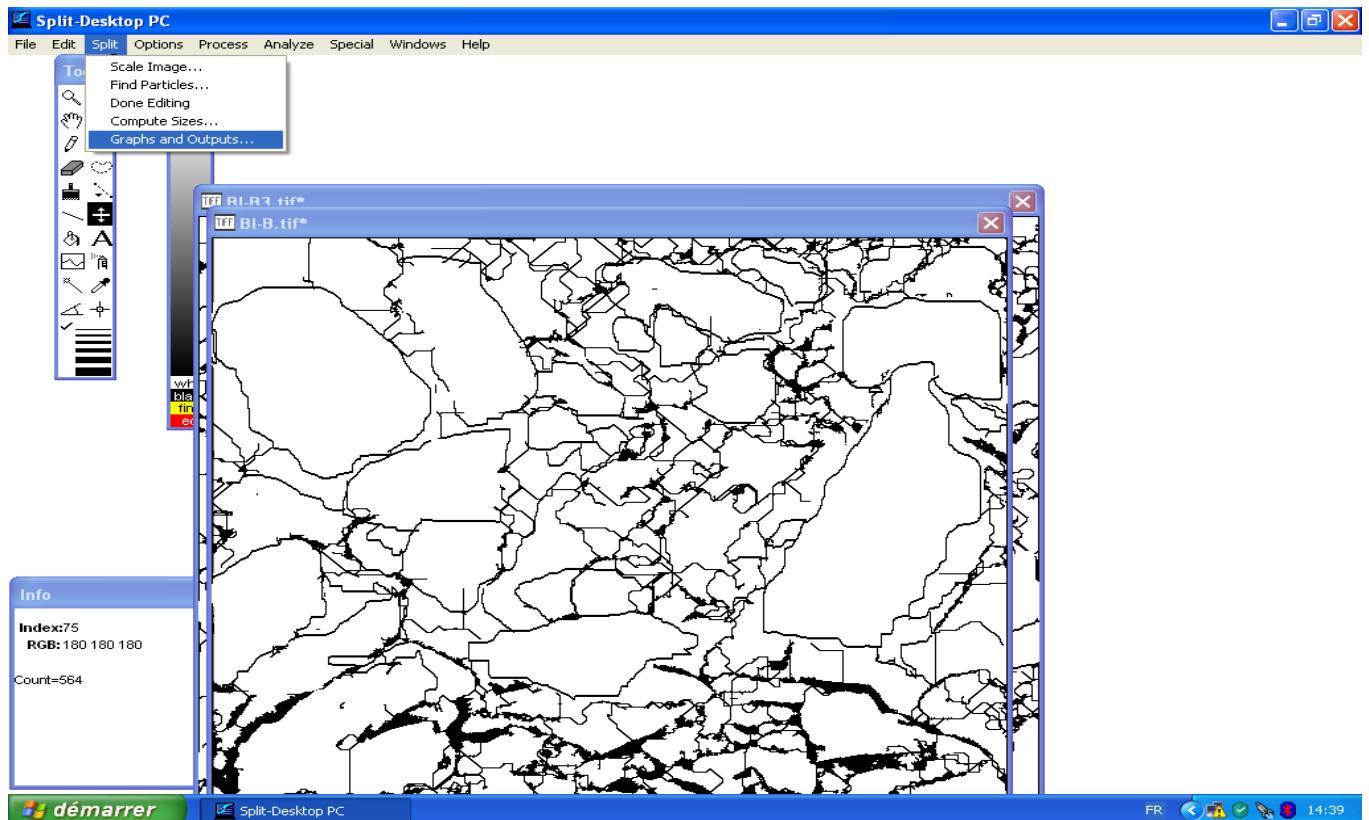
En suite, on clique sur "compute size" afin de déterminer les tailles des fragments



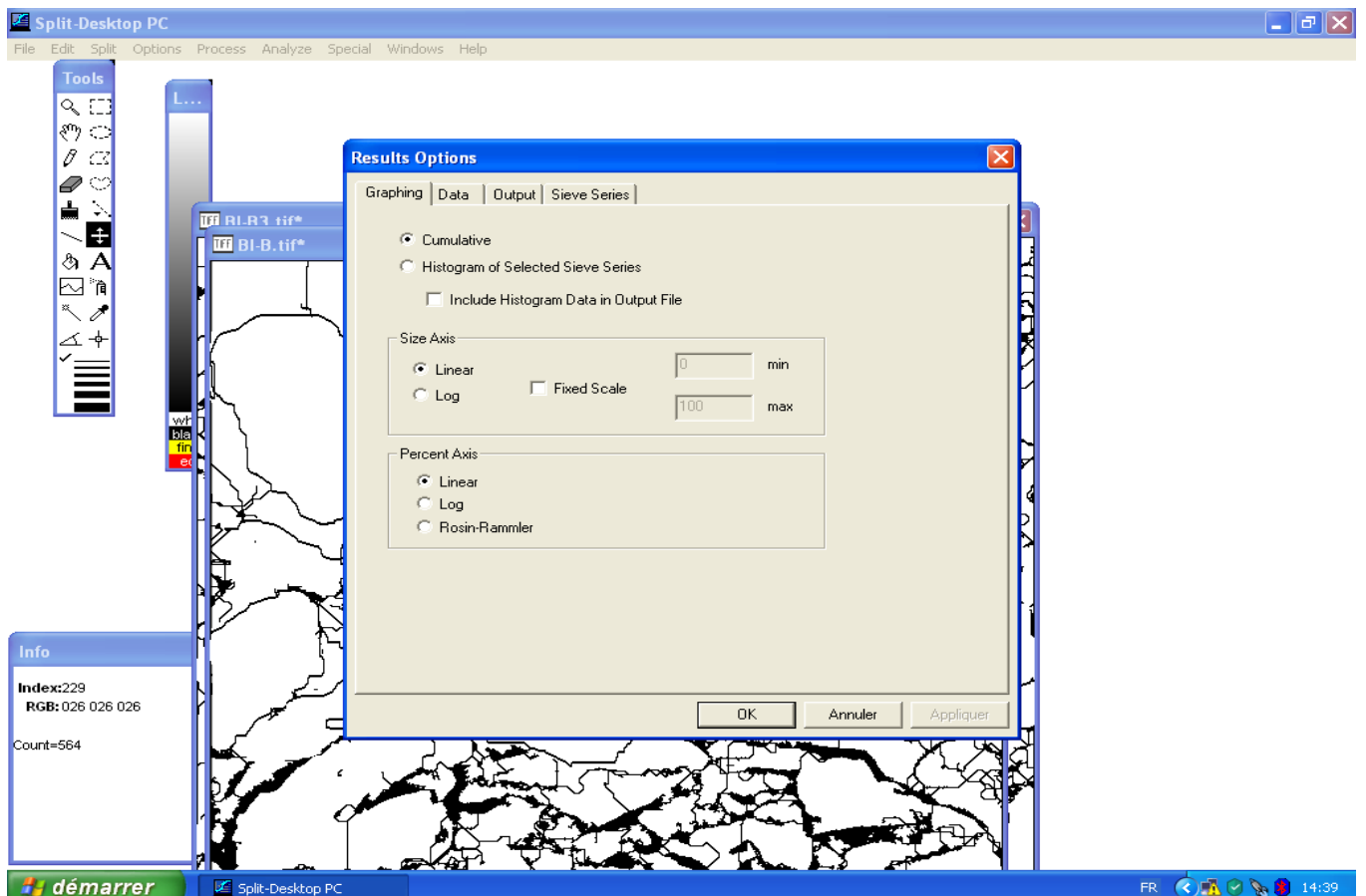
On introduit le pourcentage admis des fines.



Etape 07 :En suite, on clique sur "graphs and outputs" pour obtenir la courbe de la distribution granulométrique de tir



En suite on choisit la forme de la courbe soit cumulative ou bien un histogramme



Enfin, on aboutit à la courbe de la distribution granulométrique comme il est illustré dans la figure suivante:

