

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

République Algérienne Démocratique et Populaire

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

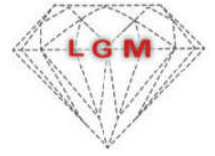
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات

Ecole Nationale Polytechnique

Département de Génie Minier

Laboratoire de Génie Minier



Thèse de doctorat D- LMD en Génie Minier

Amélioration de la qualité de la fragmentation de la roche fissurée lors de l'abattage à l'explosif dans les carrières d'agrégats en Algérie : Cas d'étude Djebel Bouzegza

Présentée par : Khaoula BEDRI

Présentée et soutenue publiquement le 30/06/2025

Composition du jury :

Président	M. Sami YAHYAOUÏ, Professeur (ENP)
Directeur	M. Malek OUELD HAMOU, Professeur (ENP)
Co- Directrice	Mme. Mira FILALI, MCB (U. Khemis Miliana)
Examinatrice	Mme. Hafida MOUHABEDDINE, MCA (ENP)
Examineur	M. Mohamed FREDJ, MCA (U. Béjaïa)
Examineur	M. Abderrazak SAADOUN, MCA (U. Béjaïa)

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

République Algérienne Démocratique et Populaire

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

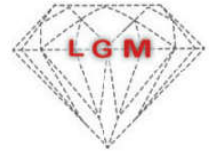
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات

Ecole Nationale Polytechnique

Département de Génie Minier

Laboratoire de Génie Minier



Thèse de doctorat D- LMD en Génie Minier

Amélioration de la qualité de la fragmentation de la roche fissurée lors de l'abattage à l'explosif dans les carrières d'agrégats en Algérie : Cas d'étude Djebel Bouzegza

Présentée par : Khaoula BEDRI

Présentée et soutenue publiquement le 30/06/2025

Composition du jury :

Président	M. Sami YAHYAOUÏ, Professeur (ENP)
Directeur	M. Malek OUELD HAMOU, Professeur (ENP)
Co- Directrice	Mme. Mira FILALI, MCB (U. Khemis Miliana)
Examinatrice	Mme. Hafida MOUHABEDDINE, MCA (ENP)
Examineur	M. Mohamed FREDJ, MCA (U. Béjaïa)
Examineur	M. Abderrazak SAADOUN, MCA (U. Béjaïa)

ملخص

تعتمد عملية تفنيت الصخور في جبل بوزقزة على عدة عوامل، من بينها الخصائص الجيوميكانيكية للكتلة الصخرية، ووجود الانقطاعات البنيوية، فضلاً عن معايير التفجير. ركزت هذه الدراسة على تأثير مقاومة الضغط أحادي المحور (UCS) وخصائص الانقطاعات (الاتجاه، الميل، التباعد) في جودة التفنيت.

شمل التقييم قياس أحجام القطع المميزة (P50، P80، Pmax)، بالإضافة إلى نسبة القطع خارج المقاس (Pmax%)، وذلك من خلال إجراء التحليل الحجمي للصخور باستخدام برنامج **Split-Desktop**، ثم مقارنة النتائج المقاسة بتنبؤات نموذج **Kuz-Ram** التجريبي. كما تطرقت الدراسة إلى تأثير معايير التفجير، ولا سيما ارتفاع المصطبة، وتباعد الثقوب ضمن شبكة مربعة، والاستهلاك النوعي للمتفجرات، على الحجم المتوسط للقطع الناتجة عن التفجير، وكذلك على نسبة القطع الكبيرة أو خارج المقاس. وقد أدى تحديد التوليفات المثلى لهذه المعايير إلى تحسين ملحوظ في توزيع أحجام القطع بعد التفجير.

ختاماً، تُسهم الإدارة المثلى لمعايير التفجير، استناداً إلى فهم دقيق للسياق الجيولوجي المحلي، في رفع كفاءة العمليات اللاحقة (التحميل، النقل، السحق)، مع تقليل التكاليف والخسائر الناتجة عن وجود قطع خارج المقاس.

الكلمات المفتاحية: التفنيت، الانقطاعات، التفجير بالمتفجرات، تحليل الصور، نموذج كوز رام.

Abstract

Rock fragmentation at Djebel Bouzegza depends on several factors, notably the in-situ geomechanical properties of the rock mass, the presence of discontinuities, and the blasting parameters. This study focuses on how uniaxial compressive strength (UCS) and discontinuity features (orientation, dip, spacing) affect fragmentation quality. The assessment covered characteristic fragment sizes (P50, P80, Pmax) and the percentage of oversize pieces (Pmax %) in the Djebel Bouzegza quarry. Fragment-size analysis was carried out with Split-Desktop and the measured results were compared with predictions from the empirical Kuz-Ram model.

The study also examined the influence of blasting parameters burden and spacing, in square-pattern and specific explosive consumption, on average fragment size and oversize rate.

Identifying optimal combinations of these parameters significantly improved the fragment-size distribution obtained after blasting. In summary, optimising blast design, supported by a precise understanding of the local geological context, enhances downstream efficiency (loading, hauling, crushing) while reducing costs and losses associated with oversize fragments.

Keywords : Fragmentation, Discontinuities, Explosive Blasting, Image analysis, Kuz-Ram model

Résumé

La fragmentation des roches à Djebel Bouzegza dépend de plusieurs facteurs, notamment les caractéristiques géomécaniques du massif rocheux, la présence de discontinuités, ainsi que les paramètres de tir. Dans cette étude, l'accent a été mis sur l'analyse de l'influence de la résistance à la compression uniaxiale (UCS) et les caractéristiques des discontinuités (orientation, pendage, espacement) sur la qualité de la fragmentation. L'évaluation a porté sur les tailles caractéristiques des fragments (P50, P80, Pmax) ainsi que sur le pourcentage de fragments hors gabarit (Pmax%) dans la carrière de Djebel Bouzegza. L'analyse granulométrique a été réalisée à l'aide du logiciel Split-Desktop, puis comparés, les résultats mesurés aux prédictions du modèle empirique Kuz-Ram. Par ailleurs, l'étude a examiné l'impact des paramètres de tir, notamment la banquette, l'espacement des trous dans une maille carrée, et la consommation spécifique d'explosif, sur la taille moyenne des fragments et le taux de hors gabarit. L'identification de combinaisons optimales de ces paramètres a permis d'améliorer significativement la distribution granulométrique des produits d'abattage. En conclusion, une gestion optimisée des paramètres de tir, appuyée sur une connaissance précise du contexte géologique local, contribue à renforcer l'efficacité des opérations en aval, tout en réduisant les coûts et les pertes associées à la présence de fragments hors gabarit.

Mots clés : Fragmentation, Discontinuités, Abattage à l'explosif, Traitement d'images, Modèle du Kuz Ram

Table des matières

Liste des tableaux

Liste des figures

Introduction générale13

Partie I : Revue de littérature

Chapitre 1 : Caractérisation du massif rocheux

Introduction17

1.1. Les propriétés du massif rocheux17

1.2. Les caractéristiques du massif rocheux.....18

1.2.1. Les caractéristiques mécaniques.....18

1.2.2. Les caractéristiques élastiques.....20

1.2.3. Les caractéristiques physiques.....21

1.2.4. Les caractéristiques structurales22

1.3. Les discontinuités dans le massif rocheux23

1.3.1. Origine géologique des discontinuités.....23

1.3.2. Les surfaces des discontinuités.....25

1.3.3. Structure et géométrie des discontinuités26

1.3.4. Facteurs influençant la géométrie des discontinuités28

1.3.5. Méthodes de caractérisation des discontinuités.....28

1.4. Caractérisation du réseau des famille de discontinuités29

1.4.1. Familles de discontinuité :.....30

1.4.2. Caractérisation des familles de discontinuités :.....30

1.5. Taille de la matrice rocheuse31

1.5.1. Méthodes d'estimation de la taille des blocs31

1.5.2. Technologies modernes de mesure.....32

1.6. Densité de fissuration.....32

Conclusion	34
Chapitre 2 : Abattage à l'explosif et fragmentation de la roche	
Introduction :	36
2.1. Abattage à l'explosif de la masse rocheuse	36
2.1.1. Les modes de l'abattage de la roche	36
2.1.2. Abattage à l'explosif de la roche	37
2.1.3. Processus de l'abattage à explosif	38
2.2. Les explosifs	38
2.2.1. Généralités sur les explosifs	38
2.2.2. Types d'explosifs utilisés dans le secteur minier	39
2.2.3. Principe de fonctionnement de l'explosif	41
2.3. Conception du plan de tir	43
2.3.1. Evaluation des résultats de tir	43
2.3.2. Les paramètres de conception du plan de tir	43
2.4. Processus de la fragmentation de la roche	52
2.5. La fragmentation de la masse rocheuse	54
2.5.1. Les paramètres d'évaluation de la fragmentation	54
2.5.2. Méthodes d'évaluation de la fragmentation	55
2.6. Les modèles prédictifs de la fragmentation de la roche abattue	56
2.6.1. Modèles empiriques	56
2.6.2. Modèles analytiques	59
2.6.3. Modèles numériques	59
2.6.4. Modèles hybrides (MED-MEF)	60
2.6.5. Intégration des outils modernes	60
Conclusion	60
Partie II : Partie pratique 36	
Chapitre 3 : Présentation du site d'étude	

Introduction.....	63
3.1. Présentation du site d'étude	63
3.1.1. Situation géographique	63
3.1.2. Hydrographie et hydrogéologie :.....	64
3.1.3. Relief	64
3.2. Géologie régionale	65
3.2.1. Lithostratigraphie.....	66
3.2.2. Tectonique	68
3.3. Description géologique du gisement.....	69
3.4. Caractérisation du massif rocheux de la carrière Djebel Bouzegza.....	72
3.5. Organisation des travaux d'exploitations.....	74
3.6. Les exigences de la blocométrie	77
Conclusion	78
Chapitre 4 : Matériels et méthodes	
Introduction.....	80
4.1. Mesure des discontinuités	80
4.1.1. Description du relevé des discontinuités	80
4.1.2. Principe du relevé des discontinuités.....	81
4.1.3. Les difficultés rencontrées lors de l'utilisation du relevé des discontinuités	83
4.2. Projection stéréographique.....	83
4.3. Traitement d'images par le logiciel Split- Desktop	85
4.3.1. Processus de l'analyse de la fragmentation avec le Split- Desktop.....	86
4.3.2. Avantages de Splite Desktop	88
4.4. Prédiction de la fragmentation par modèle de Kuz Ram	89
Conclusion	91
Chapitre 5 : Résultats et discussion	

5.1. Analyse de l'influence de la résistance à la compression sur la fragmentation des roches abattues	93
5.2. Analyse de l'influence des caractéristiques des discontinuités de la carrière d'agrégats sur la qualité de fragmentation.....	96
5.2.1. Détermination de caractéristiques des discontinuités :.....	96
5.2.2. Analyse de la fragmentation des roches abattues à l'aide du traitement d'images Split Desktop.....	98
5.2.3. Analyse de l'influence de caractéristiques des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue par Split- Desktop	99
5.2.4. Analyse de la fragmentation des roches abattues par le modèle de Kuz- Ram	103
5.2.5. Analyse de l'influence de caractéristiques des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue par Kuz Ram	105
5.2.6. Effet de l'espacement entre les joints sur le degré de fragmentation	108
5.3. Analyse de l'influence des paramètres de conceptions du plan de tir sur la fragmentation	116
Conclusion Générale.....	117
Bibliographie	120
Annexes	
Annexe 01	126
Annexe 02.....	127
Annexe 03	135
Annexe 04.....	137
Annexe 05.....	138

Liste des tableaux

Tableau 1. 1 : Classification de la résistance à la compression uniaxiale de la roche (AFTES, 2001)	18
Tableau 1. 2 : Classification des raideurs des roches (AFTES, 2001).	20
Tableau 1. 3: Classification des roches massifs selon la fissurité (Bieniawski, 1989).	31
Tableau 1. 4: Classe de qualité du massif rocheux estimé à partir du RQD (D. Deere, 1988).	33
Tableau 1. 5: Classe de l'indice d'intervalle entre discontinuités (AFTES, 2001).	33
Tableau 1. 6: Classe d'espacement des discontinuités (AFTES, 2001).	34
Tableau 2. 1: Les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie (ONEX).	40
Tableau 2. 2: Les spécifications des explosifs fournis par l'Office National des substances explosives (ONEX).	40
Tableau 2. 3: Les facteurs caractéristiques de la masse rocheuse.	57
Tableau 3. 1: La composition chimique de calcaire de Djebel Bouzegza (Fouial, 1992)	73
Tableau 3. 2: Les propriétés mécaniques de calcaire de Djebel Bouzegza (Fouial, 1992)	73
Tableau 4. 1 : Les discontinuités déterminées au niveau du gradin 810m.	83
Tableau 4. 2 : Les discontinuités déterminées au niveau du gradin 820m.	83
Tableau 4. 3 : Les discontinuités déterminées au niveau du gradin 870 m.	83
Tableau 5. 1: Les résultats de UCS et de (X50, P50) pour les trois de blocs abattus	93
Tableau 5. 2: Plan de tir optimisé en utilisant le modèle prédictif de Kuz Ram.	95
Tableau 5. 3 : Les caractéristiques des discontinuités de la carrière de Djebel Bouzegza.	96
Tableau 5. 4 : Les principales familles des discontinuités de la carrière de Djebel Bouzegza.	97
Tableau 5. 5 : Résultats de taille des fragments en utilisant traitement d'images avec le logiciel Split-Desktop.	99
Tableau 5. 6 : Résultats de R^2 de la corrélation entre les caractéristiques des discontinuités et les tailles des fragments.	102
Tableau 5. 7: Résultats des paramètres de sortie du modèle prédictif de Kuz -Ram.	104
Tableau 5. 8 : Résultats de la simulation de l'espacement des joints à X50 et P50 dans la carrière Djebel Bouzegza.	108
Tableau 5. 9 : Résultats des X50, P50 et IF.	111

Liste des figures

Figure 1. 1 : Hétérogénéité et discontinuité du massif rocheux sur un front de taille (Carrière de Djebel Bouzegza).	17
Figure 1. 2 : Essai de résistance en compression uniaxiale.	18
Figure 1. 3 : Essai de résistance en compression triaxiale.....	19
Figure 1. 4 : L’essai de la contrainte de poussée.	21
Figure 1. 5 : Types de structures des massifs rocheux et représentations statiques correspondantes (CFMR- MMR 2000, Chalhoub.M, 2010)	24
Figure 1.6 : Représentation schématique des propriétés géométriques principales des discontinuités dans la roche (Hudson , 1997).	26
Figure 1.7: La direction (ou l’azimut) à N110° et le pendage à 20°	27
Figure 1.8 : Projection stéréographique du grand cercle et du pôle (Hoek et Brown, 1980)	30
Figure 2. 1: Propagation de l'onde de détonation. (Menacer. K, 2011).....	42
Figure 2. 2: Dispositif des paramètres géométriques du plan de tir (Hadjadj. A. E, 2011).	46
Figure 2. 3: Dispositif des paramètres géométriques de trou des mines.	47
Figure 2. 4: Mécanisme du développement de la fracturation et propagation des ondes	53
Figure 3.1: Situation géographique de la carrière de Djebel Bouzegza (BEDRI. K, 2023).	64
Figure 3.2: Situation géographique de la zone d’étude (Extrait de la carte topographique de ROUÏBA, feuille NJ 31 IV 34 Est à l’échelle 1/25 000).	65
Figure 3.3: Coupe géologique passant par le point 979 m du Djebel Bouzegza,	68
Figure 3.4: Les collines du massif de Djebel Bouzegza.	69
Figure 3.5: Géologie du site d’étude de Djebel Bouzegza sur la carte géologique de LAKHDARIA feuille n°43, à l’échelle 1/ 50 000.....	70
Figure 3.6: Les calcaires blancs de la partie supérieure du site.....	71
Figure 3.7: Des karsts et diaclases remplies par aragonite.	71
Figure 3.8 Le réseau des fissures sur le front de taille au niveau de la carrière de Djebel Bouzegza	72
Figure 3.9: Diaclases de la zone supérieure du site remplies avec des argiles.	72
Figure 3.10: Couverture de la partie supérieure de la carrière de Djebel Bouzegza à décaper	74
Figure 3.11: Différents travaux miniers au niveau de la carrière de Djebel Bouzegza (foration, chargement, transport, fragmentation secondaire).	76

Figure 3.12: Utilisation de brise-roche pour la réduction de taille des roches abattues dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	78
--	----

Figure 4. 1: La boussole utilisé pour déterminer l'orientation et le pendage du plan de la discontinuité.....	81
---	----

Figure 4. 2 : Mesures de discontinuités sur les fronts de taille	82
--	----

Figure 4. 3 : Importation des mesures relevés des discontinuités sur le logiciel de projection stéréographique (Stereonet 8).....	84
---	----

Figure 4. 4 : Projection stéréographique en utilisant le Stereonet des blocs 04 et 07 (Résultats personnels).....	85
---	----

Figure 4. 5 : Les étapes de traitement d'image par le logiciel Split- Desktop (Résultat du bloc08) (Résultats personnels).....	87
--	----

Figure 4. 6 : Résultats de la distribution granulométrique de la fragmentation de la roche des blocs 03 et 07 (Résultats personnels).....	88
---	----

Figure 4. 7: Paramètres d'entrée et de sortie du tir n° 08 par le modèle de Kuz- Ram (Résultats personnels).....	91
--	----

Figure 5. 1 : Influence de la direction des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	100
--	-----

Figure 5. 2 : Influence du pendage des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	100
---	-----

Figure 5. 3 : Influence de l'espacement des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	100
--	-----

Figure 5. 4: Influence de la direction des discontinuités sur X50 avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	105
--	-----

Figure 5. 5 : Influence de la direction des discontinuités sur Pmax % avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	105
--	-----

Figure 5. 6 : Influence du pendage des discontinuités sur X50 avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	106
--	-----

Figure 5. 7: Influence du pendage des discontinuités sur Pmax % avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	106
--	-----

Figure 5. 8: Influence de l'espacement des discontinuités sur X50 avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	107
--	-----

Figure 5. 9: Influence de l'espacement des discontinuités sur Pmax % avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.....	107
Figure 5. 10: Histogramme de la simulation de l'espacement des joints (Ej) de X50 et P50.	109
Figure 5. 11: Effet des paramètres de maille (Espacement et banquette) sur la taille moyenne des fragments abattues (X50 et P50).	112
Figure 5. 12: Effet de la consommation spécifique (q) sur la taille moyenne des fragments abattues (X50 et P50).....	112
Figure 5. 13: La relation entre la banquette, l'espacement et consommation spécifique de l'explosif et taille moyenne des fragments (logiciel Grapher).....	114
Figure 5. 14: La relation entre la banquette, l'espacement et consommation spécifique de l'explosif et le pourcentage de fragments hors gabarit (logiciel Grapher)	114

Introduction

générale

Introduction générale

Les agrégats constituent la ressource géologique la plus abondante et, en termes de volume, représentent la principale matière première utilisée dans les secteurs du génie civil, des travaux routiers et des ouvrages publics. Dans ce contexte, la production d'agrégats à partir de roches massives repose principalement sur l'abattage à l'explosif, qui demeure l'une des méthodes les plus largement appliquées pour fragmenter la roche in situ. Bien que cette technique soit efficace à grande échelle, elle génère fréquemment des résultats hétérogènes en termes de fragmentation, ce qui peut compromettre la productivité, accroître les coûts d'exploitation et affecter la sécurité des opérations.

La fragmentation des roches par explosifs est un processus complexe, régi par l'interaction de plusieurs facteurs, notamment les propriétés géomécaniques du massif rocheux, la présence de discontinuités, les paramètres géométriques du plan de tir et les caractéristiques des explosifs employés. Parmi ces facteurs, la structure du massif rocheux, marquée par la présence de discontinuités naturelles ou induites, exerce une influence déterminante sur la réponse du matériau à l'action explosive. Ce type de massif présente souvent un comportement imprévisible, en raison des effets combinés de la propagation des ondes de choc, du confinement des gaz et du développement de fractures secondaires, rendant ainsi la maîtrise de la fragmentation particulièrement délicate.

Dans les carrières exploitées à ciel ouvert, comme celle de Djebel Bouzegza, les conditions géologiques hétérogènes et la densité variable des discontinuités rendent l'optimisation des tirs d'abattage encore plus cruciale. Une fragmentation insuffisante peut engendrer une proportion importante de blocs hors gabarit, nécessitant des opérations de concassage ou de reprise secondaire coûteuses.

Dans cette optique, l'objectif principal de la présente thèse est d'analyser les facteurs influençant la qualité de la fragmentation du massif rocheux, en mettant l'accent sur l'influence des caractéristiques mécaniques (résistance à la compression uniaxiale), des discontinuités géologiques (orientation, pendage, espacement) et des paramètres du plan de tir (maille de forage, charge spécifique).

La méthodologie adoptée repose sur une combinaison d'approches complémentaires : des campagnes de mesures sur le terrain, incluant des relevés précis des discontinuités ; des analyses granulométriques effectuées à l'aide du logiciel Split-Desktop ; ainsi que des simulations fondées sur le modèle empirique Kuz-Ram. Cette démarche intégrée permet de confronter les résultats

expérimentaux aux prédictions des modèles, dans le but d'optimiser la fragmentation dans différents contextes géologiques.

La thèse est organisée en plusieurs chapitres complémentaires. Les deux premiers présentent une revue approfondie des concepts fondamentaux relatifs à la caractérisation des massifs rocheux, à la fragmentation par explosifs et aux méthodes d'évaluation de la fragmentation. Le troisième chapitre décrit le cadre géologique et opérationnel de la carrière de Djebel Bouzegza. Le quatrième chapitre expose en détail la méthodologie adoptée, notamment les relevés des discontinuités, la projection stéréographique, le traitement d'images et la comparaison des résultats avec les prédictions du modèle Kuz-Ram. Enfin, le dernier chapitre est consacré à l'analyse des résultats expérimentaux et à la proposition de pistes d'optimisation technique adaptées au contexte étudié.

Partie I

Revue de

littérature

Chapitre 1

Caractérisation du massif rocheux

Introduction

En mécanique des roches, les terrains sont idéalisés sous l'appellation de « massif rocheux ». Il s'agit d'un milieu complexe résultant d'une longue histoire géologique, comprenant une phase de formation du matériau (dépôt et consolidation pour les roches sédimentaires, cristallisation pour les roches magmatiques, etc.), une ou plusieurs phases de déformations tectoniques (formation de plis et de failles), ainsi que des transformations métamorphiques (foliation, recristallisation), et enfin une période d'altération météorique affectant principalement les zones proches de la surface. Ainsi, le massif rocheux est généralement marqué par une fracturation issue de ces divers processus géologiques. Cette fracturation comprend les joints, les failles et les fractures formés sous l'effet des contraintes tectoniques, des variations de température et des processus d'altération. Ces discontinuités influencent de manière significative les propriétés mécaniques et hydrauliques du massif rocheux (Chalhoub M., 2010 ; Durville J.L. et al., 2015).

1.1. Les propriétés du massif rocheux

Le massif rocheux est un milieu très complexe et hétérogène (Figure 1.1), constitué de blocs plus ou moins monolithiques séparés par des discontinuités, qui forment des zones de faiblesse mécanique et des lieux privilégiés de circulation d'eau. Son comportement est influencé par diverses caractéristiques telles que ses aspects structuraux, mécaniques, physique...etc. (Durville J.L et al, 2015 ; Kimour. M, 2016).



Figure 1. 1 : Hétérogénéité et discontinuité du massif rocheux sur un front de taille (Carrière de Djebel Bouzegza).

1.2. Les caractéristiques du massif rocheux

1.2.1. Les caractéristiques mécaniques

- **Résistance à la compression**

La résistance à la compression de la roche (σ_c) correspond à la capacité de la roche à résister aux forces tendant à la compacter.

- **La compression uniaxiale**

Cette résistance est mesurée en appliquant une force compressive uniaxiale à la roche jusqu'à ce que la roche se déforme ou se fracture. Cette valeur est obtenue à partir d'essais réalisés en laboratoire sur des échantillons de roche, et est exprimée en MPA.

La résistance à la compression uniaxiale est la contrainte maximale peut supporter qu'un échantillon cylindrique de roche peut supporter sous un chargement axial (Figure 1.2). Elle constitue l'une des propriétés mécaniques les plus importantes de la roche, essentielle pour le dimensionnement, l'analyse et la modélisation. En parallèle à la mesure de la charge, les déformations axiales et radiales sont également mesurées.

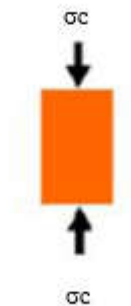


Figure 1. 2 : Essai de résistance en compression uniaxiale.

Selon la valeur de la résistance en compression uniaxiale, l'Association Française des Tunnels et de l'Espace Souterrain (AFTES, 2001) distingue plusieurs classes de la roche (Tableau 1.1).

Tableau 1. 1 : Classification de la résistance à la compression uniaxiale de la roche
(AFTES, 2001)

Valeurs de résistance à la compression uniaxiale σ_c	Termes descriptifs de la résistance
$\sigma_c > 200$ MPa	Résistance extrêmement élevée
$100 \text{ MPa} < \sigma_c < 200$ MPa	Résistance très élevée
$50 \text{ MPa} < \sigma_c < 100$ MPa	Résistance élevée
$25 \text{ MPa} < \sigma_c < 50$ MPa	Résistance moyenne
$1 \text{ MPa} < \sigma_c < 25$ MPa	Résistance très faible
$\sigma_c < 1$ MPa	Résistance faible

- Compression Triaxiale

La roche est soumise à des contraintes axiales et radiales (triaxiales), ce qui augmente sa résistance à la compression par rapport aux conditions uniaxiale. L'état de compression triaxiale véritable implique trois contraintes principales différentes (Figure 1.3). Pour simplifier, on suppose souvent que les deux contraintes radiales sont égales à la contrainte principale mineure, comme dans un essai triaxial axisymétrique.

Le comportement de la roche en compression triaxiale évolue avec l'augmentation de la pression de confinement. Dans le domaine élastique, la relation contrainte-déformation reste identique à celle observée en compression uniaxiale (Jaeger, J.C, et al, 2007).

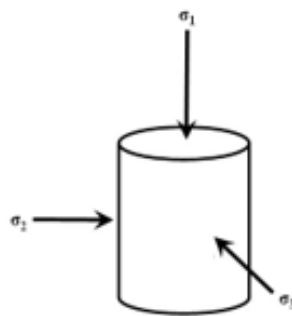


Figure 1. 3 : Essai de résistance en compression triaxiale.

• Résistance à la traction

La résistance à la traction de la roche peut être déterminée par plusieurs types d'essais :

- Elle peut être mesurée en appliquant une force de traction jusqu'à la rupture sur une éprouvette cylindrique dont les extrémités sont fixées à des têtes métalliques, et dont la résistance maximale à la traction peut être limitée par celle de l'interface colle-éprouvette, ce qui est le cas pour les roches de résistance à la traction supérieure à 15 MPa.
- Elle peut également être évaluée par un essai de traction indirect, connu sous le nom d'essai brésilien. L'essai brésilien est utilisé pour les matériaux fragiles tels que les roches, le béton, et le verre. La rupture doit impérativement se produire à partir du centre, sous forme d'une fracture unique verticale. Il peut y avoir des difficultés expérimentales dans le cas de roches fortement anisotropes et pour les roches ductiles (sel, argiles...) (Jaeger, J.C, et al, 2007, Bieniawski, Z.T, 1989).

• Résistance au cisaillement

La résistance au cisaillement de la roche est la capacité d'une roche à résister aux forces qui tendent à la faire glisser ou se déformer le long de plans de faiblesse, tels que les joints, les fractures, ou

les failles. La résistance au cisaillement est mesurée à l'aide d'essais en laboratoire (Bieniawski, Z.T, 1989, Hoek, E. et al,1980), tels que :

- essai de cisaillement direct : une éprouvette est soumise à une force tangente jusqu'à ce qu'elle glisse où se casse le long d'un plan prédéterminé.
- essai triaxial : une éprouvette est soumise à des contraintes contrôlées dans les trois directions, permettant de déterminer la résistance au cisaillement sous différentes contraintes de confinement (ASTM ,2017).

Les critères utilisés pour déterminer la rupture sont :

- Critère de Mohr-Coulomb : ce critère est couramment utilisé pour modéliser la résistance au cisaillement.
- Critère de Hoek-Brown : Ce critère est adapté pour les roches fracturées et intacts, il prend en considération les propriétés intrinsèques de la roche et la qualité du massif rocheux.

1.2.2. Les caractéristiques élastiques

- **Module de Young**

Le module d'Young est une indication de déformabilité de la matrice rocheuse. Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour le gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche. Le module de Young (E) est déterminé par la "loi de Hooke" en fonction de la contrainte ζ et la déformation longitudinale ϵ_l . (Hoek, E. et al,1980, Jaeger, J.C, et al, 2007).

Le module de Young caractérise la raideur de la roche (Tableau 1.2). Des roches raides telles que les basaltes ou les granites ont un module élevé (80000 MPa), contrairement aux roches tendres qui ont un module plus faible (5000 à 8000 MPa).

Tableau 1. 2 : Classification des raideurs des roches (AFTES, 2001).

Valeurs du module de Young	Termes descriptifs de raideur
$E > 50 \text{ GPa}$	Matrice extrêmement raide
$20 \text{ GPa} < E < 50 \text{ GPa}$	Matrice très raide
$05 \text{ GPa} < E < 20 \text{ GPa}$	Matrice raide
$01 \text{ GPa} < E < 05 \text{ GPa}$	Matrice moyennement raide
$0.1 \text{ GPa} < E < 01 \text{ GPa}$	Matrice peu raide
$E < 0.1 \text{ GPa}$	Matrice très peu raide

- **Coefficient de poussée**

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

$$P_i = K \cdot Q_p \quad (\text{Eq.1.1})$$

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

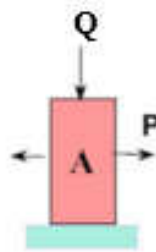


Figure 1. 4 : L'essai de la contrainte de poussée.

1.2.3. Les caractéristiques physiques

- **La densité**

La densité du massif rocheux est définie comme la masse volumique de la roche, c'est-à-dire la masse par unité de volume. Elle est généralement exprimée en kilogrammes par mètre cube (kg/m^3) ou en grammes par centimètre cube (g/cm^3).

La densité est directement liée aux propriétés mécaniques de la roche, telles que la résistance à la compression et la rigidité (AFNOR, 2018).

La densité d'un massif rocheux peut être déterminé en mesurant la masse et le volume d'un échantillon de roche. On distingue :

- La densité apparente qui inclut les pores et les fractures,
- La densité vraie qui exclut les vides et mesurée par des méthodes comme le pycnomètre.

- **La porosité**

La porosité du massif rocheux est le rapport entre le volume des vides (ou pores) et le volume total de la roche. Elle est exprimée en pourcentage et reflète la capacité du massif rocheux à contenir des fluides tels que l'eau, le pétrole, le gaz, ou l'air.

Bien que liée à la porosité, la perméabilité dépend aussi de la connectivité des pores. Une roche peut être très poreuse mais peu perméable si les pores ne sont pas interconnectés.

La porosité influence la densité, la résistance et d'autres propriétés mécaniques de la roche. Une porosité élevée peut réduire la résistance à la compression et augmenter la déformabilité (ASTM, 2017).

1.2.4. Les caractéristiques structurales

Les discontinuités jouent un rôle majeur dans la mécanique et la dynamique des massifs rocheux. Elles influencent la résistance, la perméabilité, et la stabilité globale des structures naturelles et artificielles (Hoek & Brown, 1980).

Une discontinuité est définie comme une surface ou une zone de faiblesse dans un massif rocheux, marquant une interruption dans sa continuité mécanique. Elle peut être naturelle (failles, joints, diaclases) ou créée par des activités humaines (fractures induites). Les discontinuités sont classées en fonction de leur origine, géométrie, et propriétés mécaniques :

. Les principales structures sont les suivantes :

- **Stratification**

La stratification correspond à la disposition en couches successives des roches sédimentaires, issue de dépôts successifs de sédiments. Ces couches, ayant des propriétés mécaniques distinctes, influencent la résistance, la perméabilité et la stabilité du massif rocheux. Les stratifications sont visibles dans les carottes de sondage, les forages et les affleurements (Hoek & Brown, 1980).

- **Fracturation**

Les fractures regroupent les joints, failles et fissures, reconnus par des relevés géologiques ou des analyses de carottes de sondage :

Joints : Fissures sans déplacement significatif.

Failles : Fractures avec déplacement des blocs (normales, inverses ou décrochantes).

Fissures : Fractures fines et nombreuses.

Les fractures influencent la perméabilité et constituent des zones de faiblesse mécanique (Twiss & Moores, 1992).

- **Failles**

Les failles se caractérisent par un déplacement significatif des blocs de roche le long du plan de fracture. Elles se classent en :

Failles normales : Bloc supérieur descend.

Failles inverses : Bloc supérieur monte.

Failles décrochantes : Déplacement horizontal.

Les failles influencent la stabilité et facilitent l'écoulement des fluides. Elles sont identifiables grâce à des études de terrain et des prospections géophysiques (Fossen, 2010).

- **Diaclases**

Les diaclases sont des fractures sans déplacement visible. Elles influencent la rigidité et la perméabilité, facilitant la circulation des fluides et jouant un rôle dans la stabilité du massif. Elles sont reconnaissables dans les affleurements rocheux (Goodman, 1989).

- **Plis**

Les plis sont des ondulations des couches rocheuses, créées par des contraintes tectoniques. Ils se distinguent en :

Plis anticlinaux : Couches convexes vers le haut.

Plis synclinaux : Couches concaves vers le haut.

Les plis influencent la répartition des contraintes et peuvent constituer des pièges structuraux pour des ressources comme le pétrole (Twiss & Moores, 1992).

- **Foliation**

Typique des roches métamorphiques, la foliation est l'alignement préférentiel des minéraux sous pression. Elle agit comme un plan de faiblesse et influence la direction des fractures. Elle est reconnaissable par des bandes minérales parallèles visibles dans les affleurements (Hoek & Brown, 1980).

1.3. Les discontinuités dans le massif rocheux

Les discontinuités constituent un facteur déterminant dans le comportement mécanique et la dynamique des massifs rocheux. Elles affectent de manière significative la résistance, la perméabilité ainsi que la stabilité globale des structures, qu'elles soient naturelles ou d'origine anthropique (Hoek & Brown, 1980).

1.3.1. Origine géologique des discontinuités

- **Discontinuités d'origine sédimentaire :**

Les roches sédimentaires se distinguent par leur disposition en couches parallèles, plus ou moins séparées par des joints de stratification. Ce sont des surfaces continues que l'on peut suivre sur de longues surfaces. La déformation de ces surfaces initialement horizontales peut être due aux plissements du massif et peut être interrompue ou décalée par des failles.

- **Discontinuités d'origine métamorphique :**

Certaines roches métamorphiques se présentent fréquemment sous la forme d'un assemblage de petits feuillets, plus ou moins individualisés, formant une schistosité ou une foliation (terme qui désigne le parallélisme des cristaux, comme les micas par exemple). Celui des ardoises est le cas extrême, où la discontinuité est considérée comme pénétrative lorsque chaque feuillet peut être divisé en feuillets plus minces.

- **Discontinuités d'origine thermique :**

Les joints de retrait thermique se forment lorsque les laves épanchées à la surface du sol sont refroidies, ce qui crée des colonnes à section polygonale avec 5 ou 6 côtés, semblables aux fissures de retrait hygroscopique à la surface des sols argileux. De la même manière, la profondeur du refroidissement des roches magmatiques explique certaines discontinuités étendues : les massifs granitiques présentent fréquemment trois familles grossièrement rectangulaires deux aux deux.

- **Discontinuités d'origine mécanique**

Les discontinuités d'origine mécanique, résultant de phénomènes tels que les contraintes tectoniques ou la décompression des versants, se caractérisent souvent par un comportement relativement prévisible. Cela s'explique par leur formation sous des contraintes relativement homogènes et bien définies. Sous des conditions de charge similaires, ces discontinuités présentent une cohérence dans leur réponse mécanique, ce qui facilite leur modélisation et l'évaluation de leur impact sur la stabilité du massif rocheux (Fossen, 2010).

Cependant, la formation des discontinuités mécaniques reste un domaine complexe, divisé en plusieurs modèles théoriques (Figure 1.5). Ces modèles tentent d'expliquer la fracturation des roches à différentes échelles, allant des microfractures affectant les grains individuels aux discontinuités macroscopiques telles que les joints et les failles. Ces dernières, souvent plus grandes que la taille des grains constitutifs de la roche, jouent un rôle crucial dans le comportement mécanique et hydraulique du massif (Goodman, 1989, Barton.N, 1990).

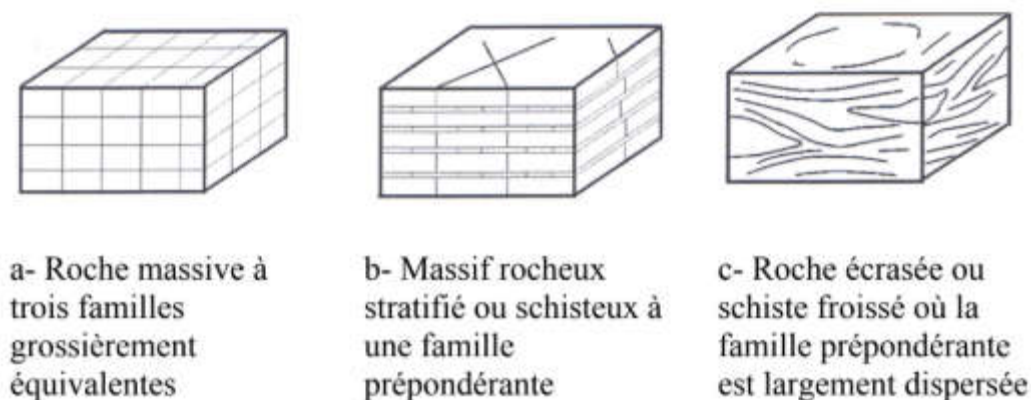


Figure 1. 5 : Types de structures des massifs rocheux et représentations statiques correspondantes (CFMR- MMR 2000, Chalhoub. M, 2010)

Les discontinuités macroscopiques se développent généralement de manière progressive, notamment autour des zones d'excavation, où des ruptures successives peuvent être observées. Par exemple :

La fragmentation du toit dans une mine souterraine, causée par l'affaissement progressif des blocs rocheux sous l'effet des charges.

Les fracturations parallèles aux surfaces d'érosion, résultant des contraintes de soulagement générées par l'élimination des matériaux sus-jacents (Hoek & Brown, 1980).

Les discontinuités macroscopiques sont généralement classées, d'un point de vue phénoménologique, en deux grandes catégories : les joints et les failles.

Selon la définition établie par la Société Internationale de Mécanique des Roches (ISRM), un joint correspond à une discontinuité géologique dans la continuité d'un massif rocheux. Cette discontinuité peut être isolée ou se présenter sous forme de réseau, mais elle n'est pas associée à un mouvement visible parallèle au plan de la rupture.

À l'inverse, une faille se caractérise par une fracture ou une zone fracturée le long de laquelle un déplacement mesurable a eu lieu entre les deux côtés, parallèlement au plan de rupture. Ce déplacement peut varier de quelques centimètres à plusieurs kilomètres (Davis. G.H et al, 1996, Brady. B. H et al, 2004).

Ces discontinuités peuvent être laissées vides, ou être remplies de matériaux tels que le quartz, la calcite, ou d'autres minéraux. Lorsqu'elles sont remplies, on parle de veines. Si le remplissage résulte de la solidification de magma, les discontinuités sont alors désignées sous le terme de dykes.

Cette distinction, fondamentale pour l'étude des massifs rocheux, permet de mieux comprendre leurs propriétés mécaniques et hydrauliques ainsi que leur impact sur la stabilité des ouvrages ou sur l'écoulement des fluides dans le sous-sol (Fossen. H, 2010; Goodman. R.E, 1989).

1.3.2. Les surfaces des discontinuités

L'identification géologique des surfaces de discontinuité est importante, car leur genèse apporte des informations importantes sur leurs caractéristiques, par exemple :

- Les joints de stratification sont pour la plupart très étendus, leur surface peut présenter des ondulations, ils peuvent comporter une éponte altérée, une mince couche argileuse ; l'appellation « joints entrecroisées » concerne plutôt des accidents de stratification inclinés à l'intérieure d'une couche ;
- Les joints stylolithiques de certains massifs calcaires ont sur les deux faces des aspérités aigues, parfois très développées et toujours bien engrenées ;
- Les diaclases sont souvent peu étendues et relativement peu rugueuses ;
- Les failles sont étendues, et peuvent comporter un « remplissage » d'épaisseur très grand.

1.3.3. Structure et géométrie des discontinuités

La présence de discontinuités joue un rôle important dans le comportement mécanique des massifs rocheux, il est essentiel de connaître leurs caractéristiques géométriques ainsi que leurs caractéristiques mécaniques afin de pouvoir les quantifier (Figure 1.6). Les principaux paramètres géométriques incluent (Chalhoub, M. 2010 ; Barton & Choubey, 1977) :

- Orientation : Mesurée par le pendage et la direction.
- Rugosité : Variations microscopiques et macroscopiques influençant la résistance au cisaillement.
- Espacement : Distance entre les surfaces adjacentes.
- Continuité : Étendue des surfaces dans le massif rocheux.
- Ouverture : Largeur de l'écartement entre les deux côtés de la discontinuité.

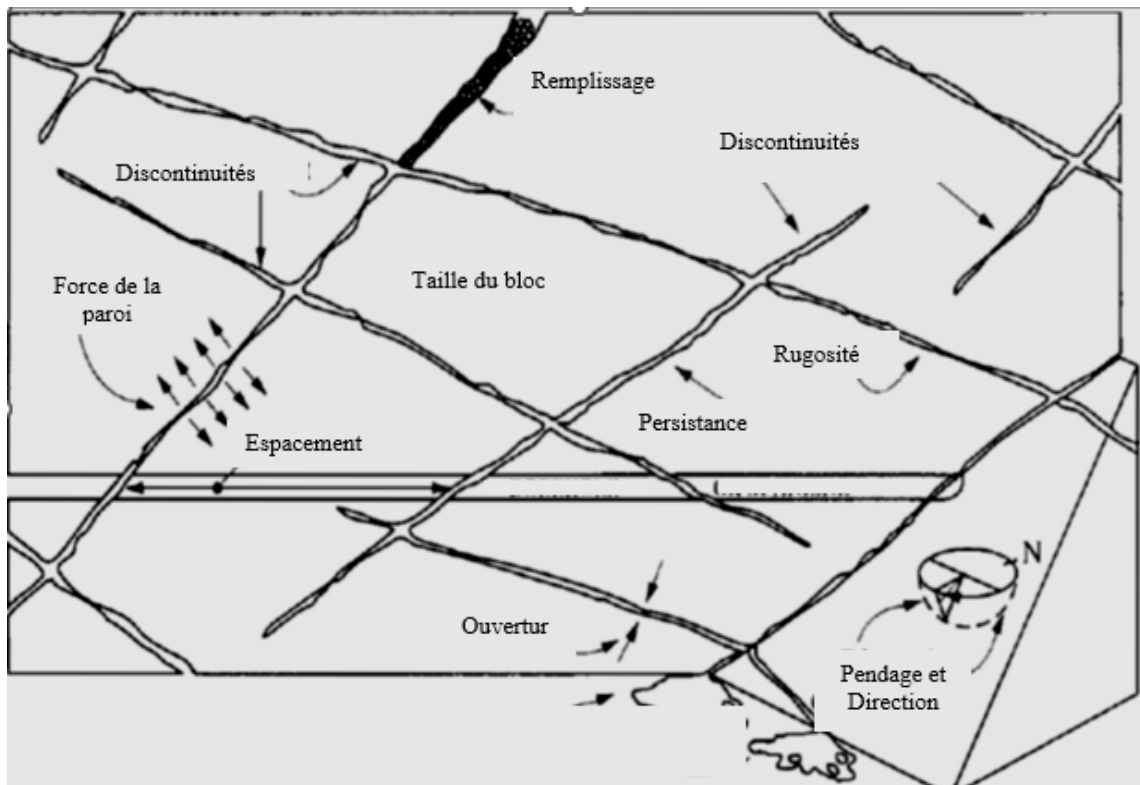


Figure 1.6 : Représentation schématique des propriétés géométriques principales des discontinuités dans la roche (Hudson , 1997).

- **Orientation, direction et pendage :**

En tout point, l'orientation d'un plan dans l'espace est définie par deux angles, par rapport au Nord géographique et à la verticale, respectivement mesurés avec une boussole et un inclinomètre (Hoek, E., & Bray, J. W. 1981). Les lignes de niveau du plan définissant la direction ou azimuth du plan, compté de 0 à 180 degrés en tournant vers l'Est (Figure 1.7). Les lignes de plus grande pente

du plan définissent le pendage, de 0 pour un plan horizontal à 90 degrés pour un plan vertical, assorti de l'indication du coté vers lequel le plan est incliné.

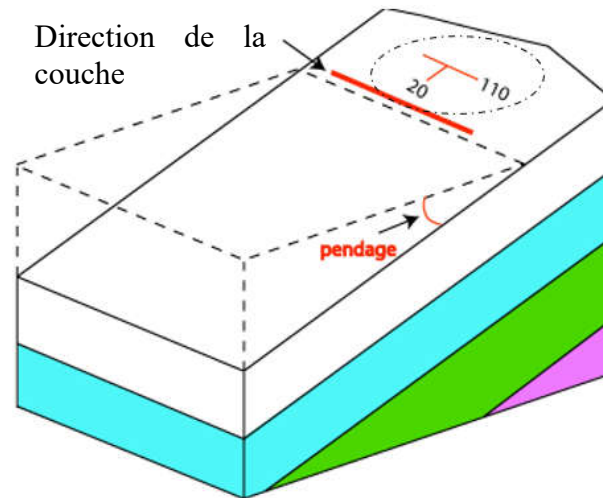


Figure 1.7: La direction (ou l'azimut) à N110° et le pendage à 20°.

- **Espacement et fréquence :**

L'espacement ou la fissurité (M) est la distance entre les intersections des discontinuités avec la ligne de balayage de mesure.

$$M = L / n \quad , \text{ m} \quad (\text{Eq.1.2})$$

M : l'espacement ou la fissurité en mètre,

L : la longueur de la partie du massif mesurée, en mètre,

n : Le nombre de fissurées sur la partie mesurée,

La fréquence (f) est le nombre des discontinuités par unité de distance, est l'inverse de l'espacement.

$$f = 1 / M \quad , \text{ m}^{-1} \quad (\text{Eq.1.3})$$

- **Persistance, étendue et forme :**

Une discontinuité est représentée généralement par sa longueur et sa largeur, mais rarement par une forme géométrique précise. On se contente souvent d'une estimation approximative comme une extension métrique ou hectométrique par exemple (voire bien plus pour certaines failles). Le degré de séparation, également connu sous le nom de persistance (en anglais persistence), est défini comme le rapport entre la surface ouverte et la surface totale de la discontinuité. Des méthodes statistiques permettant d'évaluer l'étendue et la persistance reposant sur la mesure des longueurs des traces observées sur les affleurements (Chalhoub, M. 2010 ; Barton & Choubey, 1977).

- **Rugosité :**

Bien que l'hypothèse de discontinuités planes, soit souvent retenue lors des analyses géologiques ou des modélisations, la surface d'une discontinuité peut présenter une rugosité.

La rugosité peut être définie à l'aide des schémas standards, ou des méthodes mathématiques. Dont la rugosité influence directement les caractéristiques mécaniques de la discontinuité telles que sa résistance, sa dilatation et sa raideur (Chalhoub, M. 2010 ; Barton & Choubey, 1977).

- **Ouverture et remplissage :**

L'ouverture correspond à la distance perpendiculaire entre les bords (ou les lèvres, ou les épontes) de la discontinuité. Étant donné qu'elle est variable, il est nécessaire de définir des valeurs spécifiques, des valeurs extrêmes et une détresse.

L'écartement entre les deux parois de la discontinuité rocheuse peut être constant pour des parois parallèles et planes, variables linéairement pour les parois non-parallèles mais planes, et variable pour les parois rugueuses. On utilise la valeur moyenne de la distance perpendiculaire entre les deux parois moyennes de la discontinuité.

Le matériau présent dans les discontinuités est souvent différent des roches voisines, raison pour laquelle on parle de remplissages (de l'anglais filling). Il peut s'agir soit de matériaux meubles apportés de l'extérieur par circulation d'eau ou provenant d'un broyage mécanique de la roche, le long des failles, soit de matériaux rocheux issus de cristallisations à partir de fluides ou de roches broyées préalablement (Chalhoub, M. 2010 ; Barton & Choubey, 1977).

1.3.4. Facteurs influençant la géométrie des discontinuités

La structure et la géométrie des discontinuités sont influencées par plusieurs facteurs :

- **Origine tectonique :** Les contraintes tectoniques déterminent l'orientation et la distribution des failles et joints (Fossen, 2010).
- **Lithologie :** La nature de la roche influe sur l'espacement et la continuité des discontinuités. Les roches homogènes, comme le calcaire, présentent généralement des discontinuités plus régulières.
- **Conditions géologiques locales :** Par exemple, les zones de faille ou de cisaillement présentent souvent des structures plus complexes avec des orientations multiples.

1.3.5. Méthodes de caractérisation des discontinuités

La caractérisation des discontinuités constitue une étape essentielle pour comprendre le comportement mécanique d'un massif rocheux. Toutefois, cette tâche est souvent complexifiée par le problème d'échelle et la représentativité des données collectées, en particulier dans les environnements hétérogènes. Aucun outil unique ne permet à lui seul de capter l'ensemble des

caractéristiques des discontinuités ; il est donc nécessaire de recourir à une combinaison de méthodes complémentaires :

1- Relevés de terrain

Il s'agit de la méthode la plus directe, consistant à cartographier les discontinuités visibles sur les affleurements rocheux. Elle permet de mesurer l'orientation, l'espacement, la persistance, l'ouverture et parfois le remplissage des fractures. Bien que précis à l'échelle locale, ce type de relevé est souvent limité par la visibilité restreinte des structures et peut ne pas être représentatif de l'ensemble du massif.

2- Analyses en laboratoire

À partir d'échantillons prélevés sur le terrain, il peut évaluer des paramètres tels que la rugosité des surfaces de discontinuité, la cohésion résiduelle et l'angle de frottement interne. Ces essais fournissent des données précieuses à l'échelle microscopique ou macroscopique, mais leur extrapolation à l'échelle du massif nécessite prudence, notamment en raison de la variabilité géologique.

3- Modélisation numérique

Les logiciels spécialisés permettent de simuler des réseaux de discontinuités et d'étudier leur effet sur la stabilité des versants ou l'écoulement des fluides souterrains. Toutefois, la fiabilité de ces modèles dépend fortement de la qualité et de la représentativité des données d'entrée, soulignant à nouveau l'importance de la caractérisation multi-échelle (Itasca Consulting Group, 2016).

4- Techniques géophysiques

Des méthodes non destructives comme la tomographie sismique, la radiographie géologique (GPR) ou la sismique réfraction permettent de détecter des discontinuités non visibles en surface, en donnant accès à des informations tridimensionnelles sur la structure interne du massif (Wyllie & Mah, 2004). Elles apportent une vision plus globale, mais souffrent parfois d'un manque de résolution fine pour les discontinuités submillimétriques.

1.4. Caractérisation du réseau des familles de discontinuités

Les discontinuités d'un massif rocheux présentent une organisation qui n'est pas aléatoire. Elles résultent de processus mécaniques spécifiques et se regroupent généralement en fonction d'orientations associées à ces mécanismes. Ces regroupements forment des familles de discontinuités parallèles ou subparallèles, un concept utile pour analyser la structure globale d'un massif rocheux (Priest, 1993).

1.4.1. Familles de discontinuité :

Les discontinuités au sein d'une même famille partagent des caractéristiques morphologiques similaires (orientation, espacement, persistance), reflétant leur origine commune (Fossen, 2010). Par exemple, les joints de stratification (dans les roches sédimentaires) et les plans de schistosité (dans les roches métamorphiques) forment des familles parallèles faciles à identifier. De même, les diaclases peuvent être regroupées en familles présentant des caractéristiques semblables. L'ensemble des familles forme un réseau de discontinuités qui détermine les propriétés mécaniques et hydrauliques du massif. Ce réseau influence la perméabilité, la stabilité et la réponse mécanique globale (Azizi. A et al, 2021).

1.4.2. Caractérisation des familles de discontinuités :

Les projections stéréographiques sont l'une des techniques les plus couramment utilisées pour représenter les orientations des discontinuités dans les massifs rocheux. Cette technique permet de projeter un plan dans le cercle équatorial sous la forme d'un point, connu sous le nom de projection du pôle. Deux types de projections sont couramment employés :

- La projection de Wulff qui préservant les angles, est utilisée pour étudier les relations spatiales entre différentes familles de discontinuités (Fossen, 2010).
- La projection de Schmidt qui préservant les surfaces, permet d'évaluer la densité des discontinuités en fonction de leur répartition (Priest, 1993).

Grâce aux avancées technologiques, notamment l'utilisation généralisée des micro-ordinateurs, ces techniques d'analyse sont désormais plus accessibles. Par exemple, les histogrammes et les diagrammes de direction, tels que les rosaces directionnelles, sont utilisés pour analyser les caractéristiques des variables telles que le pendage ou la direction. Dans certains cas, comme l'analyse des orientations des linéaments sur des photographies aériennes, ces méthodes constituent le seul moyen d'analyse, étant donné que seule la direction des linéaments est connue.

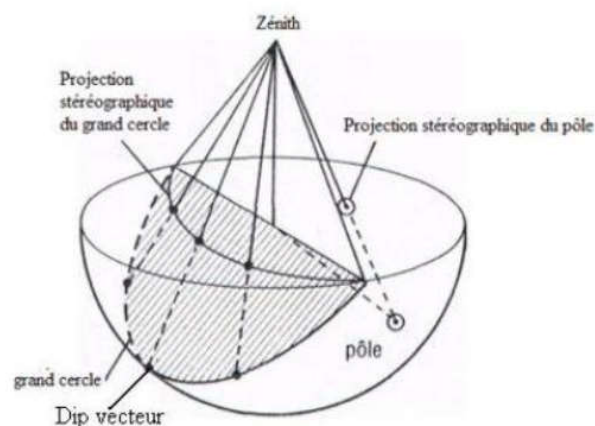


Figure 1.8 : Projection stéréographique du grand cercle et du pôle (Hoek et Brown, 1980)

1.5. Taille de la matrice rocheuse

En se basant sur les propriétés invoquées précédemment, les discontinuités peuvent diviser les masses rocheuses en compartiments distincts. Dans le cadre des travaux d'excavation et de soutènement, il est important d'estimer la taille moyenne des blocs ainsi que leur répartition, similaire (Tableau 1.3) à celles utilisées en mécanique des sols pour les propriétés granulométriques

Les discontinuités agissent comme des plans de faiblesse qui divisent le massif rocheux en compartiments. La taille des blocs est influencée par plusieurs paramètres :

- Espacement des discontinuités ou la fissurité : Plus les discontinuités sont rapprochées, plus les blocs sont petits.
- Persistance des discontinuités : Une discontinuité plus étendue favorise la formation de blocs de grande taille.
- Orientation des discontinuités : L'inclinaison et la direction influencent la forme et la stabilité des blocs (Goodman, 1989).

La fragmentation naturelle peut être accentuée par des facteurs tels que : l'érosion et la décompression des versants et les contraintes tectoniques.

Tableau 1. 3: Classification des roches massifs selon la fissurité (Bieniawski, 1989).

Catégorie de fissurité des roches	Catégorie de fissurité	Espacement moyen des discontinuités (m)	Description du massif rocheux
	Très fortement fissuré	< 0,06 m	
I	Fortement fissuré	0,06 – 0,2 m	Roche extrêmement fissurée, blocs très petits
II	Moyennement fissuré	0,2 – 0,6 m	Roche très fissurée, blocs petits
III	Faiblement fissuré	0,6 – 2,0 m	Roche moyennement fissurée, blocs moyens
IV	Très faiblement fissuré / massive	> 2,0 m	Roche faiblement fissurée, blocs gros
V	Catégorie de fissurité	Espacement moyen des discontinuités (m)	Roche pratiquement intacte, blocs très gros à massifs

1.5.1. Méthodes d'estimation de la taille des blocs

- **Méthodes géométriques :**

En supposant une distribution régulière des discontinuités, des modèles géométriques permettent d'estimer la taille moyenne des blocs dans un massif rocheux (Priest, 1993).

Ces modèles prennent en compte l'espacement et l'orientation des familles de discontinuités pour définir les dimensions moyennes des blocs.

- **Méthodes analytiques et numériques :**

Les logiciels tels que Dips ou RocLab intègrent les paramètres des discontinuités pour modéliser la taille et la forme des blocs.

La méthode de volumétrie des blocs permet d'obtenir une estimation plus précise, particulièrement dans les environnements complexes (Hoek & Brown, 1980).

- **Analyse granulométrique :**

Inspirée des techniques utilisées pour les sols, la distribution granulométrique peut être estimée à partir d'images numériques des fragments rocheux (Split-Desktop, par exemple).

Cette méthode est largement utilisée dans les projets d'extraction, comme les carrières et les mines à ciel ouvert.

1.5.2. Technologies modernes de mesure

L'évolution des technologies de mesure a permis une meilleure estimation des tailles de blocs :

- Photogrammétrie et LiDAR : Utilisés pour cartographier les discontinuités et les blocs avec une grande précision.
- Techniques de modélisation 3D : Permettent de représenter et de quantifier la fragmentation des blocs.
- Logiciels spécialisés : Comme Split-FX ou RockMass3D, qui analysent la distribution granulométrique et la géométrie des blocs.

1.6. Densité de fissuration

La densité de fissuration exprime le niveau de fracturation du massif rocheux. Le premier indice proposé pour évaluer cette densité est le RQD (Rock Quality Designation), mesuré à partir de l'analyse d'un sondage carotté. Il correspond au pourcentage de la longueur de sondage récupéré sous forme de carottes de longueur supérieure à 10 cm. Cet indice n'est pas précis et la longueur de référence est totalement arbitraire. De plus, son utilisation est soumise à des conditions strictes, telles qu'un taux de carottage supérieur à 90%. Malgré sa signification limitée, ce paramètre est couramment utilisé pour classer des massifs rocheux (Tableau 1.4).

Tableau 1. 4: Classe de qualité du massif rocheux estimé à partir du RQD (D. Deere, 1988).

Classe	RQD %	Qualité globale du massif rocheux
RQD 1	90 à 100	Excellente
RQD 2	75 à 90	Bonne
RQD 3	50 à 75	Moyenne
RQD 4	25 à 50	Mauvaise
RQD 5	0 à 25	Très mauvaise

La densité des discontinuités peut être décrite de manière plus précise en utilisant la notion de fréquence linéaire, qui correspond au nombre de discontinuités intersectées par une ligne de mesure donnée. Cette approche fournit une caractérisation quantitative des discontinuités, essentielle pour évaluer la stabilité mécanique du massif rocheux et pour planifier des projets d'excavation ou de soutènement.

La fréquence (fr) des discontinuités est une mesure directe obtenue en comptant les intersections entre une ligne de mesure (par exemple, un sondage carotté ou une ligne relevée en surface) et les discontinuités. Elle est définie par :

$$fr = \text{Nombre de discontinuités intersectées} / \text{Longueur de la ligne de mesure} \quad (\text{Eq.1.4})$$

On définit ainsi l'intervalle de discontinuités (ID) comme la moyenne des intervalles découpés par les discontinuités successives (Tableau 1.5) quelle que soit leur orientation contrairement à l'espacement qui ne s'intéresse qu'à une famille donnée le long d'une ligne de mesure caractérisée par sa longueur et son orientation (Tableau 1.6).

Tableau 1. 5: Classe de l'indice d'intervalle entre discontinuités (AFTES, 2001).

Classe	Indice d'intervalle entre discontinuités	Termes descriptifs de la densité de discontinuités
ID 1	>200	Densité de discontinuités très faible
ID 2	60 à 200	Densité de discontinuités faible
ID 3	20 à 60	Densité de discontinuités moyenne
ID 4	06 à 20	Densité de discontinuités forte
ID 5	<06	Densité de discontinuités très forte

Tableau 1. 6: Classe d'espacement des discontinuités (AFTES, 2001).

Classe	Espacement en cm	Termes descriptifs de la densité de discontinuités
ES 1	>200	Discontinuités très espacées
ES 2	60 à 200	Discontinuités espacées
ES 3	20 à 60	Discontinuités moyennement espacées
ES 4	06 à 20	Discontinuités rapprochées
ES 5	<06	Discontinuités très rapprochées

L'analyse de la fissuration d'un massif rocheux se ramène le plus souvent à l'identification des familles principales et l'évaluation d'un espacement moyen entre les discontinuités de chaque famille pour avoir une idée sur le niveau de fracturation.

Conclusion

De nombreuses études ont montré l'impact significatif des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers. Dans certaines situations, l'influence des discontinuités sur les résultats des tirs peut s'avérer plus déterminante que les propriétés physico-mécaniques du massif ou même que la nature de l'explosif utilisé. Leur impact dépend notamment de l'orientation, de la fréquence, du matériau de remplissage, de l'épaisseur et des caractéristiques mécaniques des discontinuités. Il apparaît dès lors indispensable d'intégrer ces paramètres dans la planification des tirs miniers afin d'optimiser la fragmentation et de garantir la sécurité des opérations.

Chapitre 2

Abattage à l'explosif et fragmentation de la roche

Introduction :

L'opération d'abattage à explosif constitue la première étape du processus de réduction granulométrique dans une carrière. Ce processus vise à réduire la taille des matériaux extraits, généralement de la roche ou du minerai, en morceaux plus petits qui peuvent être ensuite manipulés, transportés et traités plus facilement.

La bonne maîtrise de cette opération permet de limiter les coûts qui représentent typiquement 25% à 30 % du prix de revient et la rentabilité de l'exploitation dans les carrières d'agrégats, et cela, par la diminution des travaux de fragmentation secondaire et l'amélioration du rendement des équipements de chargement et de transport.

La réussite de l'opération d'abattage à l'explosif dépend de plusieurs facteurs qui affectent à la fois le résultat du tir et la manière dont la roche se fragmente. Ce chapitre se concentre sur ces aspects en explorant les travaux liés à l'abattage, en analysant le processus de fragmentation de la roche, le type d'explosif choisi et les variables du plan de tir.

2.1. Abattage à l'explosif de la masse rocheuse**2.1.1. Les modes de l'abattage de la roche**

L'abattage de la roche est un procédé technique pour détacher et fragmenter le matériau et de réduire les dimensions des roches. La maîtrise des travaux de l'abattage assure :

- L'optimisation de l'extraction du minerai,
- L'efficacité de la fragmentation en augmentant la productivité globale du produit fini,
- La réduction des coûts liés aux opérations de chargement, de transport et de ainsi qu'aux opérations de concassage et de broyage,
- Une parfaite sécurité des zones d'exploitation, en minimisant les risques pour la sécurité des travailleurs et des équipements.

Le choix du mode de l'abattage de la roche repose essentiellement sur plusieurs facteurs comme suit

- Les propriétés physiques et mécaniques de la roche, surtout la résistance et la dureté (Hoek et Brown, 1980).
- Le degré de la fissuration : notamment la densité et l'orientation des discontinuités, influence le comportement des roches sous l'effet des forces mécaniques ou explosives (ISRM, 1978).

- La puissance du gisement à exploiter influence sur le mode de l'abattage notamment les caractéristiques géologiques et la taille du gisement déterminent la méthode la plus rentable pour l'exploitation (López J et al., 1995).

Les principaux modes de l'abattage sont comme suit :

- 1- Abattage mécanique : c'est l'abattage au moyen mécanique en utilisant les machines d'abattage ponctuelle à l'aide des marteaux piqueurs.
- 2- Abattage à l'explosif : Les charges explosives sont introduites dans des trous et cavités créés dans le massif rocheux, dans ce mode on trouve :
 - Trou de mines dont les longueurs peuvent atteindre 05m comme dans les mines souterraines,
 - Trous profonds dont la longueur sont de 05 jusqu'à 30m et plus,
 - Par chambre ou fourneaux de mines dont les charges explosives sont introduites dans des excavations préparatoires et de traçage destiné pour cet objectif.
- 3- Abattage spéciale :
 - Abattage hydraulique dont la séparation du minerai de son massif est réalisée à l'aide d'un jet d'eau (14-15 atmosphère) (1atm= 1.01325 bar)
 - Abattage électro- physique est réalisé par transmission de l'énergie électrique, par rayon laser.
- 4- Eboulement non provoqué où le massif rocheux est abattu sous l'effet de son propre poids dans l'espace d'exploitation.

2.1.2. Abattage à l'explosif de la roche

L'abattage à explosif est une technique clé dans les carrières et les mines, utilisée pour fragmenter les roches du massif en vue de faciliter leur manipulation, transport et traitement ultérieur. Ce procédé représente une étape initiale de réduction granulométrique qui, si elle est bien maîtrisée, peut optimiser le rendement global des opérations et réduire les coûts d'exploitation.

Dans les carrières, l'abattage à explosif peut constituer jusqu'à 25 % à 30 % du coût total d'exploitation (López. J et al., 1995). A cet effet, une maîtrise efficace de ce procédé permet :

- d'optimiser l'extraction : en garantissant un taux de récupération élevé du minerai exploitable.
- d'améliorer la fragmentation : ce qui augmente l'efficacité des opérations de concassage et de broyage.
- de réduire les coûts : en diminuant les efforts nécessaires pour le transport et le traitement.

- d'assurer la sécurité : en limitant les risques liés aux opérations dans les zones exploitées (Bieniawski, 1984 ; Hoek et Bray, 1981).

2.1.3. Processus de l'abattage à explosif

L'abattage à l'explosif est une opération clé dans l'exploitation des roches massives. Il repose sur une succession d'étapes techniques rigoureusement planifiées, allant de la préparation du terrain jusqu'à l'évaluation post-tir. Chacune de ces étapes joue un rôle déterminant dans la qualité de la fragmentation obtenue, la sécurité des opérations et la maîtrise des impacts environnementaux. (Hoek & Bray, 1981 ; Chiappetta, 1990 ; López Jimeno et al., 2004 ; Singh et al., 2005).

- **Préparation des zones d'extraction** : Cette étape consiste à identifier les volumes de roche à extraire et à planifier les opérations de manière optimale.
- **Foration des trous** : Des foreuses sont utilisées pour percer des trous dans la roche selon des schémas prédéterminés. Les dimensions, l'orientation et l'espacement de ces trous influencent directement la qualité de la fragmentation
- **Chargement et amorçage des explosifs** : Le choix des explosifs dépend des propriétés mécaniques de la roche et des objectifs de fragmentation. À cette fin, les explosifs sont souvent associés à des accessoires tels que les détonateurs électroniques, permettant un contrôle précis du tir.
- **Abattage et évaluation** : L'exécution des tirs doit respecter des protocoles de sécurité stricts afin de prévenir les projections, les vibrations excessives et les tirs ratés. Une évaluation post-tir est essentielle pour analyser les résultats et ajuster les paramètres des tirs suivants.

2.2. Les explosifs

2.2.1. Généralités sur les explosifs

Un explosif est une substance chimique ou un mélange de substances capable de libérer de l'énergie de manière rapide et violente lorsqu'il est déclenché par une source appropriée (Parmer et al., 2018), telle que la chaleur, une flamme, un choc mécanique ou une détonation. Lors de sa décomposition, l'explosif libère rapidement une grande quantité d'énergie sous forme de gaz, de chaleur, de lumière et de pression.

Les explosifs industriels sont généralement composés d'un comburant (oxydant) et d'un combustible (réducteur), auxquels s'ajoutent parfois d'autres substances pour leur conférer des propriétés spécifiques.

Les explosifs sont classés en deux grandes catégories selon leur sensibilité à l'amorçage :

- **Explosifs primaires** : très sensible, ils peuvent être amorcés par une flamme ou un choc léger. Ils sont utilisés dans les dispositifs d'amorçage
- **Explosifs secondaires** : relativement moins sensibles, leur détonation nécessite l'action d'un explosif primaire ou d'un détonateur puissant. Ils sont principalement utilisés dans les charges principales (ex. : ANFO, dynamite).

Les explosifs peuvent se décomposer selon trois modes principaux, chacun produisant des effets très différents :

- **Combustion simple** : Ce mode de réaction est lent et progressif, sans générer une onde de choc significatif. Il se produit généralement à pression atmosphérique, comme les mélanges pyrotechniques dans les feux d'artifice. En abattage, ce mode est peu efficace, car il ne génère pas l'énergie nécessaire à la fragmentation des roches (Meyer & Köhler, 2002).
- **Déflagration** : elle se caractérise par une réaction plus rapide que la combustion, mais dont la vitesse de décomposition reste inférieure à celle du son dans le matériau (≈ 340 m/s). Elle génère une pression modérée utilisée dans certaines applications propulsives (poudres à canon), mais insuffisante pour fragmenter efficacement les roches.
- **Détonation** : C'est le mode recherché en exploitation minière. La réaction se propage à des vitesses supersoniques (entre 2000 et 8000 m/s) et crée une onde de choc intense qui traverse l'explosif, provoquant une libération d'énergie brutale et efficace pour fracturer la roche.

Le confinement de l'explosif, par exemple dans un trou foré, joue un rôle déterminant dans le régime de décomposition. Il empêche les gaz de s'échapper prématurément, ce qui augmente la pression et favorise le passage vers un régime de déflagration ou de détonation, selon le type d'explosif utilisé. À l'inverse, un explosif peu sensible et non confiné peut simplement brûler, sans produire l'effet destructeur recherché, sous la forme d'une combustion simple (Bhandari, 1997).

2.2.2. Types d'explosifs utilisés dans le secteur minier

Les explosifs industriels jouent un rôle essentiel dans les opérations de forage et d'abattage dans les mines. Ils permettent de fragmenter efficacement les roches, facilitant ainsi leur extraction et leur traitement. On distingue quatre types d'explosifs (Tableau 2.1), classés comme suit :

- **Catégorie A : Dynamites**

Les dynamites contiennent entre 10 % et 90 % de nitroglycéroglycol (NGL), un mélange de nitroglycérine et dinitroglycol. Le nitroglycéroglycol est utilisé pour améliorer la résistance au gel, rendant ces explosifs utilisables dans des climats froids.

La nitroglycérine est hautement sensible aux chocs et à la friction, nécessitant des précautions strictes pour éviter les accidents.

- **Catégorie B : Explosifs nitrés**

Les explosifs nitrés contiennent environ 80 % de nitrate d'ammonium mélangé à des explosifs purs (TNT ou la pentrite).

- **Catégorie C : Émulsions explosives**

Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs.

- **Catégorie D : Nitrates fuels (ANFO)**

Constitués de 94 % de nitrate d'ammonium sous forme granulaire et de 6 % de fuel domestique ou d'huile minérale.

Tableau 2. 1: Les caractéristiques des explosifs.

Désignation	Densité g/m ³	Vitesse de Détonation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1.4- 1.5	4000 - 6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitrés	1.0- 1.15	4000 - 6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu humide
Nitrate fuels	0.9	3000 - 4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Emulsions	1.2- 1.5	4000 - 5000	Excellent	Roches dures et humides

En Algérie, le choix de l'explosif doit être conforme aux spécifications techniques et aux propriétés physico-chimiques fabriqué par l'Office national des substances explosives (ONEX), pour assurer l'efficacité de la fragmentation et la sécurité des tirs (Tableau 2.2).

Tableau 2. 2: Les spécifications des explosifs fournis par l'Office National des substances explosives (ONEX).

Spécifications	Dénominations										
	Géonite	Gélanite			Marmanite			Milanit	TEMEX	N18	Anfomil
		1	2	3	1	2	3				
Densité (g/m³)	1.5	1.4	1.45	1.33	0.95	0.98	1.33	0.99	1.2	0.95	0.95
Vitesse de détonation (m/s)	5800	6300	6000	6500	4000	4100	6500	4100	5400	3500	3000
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1.15	1.33	1.27	1.20	1.28	1.27	1.18	1.16	1.20	1.16	1.15
Volume de gaz (l/kg)	760	861	808	872	868	902	930	915	861	901	975

2.2.3. Principe de fonctionnement de l'explosif

Une explosion est un processus dynamique caractérisé par une libération rapide et violente d'énergie, résultant de la décomposition soudaine d'un matériau explosif. Cette décomposition produit des gaz à haute pression et température, accompagnés de lumière, de bruit intense et d'ondes de choc (Meyer & Köhler, 2002).

Ce phénomène repose principalement sur une réaction chimique exothermique très rapide. Lorsqu'un explosif subit une détonation, une onde de choc se propage à travers la matière, déclenchant instantanément la réaction chimique. Celle-ci génère une grande quantité de gaz à très haute température et pression, responsable des effets destructeurs observés.

La détonation se distingue par une propagation d'une onde de choc intense à des vitesses supersoniques (entre 2000 et 8000 m/s) selon la composition et les propriétés de l'explosif. Cette onde traverse l'explosif, provoquant une libération d'énergie brutale et efficace pour fracturer la roche.

L'énergie libérée lors de la détonation se répartit en trois zones principales, chacune jouant un rôle essentiel dans les effets mécaniques et thermodynamiques de l'explosion (López J. et al., 1995 ; Bhandari, 1997) ;

- **Zone 1 : L'explosif avant réaction**

Cette zone correspond à l'état initial de l'explosif, caractérisé par des conditions normales de température (T_0), de pression (P_0) et de volume massique (V_0).

L'onde de choc qui traverse cette zone agit comme un déclencheur, initiant la réaction chimique de décomposition.

- **Zone 2 : La zone de réaction chimique**

Cette zone est le siège de la réaction exothermique. L'onde de choc engendre une montée rapide de la température (T_1) et de la pression, provoquant la transformation de l'explosif en gaz.

La réaction chimique libère une grande quantité d'énergie thermique et mécanique.

- **Zone 3 : Les produits de réaction**

Dans cette zone, les gaz produits lors de la détonation se détendent et exercent une pression élevée sur l'environnement, participant ainsi aux effets destructeurs de l'explosion.

Les gaz, à une température et une pression élevée, agissent pour fracturer, déplacer ou projeter les matériaux environnants (Figure 2.1).

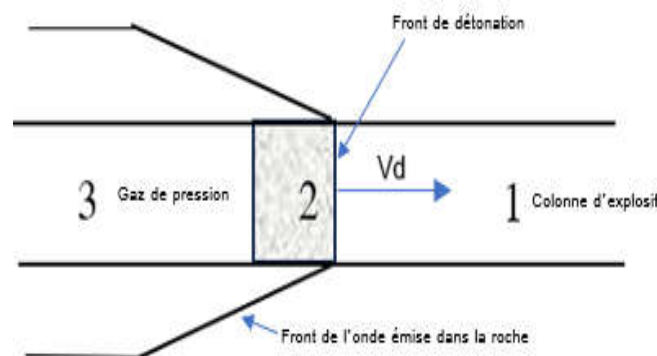


Figure 2. 1: Propagation de l'onde de détonation. (Menacer. K, 2011)

L'énergie totale libérée par une explosion se manifeste principalement sous deux formes complémentaires :

- **Énergie de choc :** elle est transmise sous forme d'une onde de contrainte (ou onde de choc) qui se propage dans le matériau environnant. Cette onde provoque des fractures et des déplacements de la roche, en particulier dans les milieux durs et compacts où elle est la plus efficace.
- **Énergie des gaz :** elle est associée à la pression et à la température des gaz produits par la détonation. Cette énergie provoque une expansion volumique rapide, générant des effets mécaniques importants, tels que la fragmentation, l'éjection ou le déplacement des matériaux (López J. et al., 1995).

2.3. Conception du plan de tir

2.3.1. Evaluation des résultats de tir

Dans l'exploitation minière, l'évaluation des résultats de tir est essentielle pour garantir l'efficacité des opérations en aval telles que le chargement, le transport et le concassage. Elle repose sur l'analyse de plusieurs indicateurs techniques spécifiques, décrits dans la littérature spécialisée sur la fragmentation des roches et la conception des tirs.

A cet effet, les principaux indicateurs d'évaluation sont comme suit (Persson et al., 1993 ; Jimeno et al., 1995 ; Moser. P, 2012 ; Mohanty. B, 1986) :

- **Blocométrie (granulométrie des fragments)**

La taille des blocs issus de l'abattage doit être compatible avec les capacités des équipements de chargement et de concassage. Une bonne fragmentation permet de réduire les temps d'arrêt et d'améliorer les performances globales du processus.

- **Foisonnement**

Le foisonnement désigne l'augmentation du volume du matériau après l'explosion. Une uniformité dans la taille des blocs est essentielle pour éviter les engorgements lors du transport et du traitement

- **Nivellement de la surface abattue**

Une surface bien nivelée facilite les opérations de chargement, réduit les cycles de transport et améliore la sécurité des zones d'intervention.

- **Découpage des fronts de taille**

Un bon profil des fronts de taille est nécessaire pour préparer les tirs suivants et garantir des conditions de travail sûres. À l'inverse, un tir mal conçu peut entraîner la formation de surbris, de talus instables ou de zones dangereuses.

Les exploitants s'efforcent de trouver un équilibre entre une bonne fragmentation et des impacts minimaux sur l'environnement et la sécurité. L'atteinte de cet équilibre permet notamment :

- D'optimiser les cycles de chargement et de transport, en assurant des tailles de blocs adaptée aux engins
- D'améliorer la sécurité sur site, grâce à un meilleur contrôle des vibrations, des projections et de la géométrie des fronts.

2.3.2. Les paramètres de conception du plan de tir

La rentabilité des opérations minières telles que le chargement, le transport et le concassage, dépend fortement de la qualité de la fragmentation obtenue après l'abattage. Pour optimiser ces étapes, la conception d'un plan de tir efficace repose sur plusieurs paramètres fondamentaux :

1. Paramètres liés au massif rocheux

1. Paramètres liés au massif rocheux

Les mécanismes de transmission de l'énergie explosive au sein du massif rocheux sont relativement bien établis. Toutefois, la quantification précise de cette transmission, ainsi que l'évaluation de l'influence des caractéristiques spécifiques du massif (telles que la résistance mécanique, la fissuration et les discontinuités), demeurent des domaines de recherche active (Chiapetta, 1998; Stump, 2002; Dotto, 2024).

L'interaction entre l'énergie explosive et le massif rocheux joue un rôle crucial : un massif facile à fragmenter nécessite un plan de tir soigneusement adapté, comme on l'observe dans l'exploitation des roches ornementales. En revanche, la fragmentation d'un massif hétérogène, très fracturé ou karstifié, s'avère particulièrement complexe, surtout en présence de discontinuités ouvertes ou de zones décomprimées. Dans ces conditions, les résultats des tirs sont souvent médiocres, et les opérations sont entravées par des défis tels que des forages imprécis, des parois instables, la présence d'eau, des problèmes de chargement d'explosifs, des ruptures de circuits d'amorçage et des effets arrière importants.

L'onde de choc générée par l'explosion est un facteur majeur dans la formation de nouvelles fissures dans la roche. L'énergie restante, sous forme de gaz à haute pression, agit pendant l'expansion pour prolonger les fissures existantes, en créer de nouvelles et déplacer le volume rocheux à fragmenter. Ce processus est à l'origine d'un impact global qui combine ces effets sur la roche environnante autour des trous de forage (Jimeno et al., 1995).

Des facteurs tels que les joints ouverts et les surfaces libres jouent également un rôle essentiel dans la rupture de la roche. Une surface libre bien positionnée par rapport aux trous de mine maximise l'efficacité de l'énergie explosive sur le massif. Par ailleurs, lorsqu'une plateforme présente plusieurs faces libres, l'explosion devient plus efficace, car les ondes de compression et de traction induites par l'explosion interagissent de manière optimale pour fracturer la roche (Bhandari, 2020).

2. Paramètres liés aux caractéristiques mécaniques de la roche

Le comportement de la roche au voisinage de la charge pendant la détonation est déterminé par sa résistance à la compression. Le module de Young permet de mesurer la flexibilité de la matrice rocheuse. Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour le gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche.

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la matrice rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction.

La résistance à la traction est généralement évaluée de manière indirecte à l'aide de la méthode dite brésilienne. Cependant, cette approche fournit sa valeur constante. Cette valeur est recommandée par Mohanty (1986) de ne pas l'utiliser pour étudier le comportement de la matrice rocheuse lors des tirs. En réalité, il a réussi à obtenir des valeurs de résistance à la traction appelées dynamiques supérieures d'environ 4 à 5 fois par rapport aux valeurs statiques.

3. Paramètres liés à l'énergie explosive

Ces paramètres influencent l'intensité et le type d'énergie utilisés, ainsi que sur la répartition de l'énergie dans le temps. En général, le choix de l'explosif dépend de la nature du massif. Des explosifs à forte densité et à haute vitesse de détonation sont requis pour les roches dures peu fracturées. Pour créer de nouvelles surfaces lors de la fragmentation, il est nécessaire d'utiliser un explosif à forte brisance. En revanche, dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattus sont principalement délimités par des discontinuités préexistantes (la création de nouvelles surfaces pendant l'abattage est peu importante), il serait plus efficace d'utiliser un explosif de faible densité avec une vitesse de détonation moins élevée. Dans cette situation, et en particulier lorsque les fractures sont ouvertes, il est primordial de considérer la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un facteur crucial.

Selon le type d'explosif employé, l'énergie libre peut être principalement de l'onde de choc ou de gaz. On peut mesurer cette répartition de manière expérimentale en piscine.

Pour cela, des explosions de charges explosives connues ont été provoquées et analysées. Ainsi la détonation produit une onde de choc et un volume de gaz qui sont enregistrés par des capteurs dans le fluide.

4. Paramètres géométriques

Les paramètres géométriques influencent la distribution de la charge explosive et l'efficacité de la fragmentation (Figure 2.2). Il s'agit des caractéristiques du trou de mine, comprenant son diamètre, sa longueur et son inclinaison, ainsi que la disposition des trous dans le gradin (maille de forage, espacement, alignement).

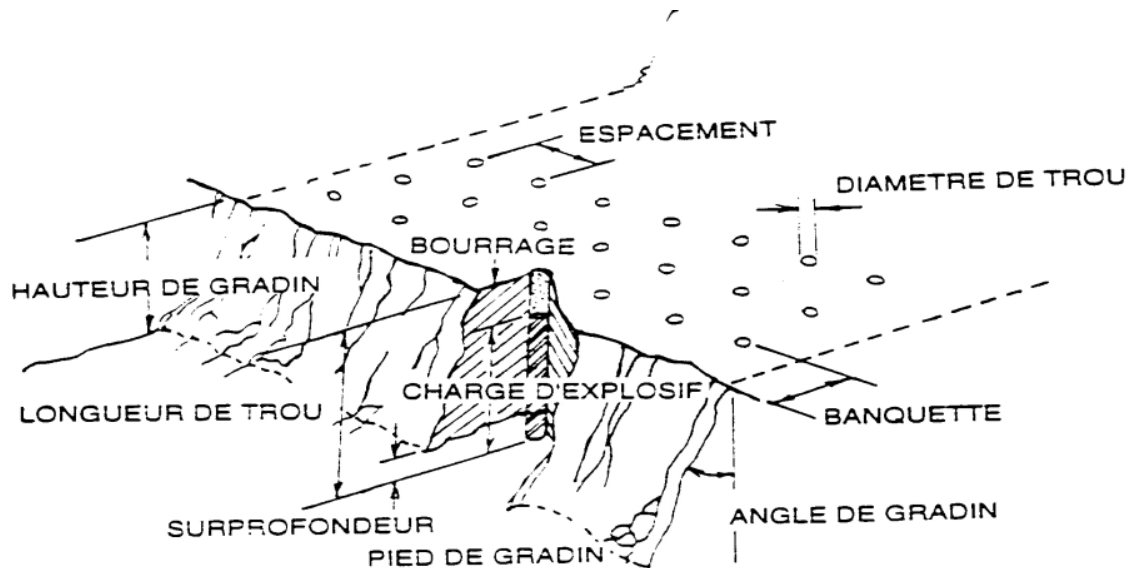


Figure 2. 2: Dispositif des paramètres géométriques du plan de tir (Hadjadj. A. E, 2011).

- Diamètre du trou

Il doit être sélectionné en fonction des objectifs du tir, des conditions géologiques, du type d'explosif et des contraintes environnementales. Un diamètre plus élevé entraîne une vitesse de détonation accrue lors de l'amorçage latéral, ce qui entraîne une stabilité accrue. Cela encourage une meilleure efficacité de l'énergie, ce qui contribue à la fragmentation du massif (Jimeno *et al.*, 1995 ; Persson *et al.*, 1993).

Toutefois, cela peut également entraîner une répartition moins efficace de la charge en raison d'une longueur de bourrage assez élevée. De plus, si le massif est suffisamment fracturé, une grande maille, résultant d'un diamètre plus élevé, ne parviendra pas à réaliser la fragmentation souhaitée. L'utilisation efficace de la charge explosive est obtenue lorsque la ligne de moindre résistance est d'environ 40 fois le diamètre du trou de forage. Cependant, à mesure que le diamètre du trou augmente, cette ligne de moindre résistance tend à s'approcher de la hauteur du gradin, ce qui peut entraîner une diminution de l'efficacité de l'explosion en termes de fragmentation et de dissipation d'énergie. Pour éviter ce déséquilibre, Persson *et al.* (1993) recommandent de limiter le diamètre du trou en respectant la relation suivante :

$$d \leq hg/40 \quad (\text{Eq 2.1})$$

avec :

d : diamètre du trou, en mètres (m)

hg : hauteur du gradin, en mètres (m)

Cette expression permet de garantir un bon compromis entre efficacité énergétique, stabilité du front, et qualité de la fragmentation dans les opérations de tir.

Autrement dit, certaines informations du terrain peuvent également influencer le choix du diamètre, comme :

- La structure du massif qui a un impact essentiel sur la granulométrie. Ainsi, elle aura un impact indirect sur la sélection du diamètre de forage,
- La nature de l'explosif, qui peut par exemple augmenter sa vitesse de détonation lorsque le diamètre augmente.
- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit est influencé par la charge unitaire par retard (qui est généralement celle d'un diamètre du trou de mine) ;
- Le type de chargement nécessaire pour assurer un bon fonctionnement, ce qui aura un impact indirect sur le choix du diamètre de forage.

- La ligne de moindre résistance

Lorsqu'une onde de déformation générée par un tir ou par la détonation de trous voisins atteint une surface libre, une onde d'extensible réfléchi se forme et se propage en retour dans la masse rocheuse. Cette onde réfléchi a pour effet de provoquer l'ouverture de fissures radiales autour du trou de mine, dont l'orientation est généralement tangentielle au front d'onde, donc parallèle ou quasi parallèle à la surface libre, c'est-à-dire au front de taille (Persson et al., 1993 ; Jimeno et al., 1995).

Dans un tir bien conçu, avec une ligne de moindre résistance (LMR) correctement dimensionnée, la pression des gaz de l'explosion agit comme force principale de déplacement de la roche vers la surface libre, tout en contribuant à une fragmentation efficace et à la formation d'un tas homogène de matériaux abattus.

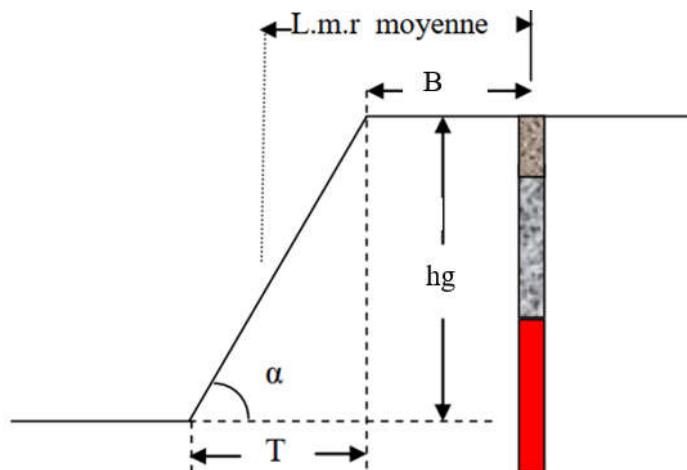


Figure 2. 3: Dispositif des paramètres géométriques de trou des mines.

$$LMR = B + \frac{1}{2} * T = B + \frac{1}{2} * hg * \cot a \quad m \quad (Eq\ 2.2)$$

Avec :

LMR : Ligne de moindre résistance

hg : hauteur du gradin en m,

α : angle d'inclinaison du gradin en $^{\circ}$;

B : banquette en m

Toutefois :

- Si la ligne de moindre résistance est trop faible, les fissures radiales atteignent rapidement la surface libre, ce qui provoque une libération prématurée des gaz, réduisant ainsi l'efficacité énergétique du tir et générant des projections dangereuses (López Jimeno, 1995).
- Si, au contraire, la ligne de moindre résistance est trop grande, l'énergie de l'explosion est étouffée, la fragmentation devient médiocre, et le rendement global du tir diminue (Persson et al., 1993).

- La profondeur et l'inclinaison du trou

La ligne de moindre résistance varie en fonction de la profondeur lorsque les trous sont verticaux et que les fronts de taille sont inclinés. Or, de nombreux équipements de forage ne permettent que la réalisation de trous verticaux. Dans ce cas, il est possible d'optimiser l'efficacité du tir de la première ligne en adaptant la charge explosive à la profondeur du trou.

La profondeur et l'inclinaison du trou influencent la répartition de l'énergie dans le volume à abattre. Pour les trous longs, il devient difficile d'obtenir une distribution optimale de la charge.

À l'inverse, l'utilisation de trous inclinés, notamment dans la première rangée et en présence d'un front incliné, permet :

- une meilleure répartition de la charge dans la masse rocheuse,
- une évacuation plus rapide et plus efficace du pied de gradin,
- ainsi qu'une réduction significative des effets arrière (back break).

- La banquette :

La banquette est la distance entre la première rangée de trou et la face libre (Figure 2.2). Elle détermine alors en grande partie le volume de rocher à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Cette énergie doit être suffisamment grande pour que les contraintes qu'elle engendre puissent fracturer le volume à abattre et que les gaz générés puissent propager les fractures ainsi créées et en fin déplacer les blocs fragmentés vers la fosse.

- L'espacement entre les trous :

Lorsque les fissures se développent parallèlement à la surface libre, à la suite de la réflexion de l'onde de choc, la pression des gaz piégés entre ces fissures exerce une force dirigée vers l'extérieur, ce qui fragmente la roche et entraîne son expulsion sous forme de blocs éparpillés.

L'efficacité de cette pénétration des gaz est naturellement limitée par la dimension des fissures et le volume de gaz disponible. Une fragmentation effective se produit dès que la pression accumulée devient suffisante pour fracturer et déplacer la roche.

Lorsque l'effet d'un trou unique est renforcé par les trous adjacents, placés selon un espacement optimal, la force totale exercée sur la bande de roche le long de la ligne de moindre résistance est uniformément répartie, ce qui permet d'obtenir une fragmentation efficace et homogène du massif rocheux.

L'espacement entre les trous d'une même rangée, s'exprime par rapport à la ligne de moindre résistance. En général, un espacement égal à 1,25 fois la ligne de moindre résistance donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre 0,8LMR et 1,5LMR (LMR est la ligne de moindre résistance) sans pour autant augmenter l'énergie de la charge explosive spécifique.

- **La disposition des trous :**

Les résultats du tir sont fortement influencés par la disposition des trous dans l'espacement (E), la taille de la banquette (B) et le rapport de maille.

La maille doit être disposée de manière à ce que la répartition latérale de l'énergie dans le massif soit la plus optimale. Il a été démontré par les expériences qu'il est possible d'obtenir cela dans le cas d'une maille irrégulière plutôt que dans celui d'une maille carrée (Persson, A, et al. 1993 ; López J, C. 1995).

Les objectifs poursuivis déterminent principalement le rapport de maille, qui correspond à l'espacement des trous sur la banquette.

Le rapport doit être le plus élevé possible (entre 1,2 et 1,5) pour une bonne fragmentation ; pour un bon profil de front ou par commodité, il est souvent proche de 1 ; pour la production d'enrichissement, il est conseillé de le réduire à une valeur inférieure à 1,5. En général, un compromis de 1,2 est choisi. En d'autres termes, les trois représentations possibles des mailles (López J, C.1995) sont :

- Maille carrée avec $B=E$
- Maille rectangulaire avec $B<E$
- Maille rectangulaire inverse avec $B>E$.

Où : B et E sont : E correspond à la distance entre les trous et la banquette.

Dans le tir à retards, le rapport de maille varie en fonction de la séquence d'initiation de la charge d'explosif.

- **La Surprofondeur**

La surprofondeur est principalement associée à la banquette. Il faut qu'elle soit située à 0,3 fois la banquette. Cette dernière facilite considérablement la sortie du pied. Son importance diminue ou devient insignifiante lorsque le massif présente des discontinuités horizontales prédominantes. Elle s'accroît également en fonction de la profondeur du trou et du nombre de rangées.

- **Le Bourrage**

Le rôle du bourrage est de réduire les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs grâce au bourrage. Il est influencé par la banquette et l'amorçage. Il est en adéquation avec la banquette. La longueur de l'amorçage latéral en mine profonde doit être égale à celle de la banquette. Il est possible qu'il soit faible en mine courte : il peut atteindre 0,5B dans cette situation, ainsi que lorsque l'amorçage est réalisé en fond de trou dans les mines verticales profondes. Les gravillons non compactés sont particulièrement satisfaisants en termes d'efficacité.

5. Paramètres liés à l'amorçage séquence d'initiation

Après la foration et le chargement des trous, il est nécessaire de procéder au liaisonnement du tir. Cette étape consiste à disposer un cordon détonant le long de la rangée de trous pour former une ligne continue reliée à chaque charge.

Dans le cas des modèles de grande taille, et afin de réduire les risques de tirs ratés et d'assurer une détonation complète, on utilise des lignes de sécurité. Une ligne périphérique est alors installée autour du modèle pour garantir un déclenchement redondant.

La mise à feu principale (ou ligne de lancement) est généralement connectée au centre de la ligne principale située en façade. La séquence de tir est ensuite contrôlée grâce à l'utilisation de microretards.

La chaîne pyrotechnique d'amorçage comprend :

- Un générateur thermique (mèche lente ou perle d'allumage de détonateur électrique),
- Un explosif primaire (hautement sensible),
- Un explosif secondaire (moins sensible mais plus puissant).

L'initiation de l'explosif primaire se fait à l'aide de différents systèmes d'amorçage, notamment :

- Les détonateurs électriques,
- Les détonateurs non électriques (mèche de sécurité, cordeau détonant, etc.).

L'explosif primaire, une fois déclenché, initie à son tour la détonation de l'explosif secondaire.

On distingue deux types principaux d'amorçage :

- L'amorçage ponctuel : effectué au moyen d'un détonateur placé directement dans la charge (souvent électrique),
- L'amorçage latéral : réalisé via un cordon détonant reliant les charges en série.

Les compositions retardatrices émettent des bruits dans des intervalles de temps allant de 25 millisecondes pour la série des courts retards, puis de 100, 200 ou 500 millisecondes pour les détonateurs retards (DEMR, DER).

La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière de vibrations qui résultent du tir. Elle est effectuée à l'aide d'un micro-retard qui assure la réaction progressive des faces libres. Dans cette situation, chaque charge réussit à se détacher avant que la suivante ne soit amorcée. La prolongation de l'explosion dans le temps qui en découle entraîne également une diminution des effets vibratoires dans le sol.

Le mode de détonation de l'explosif dépend de la mise à feu de la charge. Bien sûr, cela a eu un impact considérable sur son efficacité. On peut effectuer cette mise à feu de manière latérale ou longitudinale. La première est connue sous le nom d'amorçage latéral, effectué à l'aide d'un cordeau détonant. Le deuxième procédé consiste à amorcer de manière ponctuelle en utilisant un booster alimenté par un fil électrique ou non-électrique (méthode NONEL). La position du booster peut varier entre la tête, la zone intermédiaire ou le pied de la colonne d'explosif.

6. Paramètres liés la présence de l'eau

La présence de l'eau dans un terrain constitue toujours une source de préoccupation pour le mineur, posant trois problèmes liés :

- Au choix de l'explosif ;
- Au forage ;
- A son rôle dans le processus d'abattage ;

Pour le choix de l'explosif, l'emploi du nitrate-fioul, explosif sensible à l'eau est prohibé dans l'abattage.

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

Le rôle exact de l'eau dans le processus d'abattage est fait l'objet de discussions et de controverses. On peut toutefois émettre les idées suivantes :

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

- L'expérience montre que le bourrage à l'eau est efficace ; sur le plan théorique, on peut montrer également que l'inertie de la masse d'eau est suffisante pour permettre une montée en pression des gaz de détonation dans le trou avant l'éjection de la colonne liquide.
- L'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission de la vibration

Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est rassemblement sans influence sur la propagation des vibrations : il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, transmet bien les vibrations longitudinales (mais pas les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure un couplage hydraulique des différents blocs rocheux.

L'amortissement de la vibration est donc réduit de façon significative. Ainsi la présence d'eau doit favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés.

2.4. Processus de la fragmentation de la roche

L'énergie libérée par une explosion se propage dans toutes les directions, mais seule une fraction est efficacement transmise vers une surface libre, où elle contribue à provoquer la rupture désirée. Ce processus, complexe et dynamique, peut être divisé en trois étapes distinctes, chacune jouant un rôle essentiel dans la fragmentation des roches.

- **Étape 1 : Rupture initiale à proximité du trou de forage**

Lors de la détonation de l'explosif, une onde de choc à très haute pression se propage dans la roche environnante. Cette onde génère des contraintes radiales et tangentielles qui dépassent la résistance mécanique du matériau, provoquant ainsi une rupture brutale dans la zone proche du trou de forage. Il en résulte la formation de fissures radiales, qui se propagent vers l'extérieur à partir du trou, affaiblissant la structure du massif rocheux.

Selon Persson et al. (1993), le développement de ces fractures initiales dépend fortement des propriétés mécaniques de la roche (telles que la résistance à la compression, la ténacité) et de la nature des explosifs utilisés. Ces fissures constituent la première étape essentielle dans le processus de fragmentation, car elles facilitent la dissipation de l'énergie de l'explosion dans le massif.

- **Étape 2 : Interaction de l'onde de choc avec la surface libre**

Lorsque l'onde de choc atteint une surface libre, elle est partiellement réfléchi sous forme d'une onde de tension. Cette onde, se propageant en sens inverse, induit une combinaison de contraintes de compression et de traction dans la roche (Jimeno, et al, 1995; Persson, et. al, 1994; Singh et. Al, 2005).

- **Étape 3 : Expansion des gaz et fragmentation progressive**

Dans la phase finale, les gaz à haute pression générés par la détonation exercent une action mécanique prolongée sur le massif rocheux. Ces gaz pénètrent dans les fissures créées par l'onde de choc, provoquant leur élargissement par une pression interne continue.

Cette expansion produit une force radiale, conjuguée à un effet pneumatique, qui accroît significativement l'intensité de la rupture. Cette phase complète le processus de fragmentation, en favorisant le déplacement et le détachement des blocs de roche vers la surface libre.

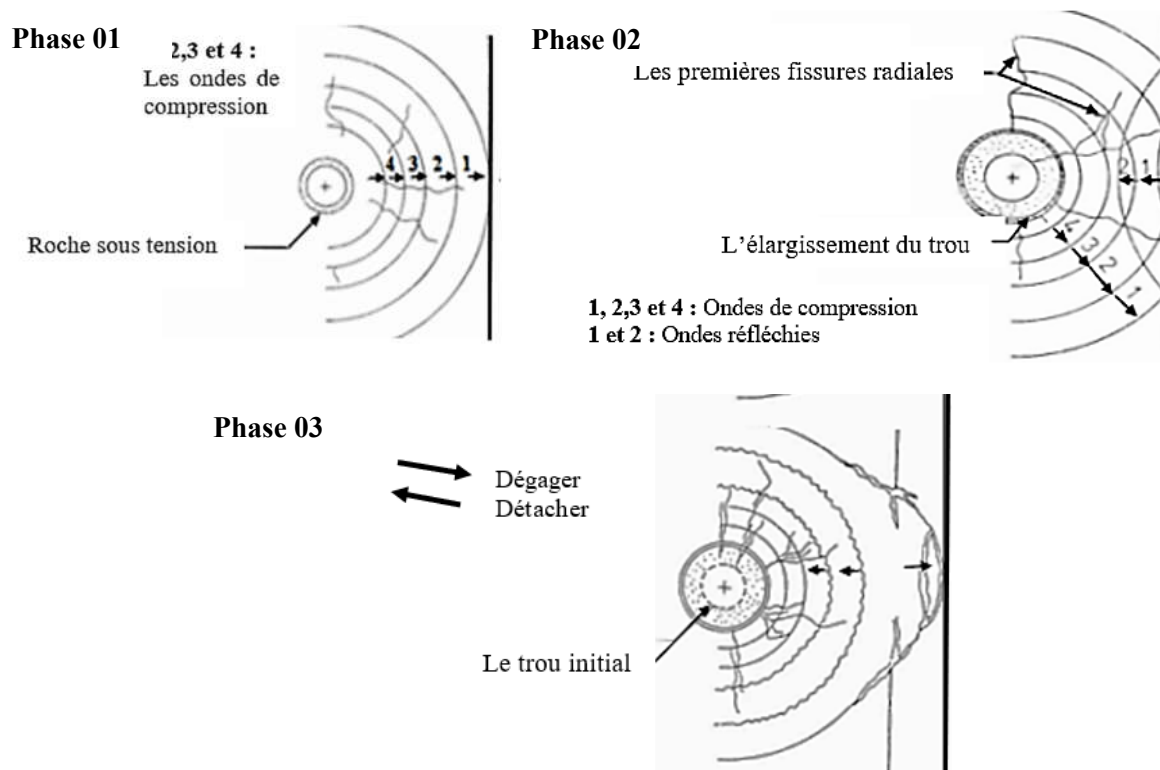


Figure 2. 4: Mécanisme du développement de la fracturation et propagation des ondes
(Menacer. K, 2011)

Le front de roche, affaibli par les contraintes précédentes, cède et se déplace sous l'effet des pressions exercées par les gaz résiduels. Comme décrit par Bhandari (1997), cette étape est marquée par une décharge de la roche sous tension, achevant ainsi le processus de fragmentation et permettant le déplacement des blocs fragmentés.

Le processus de fragmentation des roches ne peut être entièrement expliqué par une seule théorie. Il résulte d'une interaction complexe entre l'onde de choc, l'expansion des gaz et l'énergie mécanique induite. Bien que ces mécanismes soient théoriquement distincts, ils agissent simultanément pour produire une fragmentation optimale, particulièrement lorsqu'un tir est bien conçu en fonction des caractéristiques du massif rocheux (Jimeno et al., 1995).

2.5. La fragmentation de la masse rocheuse

La fragmentation de la masse rocheuse constitue un objectif fondamental des opérations d'abattage à l'explosif, car elle influence directement la performance des phases en aval, telles que le chargement, le transport et le concassage. Une fragmentation bien maîtrisée permet de réduire les coûts d'exploitation, d'améliorer l'efficacité énergétique et d'optimiser la productivité de l'ensemble du cycle minier (Jimeno et al., 1995).

L'évaluation de la fragmentation repose sur plusieurs méthodes, allant des analyses visuelles sur le terrain à l'utilisation de systèmes automatisés basés sur le traitement d'images ou les analyses granulométriques. Ces approches permettent d'ajuster les paramètres de tir (maille, charge unitaire, séquence d'amorçage, etc.) afin d'atteindre une distribution granulométrique optimale adaptée aux capacités des équipements et aux objectifs de production.

2.5.1. Les paramètres d'évaluation de la fragmentation

L'évaluation de la fragmentation est une étape essentielle pour garantir l'efficacité des opérations minières en aval telles que le chargement, le transport et le concassage. Elle repose sur plusieurs paramètres clés, dont l'analyse permet d'optimiser les performances globales de l'exploitation.

- **Taille des fragments**

La taille des fragments est l'un des indicateurs les plus importants de la qualité de la fragmentation.

- Des blocs bien calibrés facilitent le traitement mécanique, tandis qu'une sous-fragmentation engendre des surdimensionnés nécessitant des reprises coûteuses, et une sur-fragmentation génère un excès de fines nuisibles.
- La taille optimale dépend des caractéristiques des équipements utilisés, tels que les concasseurs primaires ou les engins de transport.
- La fragmentation peut être jugée conforme lorsque la taille maximale admissible (TMA) respecte les contraintes du circuit de traitement.

- **Distribution granulométrique**

La répartition des tailles dans le matériau abattu est essentielle pour un flux continu et stable dans les étapes suivantes.

- Une distribution homogène réduit les risques de blocage et d'arrêts non planifiés (Kemeny et al., 2003).
- Elle est décrite par des courbes granulométriques cumulatives, obtenues par tamisage, analyse d'images ou systèmes de vision embarqués.
- Des paramètres comme le D50 (taille médiane) et le D80 (seuil que 80 % des fragments ne dépassent pas) permettent une évaluation quantitative (Singh et al., 2005).

- **Forme des fragments**

La morphologie des fragments influence leur manipulation et l'usure des équipements :

- Les fragments anguleux sont plus abrasifs et provoquent une usure accélérée des convoyeurs ou bennes.
- Les formes arrondies ou régulières favorisent la fluidité du transport.
- Les techniques d'analyse d'images numériques permettent d'évaluer l'aspect ratio ou les indices d'arrondissement pour caractériser la forme.

- **Proportion de fragments fins**

La quantité de fines (souvent définies comme < 2 mm) constitue un paramètre critique :

- Un excès de fines traduit une énergie de tir mal contrôlée, provoquant des pertes économiques et des problèmes environnementaux (poussières, pollution).
- Cela peut également perturber les équipements de criblage et concassage, tout en augmentant les coûts de traitement ou d'élimination.

2.5.2. Méthodes d'évaluation de la fragmentation

L'évaluation de la fragmentation est cruciale pour déterminer l'efficacité des tirs et optimiser les opérations minières en aval. Plusieurs méthodes, allant des approches traditionnelles aux techniques les plus récentes, permettent de quantifier la taille et la distribution des fragments.

- **Analyse visuelle**

L'inspection visuelle constitue une méthode simple et rapide pour obtenir une appréciation générale de la qualité de la fragmentation sur le terrain. Elle est couramment utilisée comme contrôle préliminaire. Toutefois, cette méthode demeure subjective et fortement dépendante de l'expérience de l'observateur, ce qui limite sa fiabilité pour les analyses quantitatives rigoureuses

- **Tamissage**

Le tamissage est une méthode classique qui consiste à faire passer les fragments à travers une série de tamis de différentes tailles afin de déterminer leur distribution granulométrique. Bien que cette méthode offre une bonne précision, elle est longue, coûteuse et destructive, ce qui limite son application aux échantillons représentatifs plutôt qu'à l'ensemble du volume de roche abattue (P. K. Singh, et al., 2016).

- **Photogrammétrie**

La photogrammétrie repose sur l'analyse d'images numériques de tas de roches, traitées par des logiciels spécialisés pour mesurer la taille et la distribution des fragments. Elle est non destructive, rapide, et permet de traiter de grands volumes de données avec une bonne précision. Des outils

comme Split-Desktop ou WipFrag sont largement utilisés pour ce type d'analyse (Kemeny et al., 2003).

Plusieurs logiciels spécialisés sont utilisés pour automatiser et affiner ces analyses granulométriques, chacun adapté à des besoins et contextes spécifiques, notamment Split-Desktop, FragScan et WipFrag.

- **LIDAR (Light Detection and Ranging)**

Le LIDAR utilise des faisceaux laser pour scanner les surfaces, générant des modèles 3D très détaillés des tas de roches. Cette méthode permet une analyse granulométrique très précise, même dans des conditions difficiles ou avec des blocs de grande taille. Toutefois, elle requiert un équipement spécialisé et représente un investissement financier important.

- **Analyse d'images par drone**

Les drones équipés de caméras haute résolution permettent de capturer des images aériennes des roches abattues, y compris dans des zones difficiles d'accès ou dangereuses. Ces images sont ensuite traitées par des logiciels de photogrammétrie automatisée pour évaluer la taille et la répartition des fragments. Cette méthode allie rapidité, sécurité et flexibilité.

2.6. Les modèles prédictifs de la fragmentation de la roche abattue

Les modèles prédictifs de fragmentation jouent un rôle essentiel dans la planification des tirs à l'explosif. Ils permettent d'anticiper la distribution granulométrique des roches après le tir et d'optimiser les paramètres opérationnels. Ces modèles, basés sur des approches empiriques, analytiques ou numériques, sont développés en tenant compte des caractéristiques du massif rocheux, des propriétés des explosifs, et des paramètres géométriques du tir.

2.6.1. Modèles empiriques

Les modèles empiriques se basent sur des relations statistiques établies à partir de données de terrain et d'expérimentations. Ils sont simples à utiliser et largement adoptés pour leur efficacité pratique.

- **Modèle de Kuz-Ram**

L'équation de Kuznetsov prédit la taille moyenne des fragments (X_m) en fonction de l'énergie spécifique des explosifs et de la résistance de la roche :

$$X_m = A * \left(\frac{V}{Q}\right)^{0.8} * \left(\frac{115}{E}\right)^{0.333} \quad (\text{Eq. 2.3})$$

Avec :

V : volume de roche abattu (m³)

Q : quantité d'explosif utilisée (kg)

E : énergie spécifique de l'explosif (MJ/kg)

A : facteur dépendant des caractéristiques du massif rocheux.

La fonction proposée par Cunningham (1983) intègre la taille moyenne des fragments dans une distribution logarithmique cumulative de type Rosin-Rammler, afin de prédire la répartition granulométrique complète des fragments issus du tir.

Le modèle de Kuz-Ram, tel que formulé par Cunningham (1983, 2005), demeure aujourd'hui l'un des outils empiriques les plus fiables pour estimer deux paramètres essentiels de la fragmentation la taille médiane des fragments X_{50} et l'indice d'uniformité n , en fonction des propriétés du massif rocheux, des caractéristiques des explosifs, et des paramètres géométriques du plan de tir (Saadoun. A et al, 2022, Segarra. P et al, 2018) .

Equation de prédiction de la taille médiane de Kuznetsov

$$X_{50} = \frac{A * Q^{\frac{1}{6}} * (\frac{RWS}{E})^{\frac{19}{30}}}{q^{0.8}} \quad (cm) \quad (Eq 2.4)$$

Où :

A : facteur caractéristique de la masse rocheuse ;

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

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

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

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

$$A = 0.06 * (RMD + JF + RDI + HF) \quad (Eq 2.5)$$

Tableau 2. 3: Les facteurs caractéristiques de la masse rocheuse.

RMD	Facteur descriptif de la masse rocheuse	10, si la roche est pulvérulente ou friable ; JF, pour des plans de discontinuité verticaux ; 50, pour roche massive.
JF	Facteur des discontinuités	JF= JPS+ JPA
JPS	Facteur d'espacement des plans de discontinuités	10, espacement des discontinuités moyen (SJ < 0,1m); 20, si (0,1m < SJ < Taille admissible x_0); 50, si (SJ > Taille admissible x_0).
JPA	Facteur d'angle de plan de discontinuité	20, pour pendage en direction du tir ; 30, pour pendage perpendiculaire au front ; 40, pour pendage vers l'intérieur du tir.
RDI	Facteur d'influence de la densité de la roche	RDI= $25\rho - 50$ ρ : densité de la roche, kg/m^3
HF	Facteur de dureté	$E/3$ for $E < 50$ GPa $\sigma_c / 5$ for $E > 50$ GPa E : module d'Young, GPa ; σ_c : résistance à la compression, MPa.

Équation de prédiction de l'uniformité Rosin-Rammler

$$n = \left(2.2 - 14 * \frac{B}{Dt}\right) * \left(1 - \frac{W}{B}\right) \sqrt{\frac{\left(1 + \frac{S}{B}\right)}{2}} * \text{abs}\left(\frac{(Lb - Lc)}{L_{tot}} + 0.1\right)^{0.1} * \left(\frac{L_{tot}}{H}\right) \quad (Eq 2.6)$$

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

Où:

Dt: diamètre de trou, mm

B: banquette, m

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

E: espacement entre les trous, m

Lp: longueur de la charge d'explosif de pied, m

Lc: longueur de la charge d'explosif de colonne, m

Ltot: longueur totale de la charge d'explosif, m

H: hauteur du gradin, m.

- **Modèle de Swebrec**

Ce modèle affine les prédictions granulométriques en utilisant une courbe logarithmique pour représenter la fragmentation des roches. Il est particulièrement efficace pour estimer les tailles des fragments extrêmes.

- **Le Modèle CK (Chung et Katsabanis)**

Selon Chung et Katsabanis (2000), une "prédiction de la fragmentation en utilisant des formules d'ingénierie améliorées" a été récemment présentée, en se basant sur des données de la littérature sur les modèles d'appropriation. La distribution de fragmentation de Rosin-Rammler est supposée être la même que l'équation, ce qui donne un couple d'équations, l'une pour l'indice d'uniformité.

Avec :

$$n = \frac{0.842}{(\ln x_{80} - \ln x_{50})} \quad (Eq 2.7)$$

$$x_{50} = A * Q^{-1.073} * B^{2.461} * \left(\frac{Et}{B}\right)^{1.254} * h^{1.266} \quad (Eq 2.8)$$

$$x_{80} = 3A * Q^{-1.073} * B^{2.43} * \left(\frac{Et}{B}\right)^{1.013} * h^{1.111} \quad (Eq 2.9)$$

La consommation spécifique d'explosif est déterminée comme suit :

$$q = \frac{Q}{B * Et * h} \quad (Eq 2.10)$$

En dehors du facteur de puissance relative de l'explosif et des valeurs d'exposants, l'expression de x_{50} est similaire à celle de Kuz-Ram. Le facteur composé ($B\alpha$, $Et\beta$, $h\gamma$) dans les derniers membres

sera modifié par toute modification de la géométrie du gradin (B, Et ou h), à moins de 1%. De cette manière, le modèle (CK) est en réalité une variante du modèle (Kuz-Ram). Dans l'équation (Eq 2.8), (h) est le facteur le moins important et il n'a généralement pas d'influence significative dans une opération réelle. Le principal facteur est (B) en raison de sa portée. Lorsque la charge spécifique (q) ou B/Dt diminue, le paramètre (n) augmente, car normalement ($q \propto B/Dt$).

Lorsque (Et/B) augmente, elle augmente également. Ces deux courants correspondent aux prévisions de (Kuz-Ram).

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

2.6.2. Modèles analytiques

Ces modèles s'appuient sur des lois physiques et mécaniques pour décrire la fragmentation en fonction des contraintes générées par l'explosion.

- **Modèle de la mécanique de la rupture**

Ce modèle explique la formation et la propagation des fissures en fonction des propriétés mécaniques de la roche (résistance à la compression et à la traction). Il est basé sur l'équation d'onde et le comportement dynamique des matériaux sous l'effet de pressions élevées.

- **Modèle de Belyaev et Andreev (1966)**

Ce modèle analytique considère que la fragmentation est une fonction directe de l'énergie de l'explosion et des caractéristiques géométriques du tir, comme l'espacement des trous et le diamètre des forages.

2.6.3. Modèles numériques

Les avancées en informatique ont permis de développer des modèles basés sur des simulations numériques, capables de représenter la complexité des mécanismes de fragmentation.

- **Méthode des éléments discrets (MED)**

Cette méthode modélise les interactions entre les particules de roche sous l'effet des explosions. Elle est particulièrement adaptée pour simuler la fragmentation des matériaux hétérogènes.

- **Méthode des éléments finis (MEF)**

Utilisée pour analyser les contraintes et déformations dans le massif rocheux, cette méthode permet de modéliser la propagation des ondes de choc et la rupture des roches sous l'effet des gaz explosifs (Zhou et al., 2020).

2.6.4. Modèles hybrides (MED-MEF)

Ces modèles combinent les avantages des méthodes discrètes et continues pour simuler avec précision la fragmentation et le déplacement des fragments après le tir.

2.6.5. Intégration des outils modernes

Logiciels spécialisés : Des outils comme JKSImBlast, FRAGBLAST, ou ROCMEX utilisent ces modèles pour prédire et optimiser la fragmentation en fonction des paramètres d'entrée.

Apprentissage automatique : Des algorithmes d'intelligence artificielle et de machine Learning sont de plus en plus utilisés pour affiner les prédictions en intégrant des bases de données complexes issues de multiples opérations minières (Anuj . K.R et al., 2024).

Conclusion

La réussite d'un tir dépend d'un ensemble de facteurs techniques et géologiques, incluant les propriétés du massif rocheux, le type d'explosif utilisé, ainsi que les paramètres de conception du plan de tir. Ce chapitre a permis d'approfondir ces aspects en s'appuyant sur les travaux relatifs à la fragmentation des roches et aux mécanismes de l'abattage.

Par ailleurs, les modèles prédictifs de la fragmentation (empiriques, analytiques ou numériques) jouent un rôle essentiel dans l'optimisation des tirs. En permettant une adaptation fine des paramètres de tir aux conditions du terrain, ils favorisent une fragmentation maîtrisée, tout en réduisant les coûts d'exploitation et les impacts environnementaux associés.

Partie II

Partie pratique

Chapitre 3

Présentation du site d'étude

Introduction

La carrière de Djebel Bouzegza, exploitée par la SPA COSIDER CARRIÈRES, occupe une place importante dans la production nationale d'agrégats destinés aux travaux de construction et aux grands projets d'infrastructure. Située dans une région à fort potentiel géologique, elle illustre le fonctionnement d'une carrière à ciel ouvert où les conditions naturelles et techniques influencent directement la performance de l'exploitation.

L'étude de ce site s'avère particulièrement pertinente, car elle met en évidence le rôle déterminant des caractéristiques du massif rocheux dans le déroulement des opérations d'abattage. La nature lithologique, la présence de discontinuités et les propriétés mécaniques de la roche conditionnent l'efficacité de la fragmentation, un paramètre essentiel pour assurer la productivité, la sécurité et la rentabilité de l'exploitation.

Ainsi, la présentation de la carrière de Djebel Bouzegza ne se limite pas à un simple descriptif du gisement et des méthodes d'extraction. Elle vise surtout à souligner l'importance d'une compréhension approfondie du contexte géologique et structural, qui constitue la base de toute démarche d'optimisation du processus de fragmentation et, par conséquent, de l'ensemble de la chaîne de production.

3.1. Présentation du site d'étude

3.1.1. Situation géographique

Nombreuses carrières ont été implantées dans le massif rocheux de Djebel Bouzegza, située dans la région de Bouzegza Keddara. Parmi elles, la carrière de granulats de Djebel Bouzegza C01, exploitée par la société SPA COSIDER CARRIERES, se distingue comme l'une des plus importantes du nord de l'Algérie. Elle est située la commune de Kherrouba, wilaya de Boumerdes (Figure 3.1), à $36^{\circ} 35' 54''$ de latitude et $3^{\circ} 26' 25''$ de longitude, avec une altitude variante entre 790m et 1010m.

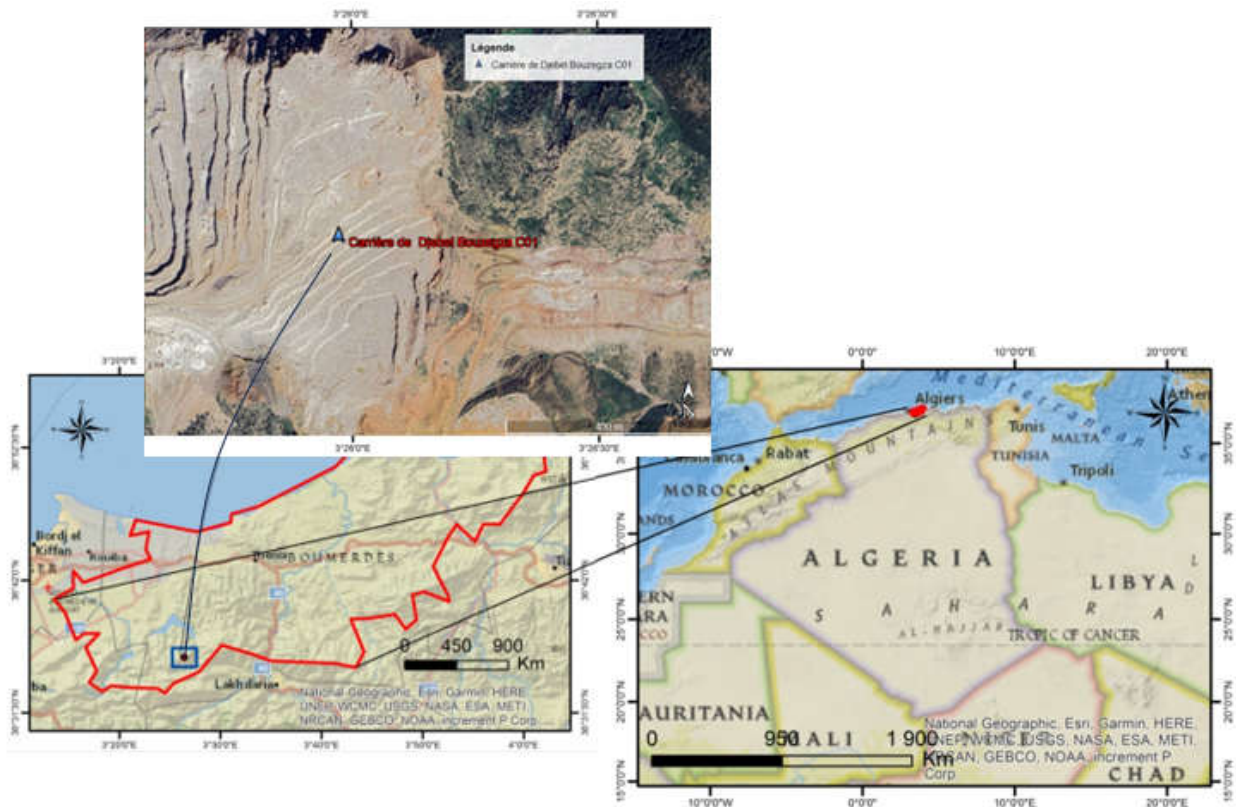


Figure 3.1: Situation géographique de la carrière de Djebel Bouzegza (BEDRI. K, 2023).

3.1.2. Hydrographie et hydrogéologie :

La région de Keddara est traversée par un réseau bien développé d'oueds, parmi lesquels l'Oued Boudouaou, l'Oued Isser, l'Oued Corso, et l'Oued El Hamiz. Deux barrages ont été construits sur ces cours d'eau pour approvisionner en eau potable et industrielle les villes d'Alger et de Boumerdès. Bien que ces oueds possèdent de nombreux affluents, leur débit reste généralement faible et dépend fortement des variations des précipitations

Les oueds de la région s'écoulent généralement soit vers le Nord, soit vers le Sud. Le principal cours d'eau suit un axe sud-nord, traversant les massifs de Bouzegza, Draa el Hdjar, et Boukourdan, empruntant des gorges où passe l'oued Keddara, qui alimente le barrage du même nom. L'émergence des eaux souterraines dépend des précipitations annuelles, qui peuvent parfois atteindre 800 mm. Toutefois, sur le site étudié, aucune résurgence d'eaux souterraines n'a été observée (Amroun A. 1999).

3.1.3. Relief

La région de Keddara Bouzegza est principalement montagneuse et correspond au relief de la Dorsale Kabyle, avec des crêtes orientées majoritairement d'est en ouest. Les altitudes y varient de 215 mètres dans les gorges de Keddara à 695 mètres dans le massif de Draa El Hdjar, le point culminant étant le Djebel Bouzegza, atteignant 1039 mètres.

Le gisement de calcaire au lieu- dit Djebel Bouzegza, se situe sur le versant Sud de la partie Est de la montagne. Ce gisement présente un relief modérément accidenté, avec des altitudes absolues comprises entre 790m et 1010m à l'intérieur de ses limites.

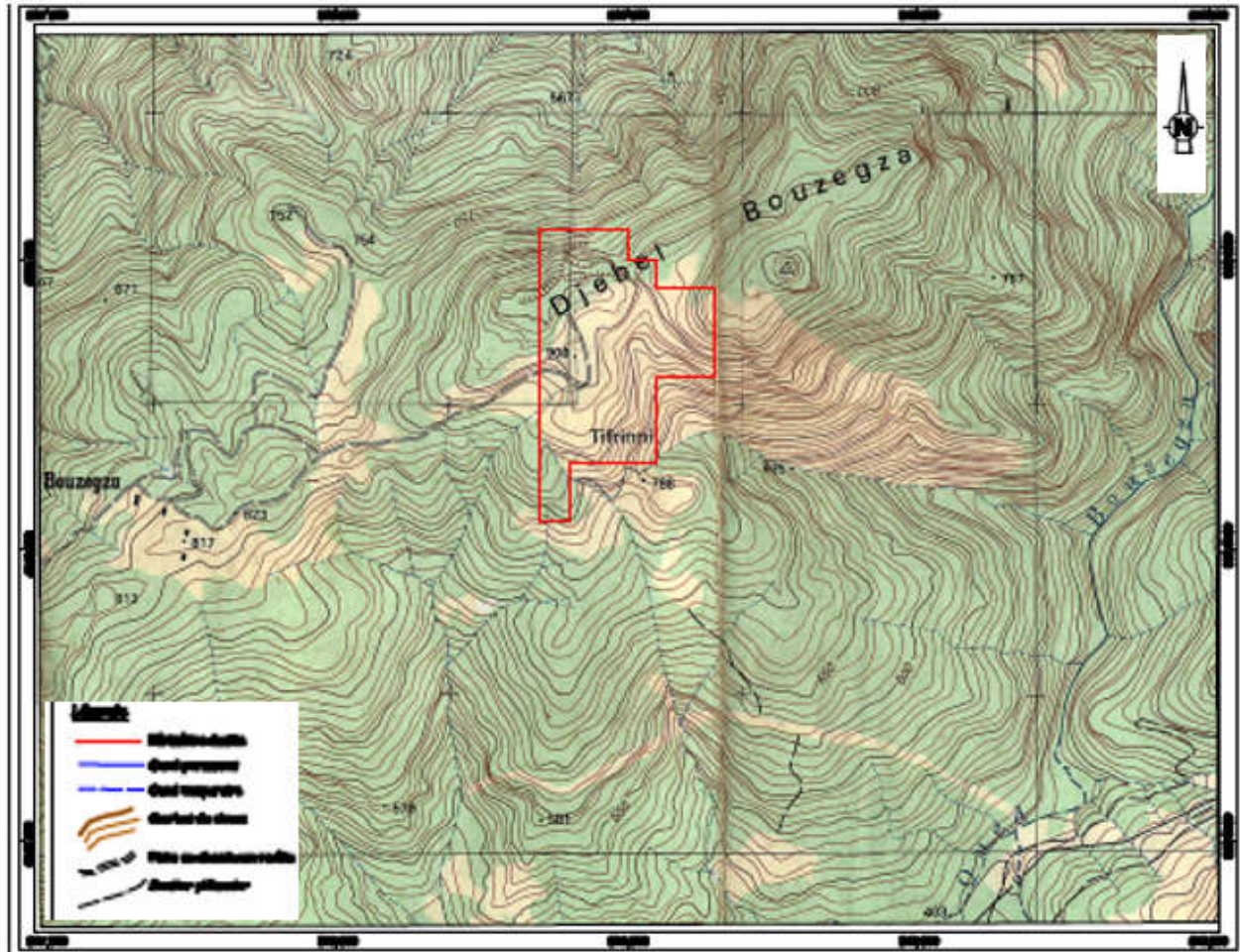


Figure 3.2: Situation géographique de la zone d'étude (Extrait de la carte topographique de ROUÏBA, feuille NJ 31 IV 34 Est à l'échelle 1/25 000).

3.2. Géologie régionale

La région de Bouzegza-Keddara appartient à l'Atlas tellien et constitue le prolongement occidental du Djurdjura (Dorsale Kabyle). Elle se caractérise par un relief très complexe et marqué, occupant la dorsale de la chaîne qui s'étend du Djebel Bouzegza à l'ouest jusqu'à Koudiet El Maroune à l'est. En raison de sa structure géologique complexe, l'étude stratigraphique des terrains paléogènes est divisée en deux unités distinctes : la plus ancienne, composée de l'unité éocène moyen à nummulites et de l'éocène supérieur oolithique et dolomitique, et la plus récente, formée de dépôts détritiques de l'éocène supérieur à l'oligocène. Ces deux unités distinctes du Paléogène reposent en discordance sur des calcaires du Lias (Flandrin J. 1948, Amroun A. 1999).

La région se caractérise par une succession de synclinaux et d'anticlinaux orientés Est-Ouest, ainsi que des failles majeures de charriage principalement orientées Nord-Sud (Flandrin J. 1948, TEFIANI, 1990).

3.2.1. Lithostratigraphie

Les formations de la région sont constituées par des séries du Précambrien (incluant diverses variétés de schistes et de calcaires cristallins) jusqu'au Trias, Jurassique, Crétacé, Paléogène et Quaternaire (La carte géologique de LAKHDARIA à l'échelle 1/ 50 000 et la colonne stratigraphique de la région sont indiquées dans l'Annexe 01) (Amroun A. 1999).

- **Précambrien** : représenté essentiellement par une variété de schistes métamorphisés (phyllades), de quartz silicate, de chlorites, parfois intercalés par des bancs étroits de quartzites gris et gris clair, ainsi que par des calcaires cristallins gris au Sud du village de Keddara, dont la puissance des dépôts dépasse 2000 m.
- **Trias** : est très répandu dans les limites de la chaîne calcaire où on rencontre surtout des grès quartzeux et des arkoses rouges. Ces terrains renferment des inter-couches de gravelites et de poudingues. Ces dépôts sont de 500 m de puissance environ.
- **Jurassique** : représenté par le Jurassique inférieur (Lias) et le Jurassique supérieur (Malm)
 - Jurassique inférieur (Lias) : il est subdivisé en deux unités :
 - 1- Unité inférieure : est constituée essentiellement par des calcaires et des dolomies massives sans stratification visible, de couleur gris clair à blanchâtre à la cassure. Ces calcaires liasiques sont surmontés en discordance par les calcaires de l'Eocène Moyen. La puissance de cette unité est de 300 m à 400 m environ.
 - 2- Unité supérieure : est repérée sur les versants sud de Djebel Bouzegza et Draa Sahar en concordance avec les calcaires argileux gris et lilas d'une puissance de 150 m environ.
 - Jurassique supérieur (Malm) : rencontre sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sub-latitudinal longeant le versant Sud de la chaîne calcaire entre les terrains du Crétacé supérieur et du Paléogène, constitué par des argiles rougeâtres, avec des radiolarites silexoides de couleur verdâtre à rouge et cerise.
- **Crétacé** : est représenté par le Crétacé inférieur et le Crétacé supérieur.
 - Crétacé inférieur : représenté essentiellement par des formations flychoïdes, il est subdivisé en Néocomien Aptien et Aptien Albien.

Néocomien et aptien : forment une grande écaïlle représentée par une alternance régulière de couches de grès-quartzeux blancs, gris et d'argilites, sa puissance est de 500 m à 700 m environ.

Aptien et albien : sont constitués de flyschs formés par une alternance régulière des grès quartzoïdes et surtout des argilites, d'une puissance de 1000 m environ.

- Le Crétacé supérieur (Sénonien) : il est en contact avec les dépôts du Crétacé inférieur et du Paléogène. Il est surtout séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs, représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, d'une puissance dépassant le 300 m.
- **Paléogène** : il est subdivisé en deux unités Eocène et Oligocène :
 - Éocène : comprend l'étage moyen et supérieur :

Éocène moyen (Lutetien) : se rencontre sous forme de blocs tectoniques en nappes et en écaïlles. Ce sont des calcaires massifs gris et gris clair, à grands foraminifères benthiques à grands nummulites. Au-dessus de cette assise repose une formation flychoïdes formée de grès grisâtre alternée avec des argiles, des calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 1000 m environ.

Éocène supérieur – Oligocène inférieur : c'est une formation flychoïde qui incorpore des couches de conglomérats polygéniques (jusqu'à 5 m de puissance). La puissance de ces dépôts est de 600 m à 800 m environ.
 - Oligocène : c'est une formation de flyschs (série puissante) alternée par des grès et des marnes. Dans la partie inférieure de la coupe de l'assise, au-dessus des marnes, prédominent les grès arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'aux gravélites). Dans la partie supérieure de la coupe de l'assise, il y a une alternance de bancs puissants de 5 à 10 m de grès gris, calcaire, quartz micacé et de marnes micacées. La puissance de l'assise atteint 1000 m.
- Quaternaire : représenté par plusieurs types génétiques :
 - Alluvionnaire : se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses.
 - Diluvial – Pluvial des creux et des versants.
 - Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées. La puissance des dépôts du Quaternaire varie de 150 m à 300 m.

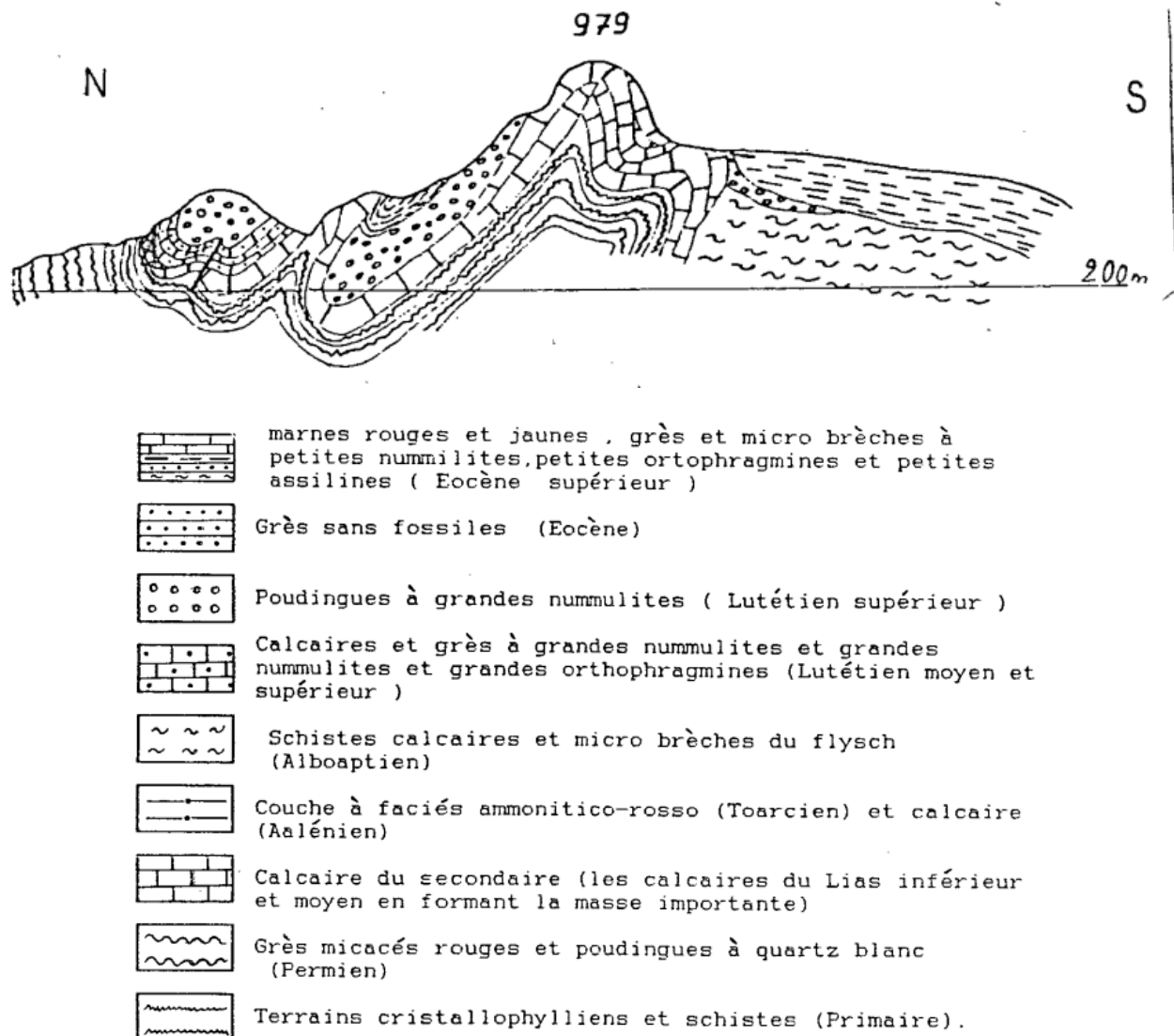


Figure 3.3: Coupe géologique passant par le point 979 m du Djebel Bouzegza, à l'échelle 1/ 20 000 (Arachciche. M et al, 1990).

3.2.2. Tectonique

La région a subi le cycle de plissement alpin durant la phase éocène (Lutétien supérieur), et présente deux types de déformations :

- **Déformations souples :** elles se manifestent par un large dôme anticlinal à grand rayon de courbure, avec un axe orienté Est-Ouest.
- **Déformations cassantes :** la région est marquée par des accidents discontinus, avec un pendage fort de 60° environ. Il existe aussi des diaclases formant un réseau de cassures dans toutes les directions. Ces accidents se regroupent en plusieurs familles selon leur orientation :

Les accidents transversaux orientés Nord-Ouest / Sud-Est.

Les accidents Nord / Sud qui croisent ceux de direction Est-Ouest.

Ce processus tectonique intense a fortement déformé les couches géologiques, générant des plis déversés de vergence sud, dans lesquels on retrouve des calcaires à grands nummulites, enchâssés dans les plis de la chaîne calcaire.

3.3. Description géologique du gisement

Les calcaires de la carrière de Djebel Bouzegza fait partie du massif de Djebel Bouzegza. Ce massif se présente sous forme d'une grande montagne entaillée par de profondes coupures de l'Oued Keddara à l'Est et Oued M'Hanna à l'Ouest. Cela forme un relief très prononcé en plein milieu du Djebel Bouzegza dont les altitudes varient de 200 à 1035m à forte inclinaison des flancs.

Les calcaires de la zone d'étude occupent le versant Sud-est du massif de Djebel Bouzegza, représenté par deux collines d'orientation N- S (Figure 3.4), situé sur la feuille de la carte géologique de LAKHDARIA n°43, à l'échelle 1/ 50 000 (Figure 3.5).

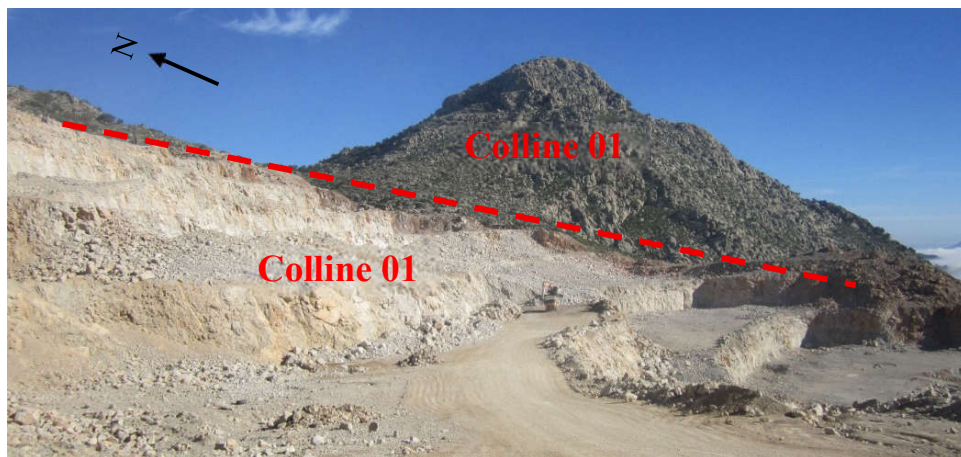


Figure 3.4: Les collines du massif de Djebel Bouzegza.

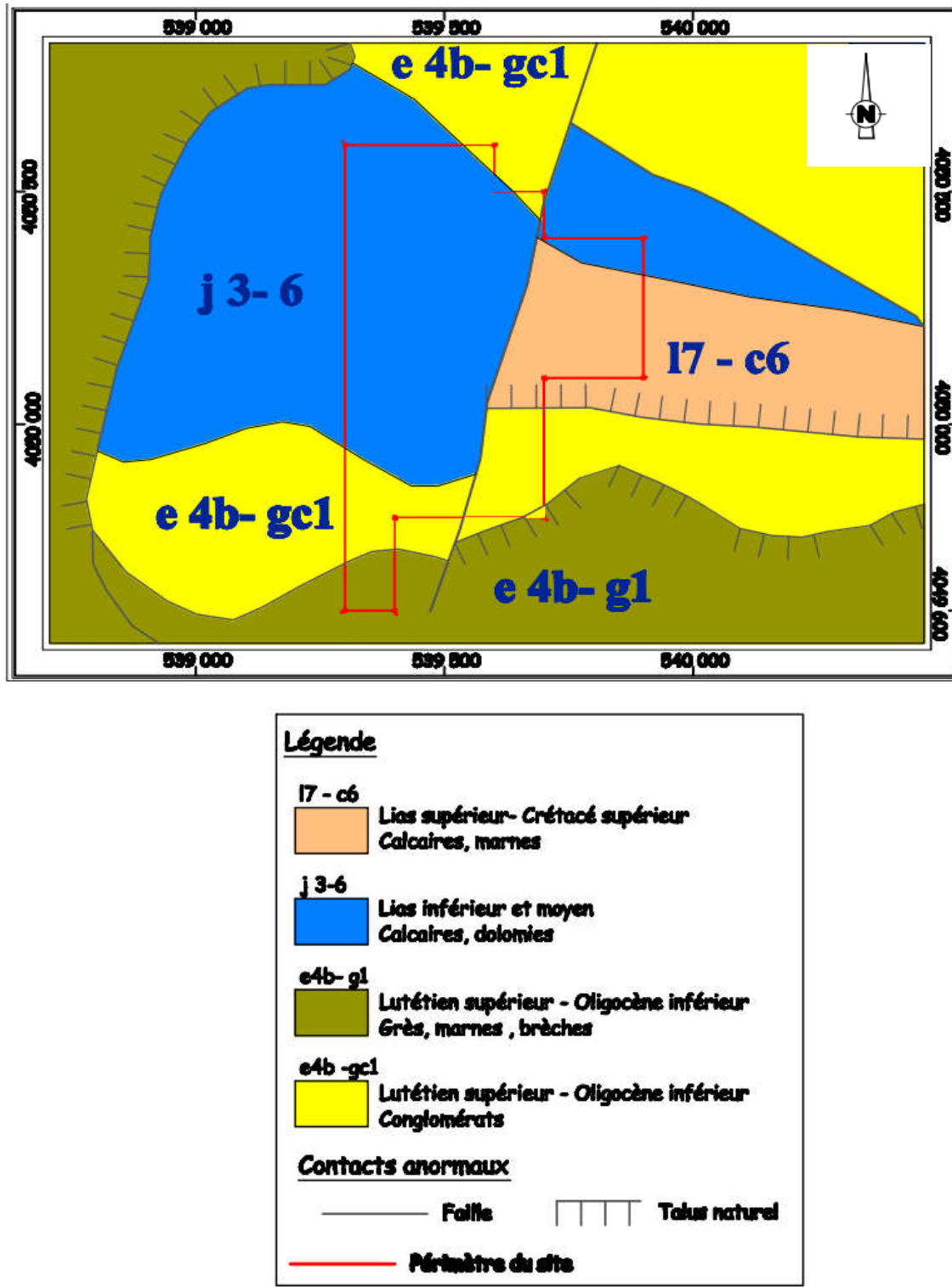


Figure 3.5: Géologie du site d'étude de Jebel Bouzegza sur la carte géologique de LAKHDARIA feuille n°43, à l'échelle 1/ 50 000
(Partie de la carte géologique digitalisée par K. BEDRI).

Les calcaires présents sur le site datent du Jurassique inférieur (Lias) et se divisent en deux types distincts :

- **Calcaires du Lias inférieur et moyen** : ces calcaires sont massifs et compacts, renfermant des fragments d'ammonites, de bélemnites et de brachiopodes.
- **Calcaires du Lias supérieur – Crétacé supérieur** : ces calcaires se présentent sous forme de dalles.

Au sommet du site, il s'agit des calcaires homogènes massifs non stratifiés de couleur grise à blanchâtre à la cassure, très riche en nummulites, altérées dans les niveaux supérieurs en présence des diaclases avec remplissage de nature argileuse (Figure 3.6).



Figure 3.6: Les calcaires blancs de la partie supérieure du site.

A la base, des couches de calcaires durs, compacts à grain très fin gisent sous un angle entre 70° et 85° de direction NNE, à teint gris clair, sont affectées avec des diaclases et des cavités karstiques remplies avec des argiles, calcites et aragonites de dimensions variables (Figure 3.7 et Figure 3.8).



Figure 3.7: Des karsts et diaclases remplies par aragonite.

L'ensemble des ilots de calcaires est coiffé en discordance par une assise Eo-Oligocène de nature principalement détritique ; argile, grès et conglomérat.

La couverture de terre végétale est d'environ 1 m de puissance en moyenne (Figure 3.9).



Figure 3.8: Le réseau des fissures sur le front de taille au niveau de la carrière de Djebel Bouzegza

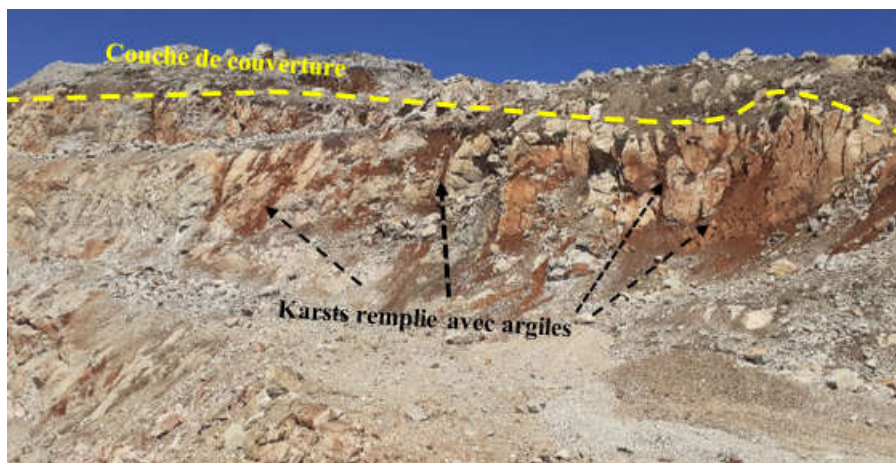


Figure 3.9: Diaclases de la zone supérieure du site remplies avec des argiles.

3.4. Caractérisation du massif rocheux de la carrière Djebel Bouzegza

La maîtrise des propriétés et des caractéristiques du massif rocheux constitue un facteur essentiel pour optimiser le rendement des travaux miniers, orienter efficacement l'exploitation du gisement et surmonter les contraintes qui y sont associées.

Dès l'ouverture de la carrière, les calcaires ont été particulièrement valorisés en raison de leurs caractéristiques mécaniques, physiques et de leur composition chimique (Fouial, 1992). Les principaux résultats obtenus sont présentés ci-après :

1- Composition chimique

Les résultats des analyses chimiques mettent en évidence la présence de plusieurs oxydes minéraux dans les calcaires de la carrière de Djebel Bouzegza. On note une prédominance marquée de l'oxyde de calcium (CaO), qui constitue le principal élément, suivie des pertes au feu (PF) représentant une proportion significative. Les autres oxydes (SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, MgO, etc.) apparaissent en teneurs relativement faibles, ce qui confirme la nature calcaire du gisement (Tableau 3.1)

Tableau 3. 1: La composition chimique de calcaire de Djebel Bouzegza (Fouial, 1992)

Elément (%)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	PF
Valeur moy	0.26	0.04	0.05	55.61	0.40	0.15	0.03	0.05	43.15

2- Les caractéristiques physiques

- Le poids volumique absolu en moyenne de 2.6801/cm³
- La teneur en eau en moyenne de 0.1674%.

3- Les caractéristiques élastiques et mécaniques

Des essais mécaniques ont été effectués sur plusieurs échantillons prélevés lors de l'ouverture de la carrière de Djebel Bouzegza afin de caractériser le comportement du massif rocheux. Ces essais ont porté sur la résistance à la compression uniaxiale, la résistance en traction indirecte, la résistance au cisaillement, ainsi que sur la raideur de la roche. Les résultats obtenus permettent d'évaluer les performances mécaniques des calcaires exploités et de mieux comprendre leur réponse aux sollicitations engendrées par les opérations d'abattage et de fragmentation.

L'ensemble des valeurs issues de ces essais est récapitulé dans le (Tableau 3.2), qui présente les paramètres mécaniques mesurés et constitue une base de référence pour l'analyse du comportement du massif dans le cadre de l'exploitation.

Tableau 3. 2: Les propriétés mécanique de calcaire de Djebel Bouzegza (Fouial, 1992)

	Valeur min	Valeur max	Valeur moy
Module de Young GPa	-	-	95.015
Résistance à la compression simple kg/cm²	603.34	1944.19	1391.92
Résistance à la traction kg/cm²	27.06	41.58	35.34= 3.5MPa
Résistance au cisaillement kg/cm²	-	-	463.97

D'après la classification de la résistance à la compression uniaxiale des roches proposées par l'AFTES (2001), et en se basant sur les résultats expérimentaux obtenus, les calcaires de la carrière de Djebel Bouzegza peuvent être classés dans la catégorie des roches à résistance élevée à très élevée. Cette caractéristique traduit une forte compacité et une bonne cohésion interne, ce qui influence directement leur comportement lors des opérations d'abattage et de fragmentation.

Par ailleurs, selon la classification de la raideur des roches (AFTES, 2001), les mêmes calcaires se distinguent par une matrice particulièrement raide. Une telle propriété reflète une faible déformabilité sous contrainte, ce qui confirme la rigidité du massif rocheux. Cette rigidité, bien que favorable à la stabilité des fronts de taille, constitue un facteur à prendre en compte dans la conception des plans de tir, car elle conditionne l'efficacité de la propagation des ondes de choc et, par conséquent, la qualité de la fragmentation obtenue.

3.5. Organisation des travaux d'exploitations

La production de granulats est un processus industriel structuré en plusieurs étapes successives, allant de l'extraction de la roche brute à la livraison des produits finis destinés aux secteurs de la construction, des travaux publics et des infrastructures. Chaque étape joue un rôle crucial dans l'efficacité globale de la chaîne de production et dans la qualité des matériaux obtenus.

1- Travaux du Décapage ou de découverte

Avant d'accéder au massif rocheux, il est nécessaire de retirer la couverture superficielle (terre végétale et matériaux stériles). Cette opération, appelée décapage, est généralement réalisée à l'aide de bulldozers, de niveleuses ou d'excavatrices. Les matériaux décapés sont souvent stockés sur site en vue d'une réutilisation ultérieure pour la remise en état des lieux.



Figure 3.10: Couverture de la partie supérieure de la carrière de Djebel Bouzegza à décaper.

2- Extraction de la roche

L'extraction constitue l'étape clé de mise à disposition de la matière première. Deux techniques principales sont utilisées :

L'abattage à l'explosif, qui permet de fragmenter les massifs rocheux durs et compacts. Cette méthode nécessite une planification rigoureuse du plan de tir pour assurer une fragmentation efficace et sécurisée.

L'émottage mécanique, utilisé notamment pour les roches plus tendres ou fissurées, consiste à fragmenter le massif à l'aide de brise-roches hydrauliques, de rippers ou d'autres équipements mécaniques.

Après le tir, si la granulométrie des blocs obtenus est trop importante, une fragmentation secondaire (par explosifs ou moyens mécaniques) peut s'avérer nécessaire pour faciliter les étapes suivantes.

3- Chargement et transport

Une fois les blocs fragmentés, ils sont chargés à l'aide d'engins adaptés tels que les pelles hydrauliques, les chargeuses sur pneus ou sur chenilles. Le transport s'effectue ensuite au moyen de dumpers ou de camions vers les installations de traitement (concasseurs).

L'efficacité de cette étape dépend fortement de la forme et de la taille des blocs. Les roches surdimensionnées (hors gabarit) peuvent engendrer des arrêts ou ralentissements dans la chaîne de traitement et nécessiter un concassage supplémentaire, ce qui augmente les coûts d'exploitation.



Figure 3.11: Différents travaux miniers au niveau de la carrière de Djebel Bouzegza (foration, chargement, transport, fragmentation secondaire).

4- Concassage, broyage et criblage

Cette phase a pour objectif de réduire progressivement la taille des matériaux pour atteindre les dimensions granulométriques souhaitées. Elle comprend :

Le concassage primaire, qui réduit les blocs les plus volumineux à une taille gérable.

Le concassage secondaire et tertiaire, qui affine davantage la taille des grains.

Le criblage, effectué à l'aide de cribles vibrants, permet de trier les matériaux en différentes classes granulométriques selon les normes de fabrication.

Cette étape est essentielle pour garantir la conformité des granulats aux spécifications techniques requises (forme, taille, propreté) pour des usages précis comme les bétons, les enrobés ou les couches de fondation routière.

5- Stockage et expédition

Les granulats calibrés sont ensuite stockés en tas séparés selon leur catégorie. Ils sont ensuite chargés pour être expédiés vers les clients par camions, trains ou barges. Une bonne organisation du stockage permet d'éviter les contaminations croisées entre fractions granulométriques.

6- Remise en état des lieux

Cette dernière étape intervient à la fin de la phase d'exploitation. Elle consiste à réhabiliter le site selon un plan de remise en état préétabli. Cela peut inclure :

- Le reprofilage des talus,
- Le remblayage partiel,
- Le réaménagement paysager ou écologique (plantations, création de plans d'eau...).
- Cette phase est essentielle pour réduire l'impact environnemental de la carrière et répondre aux exigences réglementaires.

3.6. Les exigences de la blocométrie

La forme et les dimensions des roches abattues ont un impact significatif sur la rentabilité des opérations minières à ciel ouvert, notamment sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux. La dimension maximale des roches abattues (D) dans la carrière se détermine en fonction des paramètres des engins de chargement et de transport, ainsi que des dimensions d'ouverture de la trémie de la station de concassage, comme suit :

- La capacité du godet de l'excavateur (E) :

La capacité de la pelle utilisée pour le chargement est de 03 m³, d'où :

$$D \leq 0.8\sqrt[3]{E} \quad (\text{Eq 3.1})$$

$$D \leq 1.15\text{m}$$

- La capacité de la benne du camion (Vc) :

Le transport de la roche est effectué par des camions de capacité de 25 tonnes, soit 16 m³, d'où :

$$D \leq 0.5 * \sqrt[3]{Vc} \quad (\text{Eq 3.2})$$

$$D \leq 1.58\text{m}$$

- L'ouverture de la trémie du concasseur primaire (b) : soit b=1.25m, d'où :

$$D \leq 0.8 * b \quad (\text{Eq 3.3})$$

$$D \leq 1\text{m}$$

En tenant compte de ces limites, la dimension maximale des blocs abattus doit impérativement être inférieure ou égale à 1 mètre. Les blocs dépassant cette taille sont considérés comme hors gabarit et nécessitent un débitage secondaire, généralement effectué au moyen de brise-roche hydraulique, entraînant des coûts supplémentaires et une perte de productivité.

Par ailleurs, une distribution homogène des fragments est essentielle pour garantir la fluidité du processus de traitement. Elle permet notamment de réduire les risques de blocages, de limiter les arrêts non planifiés et d'optimiser les opérations en aval.



Figure 3.12: Utilisation de brise-roche pour la réduction de taille des roches abattues dans la carrière de Djebel Bouzegza.

Conclusion

La carrière de Djebel Bouzegza, exploitée par la SPA COSIDER CARRIÈRES pour la production d'agrégats, fait face à des difficultés liées à la maîtrise de la fragmentation des roches. Dans ce contexte, une analyse approfondie de la structure du massif rocheux s'avère indispensable. Elle permet de mieux appréhender son influence sur le comportement des tirs d'abattage et constitue un levier essentiel pour optimiser la fragmentation, accroître l'efficacité des opérations et assurer la rentabilité globale de l'exploitation.

Chapitre 4

Matériels et méthodes

Introduction

Ce chapitre présente la méthodologie adoptée pour l'étude des discontinuités au sein du massif de Djebel Bouzegza. Il expose d'abord les techniques de relevés structuraux sur le terrain, puis l'exploitation des données à l'aide d'outils numériques spécialisés tels que Stereonet 8 pour la représentation stéréographique et Split-Desktop pour l'analyse granulométrique. Enfin, l'intégration de ces observations avec le modèle prédictif Kuz-Ram permet de relier les caractéristiques structurales du massif aux performances des tirs à l'explosif.

4.1. Mesure des discontinuités

4.1.1. Description du relevé des discontinuités

Le relevé des discontinuités dans le domaine de la géologie et de la géotechnique consiste à mesurer les fractures, fissures, failles, joints ou autres plans de faiblesse présents dans les roches. Ces discontinuités sont importantes, car elles influencent la stabilité des pentes, des fondations, des tunnels, et des carrières.

Traditionnellement, ce relevé est effectué manuellement, en utilisant des instruments tels que :

- Boussole géologique : cet outil permet de mesurer l'orientation (azimut) et l'inclinaison (pendage) des plans de discontinuité. La boussole géologique est essentielle pour déterminer la direction dans laquelle ces plans s'étendent (Figure 4.1).
- Inclinomètre (ou clinomètre) : utilisé pour mesurer précisément l'angle d'inclinaison des surfaces rocheuses. Cela aide à évaluer la pente et le degré de verticalité ou d'inclinaison des discontinuités.

Le relève des mesures est effectué par :

- Positionnement : l'opérateur place la boussole géologique sur la surface de la discontinuité.
- Mesure de l'orientation : il mesure l'azimut (direction horizontale) du plan de discontinuité.
- Mesure de l'inclinaison : ensuite, il utilise l'inclinomètre pour mesurer l'angle de pendage (inclinaison par rapport à l'horizontale).
- Enregistrement des données : les résultats sont notés, souvent sur des fiches terrain, pour analyse ultérieure.

Lors de notre mission de détermination des discontinuités, la boussole utilisée était équipée d'un inclinomètre intégré, permettant d'évaluer avec précision la pente ou l'inclinaison du plan de la discontinuité. Une fois l'anneau correctement orienté pour aligner le Nord, la lecture de l'azimut s'effectue à travers le prisme de visée. Le cadran présente une double graduation : en degrés et en mils, assurant ainsi une grande précision, pouvant atteindre le millième de radian.

Cet instrument offre aux opérateurs la possibilité de :

- effectuer une visée précise vers une cible ou un point de repère,
- déterminer un azimuth exact, exprimé en degrés,
- mesurer l'inclinaison des structures géologiques, afin de mieux appréhender la géométrie du terrain.



Figure 4. 1: La boussole utilisé pour déterminer l'orientation et le pendage du plan de la discontinuité.

4.1.2. Principe du relevé des discontinuités

Dans la carrière de Djebel Bouzegza, les mesures du relevé des discontinuités ont été basées sur la densité de fracturation du massif rocheux en deux dimensions sur un front de taille du gradin ou un affleurement. Cela se fait en utilisant la méthode de la ligne d'échantillonnage dans une direction définie, par la mesure de position de chaque discontinuité intersectée par cette ligne.

Une fiche type de relevé des discontinuités a été élaborée par la Société Internationale de Mécanique des Roches (ISRM, 1978 et 2007) qui utilise plusieurs codes préétablis par l'utilisateur. La masse rocheuse est une matrice composée du matériau rocheux et des discontinuités. Les discontinuités comprennent les failles, les joints, les fractures et d'autres faiblesses superficielles qui influencent le comportement mécanique de la masse rocheuse (Nefis. M 2017, Yahyaoui. S et al 2018).

La méthode classique de la ligne de balayage, basée sur la cartographie linéaire et les relevés à l'aide de la boussole géologique et de l'inclinomètre, permet de caractériser les discontinuités en analysant divers paramètres tels que le nombre de jeux de joints, la direction et les statistiques de pendage, l'espacement entre les joints, leur fréquence et leur remplissage. En traçant les points d'intersection entre les joints et la ligne de balayage sur les parois du banc, il est possible de mesurer l'orientation et les angles de pendage (Akbari, 2015, Singh, S.P. 2005).

L'espacement des joints est déterminé en mesurant la distance perpendiculaire entre les discontinuités le long d'une ligne de mesure, tandis que la fréquence correspond à l'inverse de cet

espacement pour chaque mesure (Öngen T. et al. 2013, Kimour. 2015) représente l'inverse de l'espacement des joints pour chaque mesure.

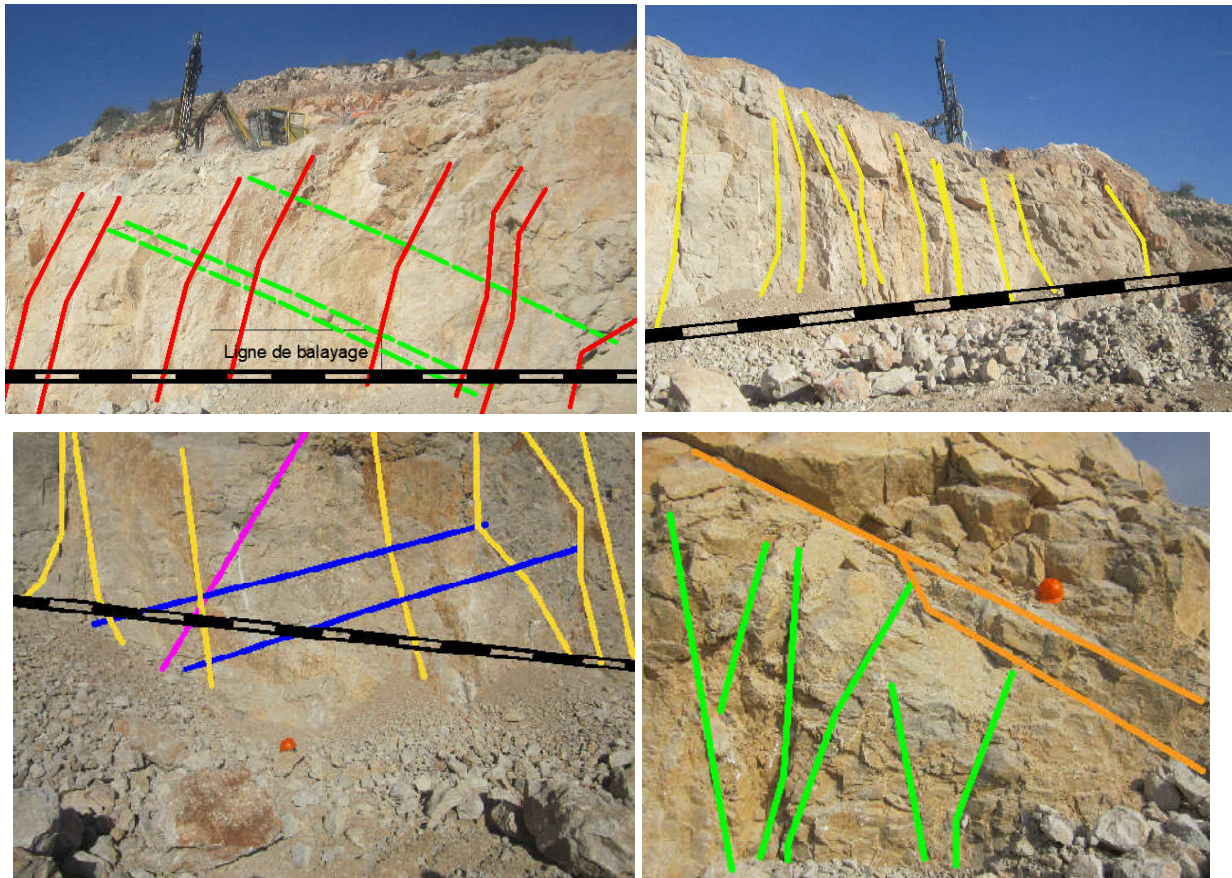


Figure 4. 2 : Mesures de discontinuités sur les fronts de taille .

Les relevés structuraux ont été réalisés sur trois fronts de taille soigneusement sélectionnés, afin de garantir une couverture représentative de l'ensemble des discontinuités présentes. Au total, 437 discontinuités ont été mesurées et caractérisées. Ces mesures ont permis d'identifier les principales familles de discontinuités, leurs orientations dans l'espace, ainsi que leurs caractéristiques géométriques (Tableau 4.1, Tableau 4.2 et Tableau 4.3)).

Pour assurer une répartition homogène des mesures sur les trois gradins, l'ensemble du front a été subdivisé en huit blocs d'observation.

Les données collectées ont permis de :

- Mieux comprendre les conditions structurales du massif rocheux ;
- Déterminer les orientations critiques pouvant compromettre la stabilité des talus et orienter la planification des travaux d'extraction ou de construction ;
- Optimiser les opérations minières, en tenant compte des contraintes géologiques liées aux discontinuités.

Tableau 4. 1 : Les discontinuités déterminées au niveau du gradin 810m.

Niveau du Gradin	Gradin 810 m			Total
N° du bloc	Bloc 01	Bloc 02	Bloc 03	
Nombre de mesure	83	46	54	183
Longueur (m)	60.5	61.2	60.1	181.8

Tableau 4. 2 : Les discontinuités déterminées au niveau du gradin 820m.

Niveau du Gradin	Gradin 820 m				Total
N° du bloc	Bloc 04	Bloc 05	Bloc 06	Bloc 07	
Nombre de mesure	62	48	39	58	207
Longueur (m)	50.2	47.8	54.6	54.0	206.6

Tableau 4. 3 : Les discontinuités déterminées au niveau du gradin 870 m.

Niveau du Gradin	Gradin 870 m
N° du bloc	Bloc 08
Nombre de mesure	47
Longueur (m)	42.0

4.1.3. Les difficultés rencontrées lors de l'utilisation du relevé des discontinuités

Lors de l'utilisation de la méthode classique, basée sur la boussole géologique et l'inclinomètre, plusieurs difficultés ont été rencontrées sur le terrain, notamment dans les zones escarpées ou instables, où le relevé manuel peut représenter un risque pour l'opérateur. Cette approche, bien que couramment utilisée, s'avère laborieuse et chronophage, en particulier sur de vastes surfaces ou dans des environnements difficiles d'accès.

En termes de précision, les mesures réalisées manuellement restent sensibles aux erreurs humaines, fortement dépendantes de l'expérience et de la rigueur de l'opérateur.

4.2. Projection stéréographique

Les relevés des discontinuités ont été étudiés à l'aide de la projection stéréographique, une méthode largement utilisée en géologie structurale pour représenter graphiquement les orientations des plans et des lignes dans un espace tridimensionnel. Cette technique permet de projeter l'orientation d'un plan sur un cercle équatorial : le plan est représenté soit par son grand cercle, soit par son pôle, c'est-à-dire la perpendiculaire au plan projetée sur l'hémisphère inférieur.

La projection stéréographique facilite l'analyse des familles de discontinuités en regroupant les plans aux orientations similaires, ce qui permet d'identifier des structures cohérentes dans le massif

rocheux, telles que des systèmes de fractures, des zones de cisaillement ou des directions préférentielles de discontinuités.

Pour cette étude, le logiciel Stereonet 8 développé par Richard Allmendinger (Allmendinger et al., 2013) a été utilisé. Ce programme permet de :

- Projeter les données sous forme de grands cercles ou de pôles de plans sur un réseau de Schmidt (projection équi- aire) ou de Wulff (projection équi-angulaire) ;
- Réaliser des analyses statistiques des orientations (calcul de moyennes, écarts, intersections);
- Identifier visuellement les familles dominantes de discontinuités à l'aide de diagrammes de densité ;
- Faciliter l'évaluation de la stabilité structurale dans les travaux miniers ou géotechniques.

Cette approche offre une représentation synthétique et rigoureuse des données structurales, essentielle pour l'analyse géomécanique du massif et pour la planification des travaux d'exploitation (Hoek & Bray, 1981 ; Allmendinger et al., 2013).

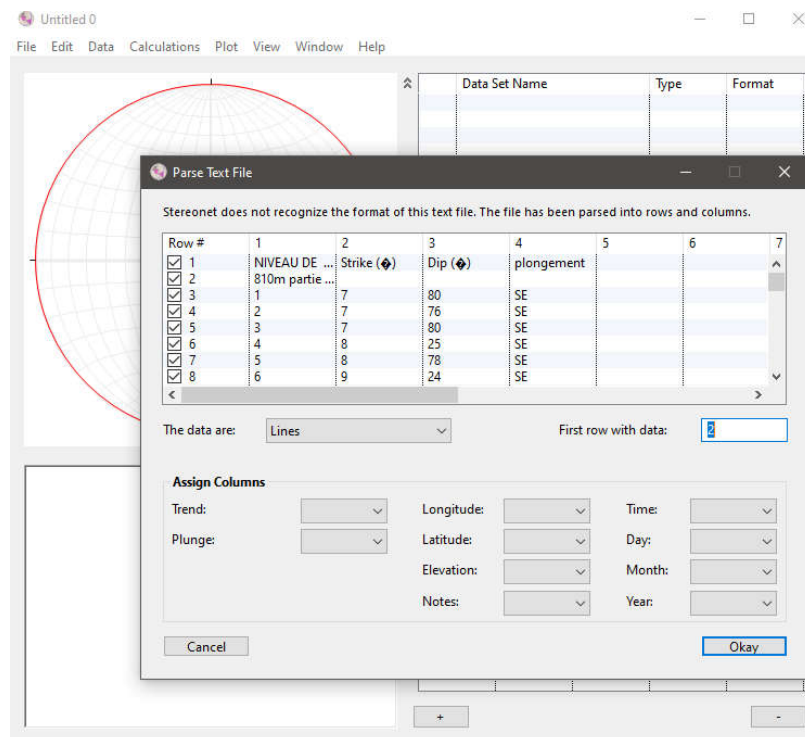


Figure 4. 3 : Importation des mesures relevés des discontinuités sur le logiciel de projection stéréographique (Stereonet 8).

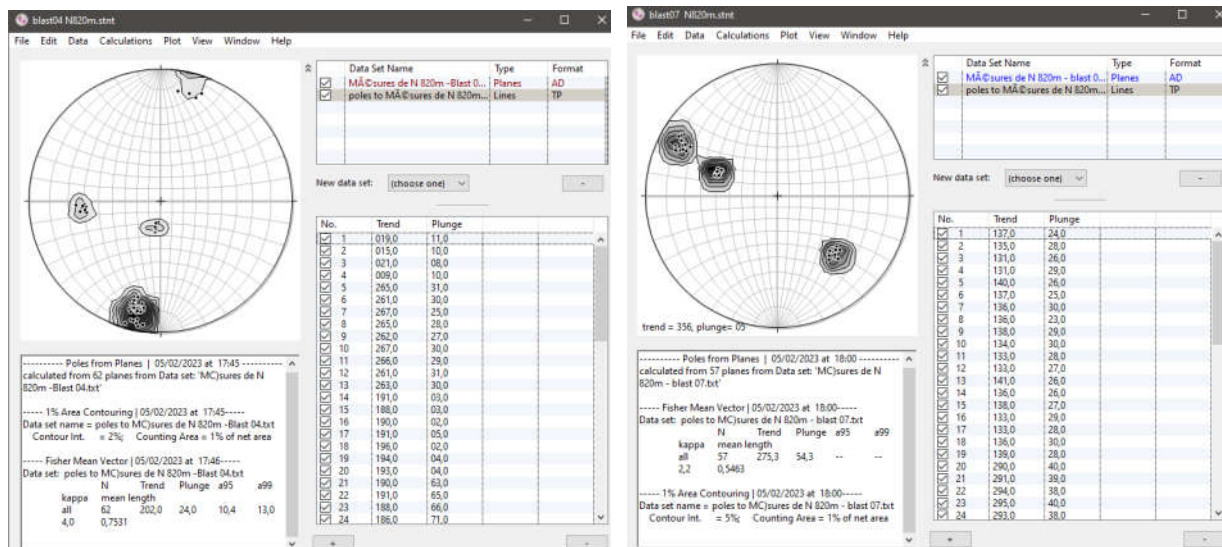


Figure 4. 4 : Projection stéréographique en utilisant le Stereonet des blocs 04 et 07 (Résultats personnels).

4.3. Traitement d'images par le logiciel Split- Desktop

Split-Desktop est un logiciel développé par l'Université d'Arizona, conçu pour analyser la fragmentation des roches à l'aide d'une grille de taille. L'analyse de la fragmentation avec ce logiciel s'appuie sur des images numériques du tas abattue pour déterminer la distribution granulométrique des fragments de roche (Kansake. B.A. et al, 2016 ; Tavakol. E et al,2017, Mohamed.F et al 2019).

Pour une estimation précise de la taille des fragments, il est essentiel de disposer d'au moins une ou deux dimensions de référence. Ces dimensions doivent être perpendiculaires à l'axe optique de l'image afin de minimiser les distorsions et garantir une correspondance avec les dimensions réelles des fragments (Bhandari, S. 2020).L'analyse de la fragmentation de la roche abattue à l'aide du logiciel Split-Desktop constitue une méthode avancée pour obtenir une distribution granulométrique précise des fragments du tas abattu Souza.J.C.D, et al, 2018, Seddiqui, F.I, 2009. . Pour garantir l'exactitude des résultats, il est essentiel de prendre en compte les paramètres suivants :

- **Qualité des images :** la précision de l'analyse dépend fortement de la qualité des images numériques. Celles-ci doivent être nettes, bien éclairées et prises sous différents angles afin de couvrir l'ensemble des fragments du tas abattu.
- **Calibration :** une calibration correcte est primordiale, car des erreurs dans ce processus peuvent engendrer des inexactitudes importantes dans la mesure des tailles de fragments.

- **Orientation des références** : les dimensions de référence utilisées pour la calibration doivent être correctement positionnées, de manière perpendiculaire à l'axe optique, afin d'éliminer toute distorsion et garantir des mesures fiables.

4.3.1. Processus de l'analyse de la fragmentation avec le Split- Desktop

1- Capture des images :

Des images numériques du tas abattu sont prises directement sur le site. La qualité des images est essentielle pour garantir une analyse précise : elles doivent être bien éclairées, nettes, et prises avec un bon cadrage afin de capturer tous les détails des fragments de roche.

Pour réduire les biais et obtenir une vue complète tas abattu, il est recommandé de prendre plusieurs images sous différents angles. Cela améliore la représentativité des données granulométriques.

2- Dimension de référence

Pour permettre une calibration précise des images dans Split-Desktop, il est nécessaire d'inclure dans chaque photo une ou deux dimensions de référence, comme une règle, un objet calibré ou des marqueurs d'échelle.

Ces dimensions doivent être placées perpendiculairement à l'axe optique de la caméra. Une mauvaise orientation peut entraîner des distorsions perspectives qui fausseraient les mesures des fragments.

3- Importation et calibration

Les images capturées sont importées dans le logiciel Split-Desktop.

Une fois les images chargées, les dimensions de référence sont identifiées et calibrées dans le logiciel. Cette étape est cruciale pour que le logiciel comprenne l'échelle des images et puisse mesurer précisément les tailles des fragments. Une calibration incorrecte peut affecter directement la fiabilité des résultats.

4- Segmentation et analyse

Le logiciel utilise des algorithmes avancés de segmentation d'image pour détecter automatiquement les contours des fragments de roche. Ces algorithmes séparent les fragments les uns des autres sur la base des contrastes dans l'image.

Après la segmentation, Split-Desktop mesure les dimensions des fragments identifiés et génère une distribution granulométrique. Les tailles des fragments sont calculées en tenant compte de l'échelle définie lors de la calibration.

5- Interprétation des résultats

L'analyse fournit des données détaillées sur la taille des fragments (en millimètres ou centimètres), la distribution granulométrique, comme D20, D50, D80 et Dmax, et des graphiques visuels pour mieux comprendre cette distribution.

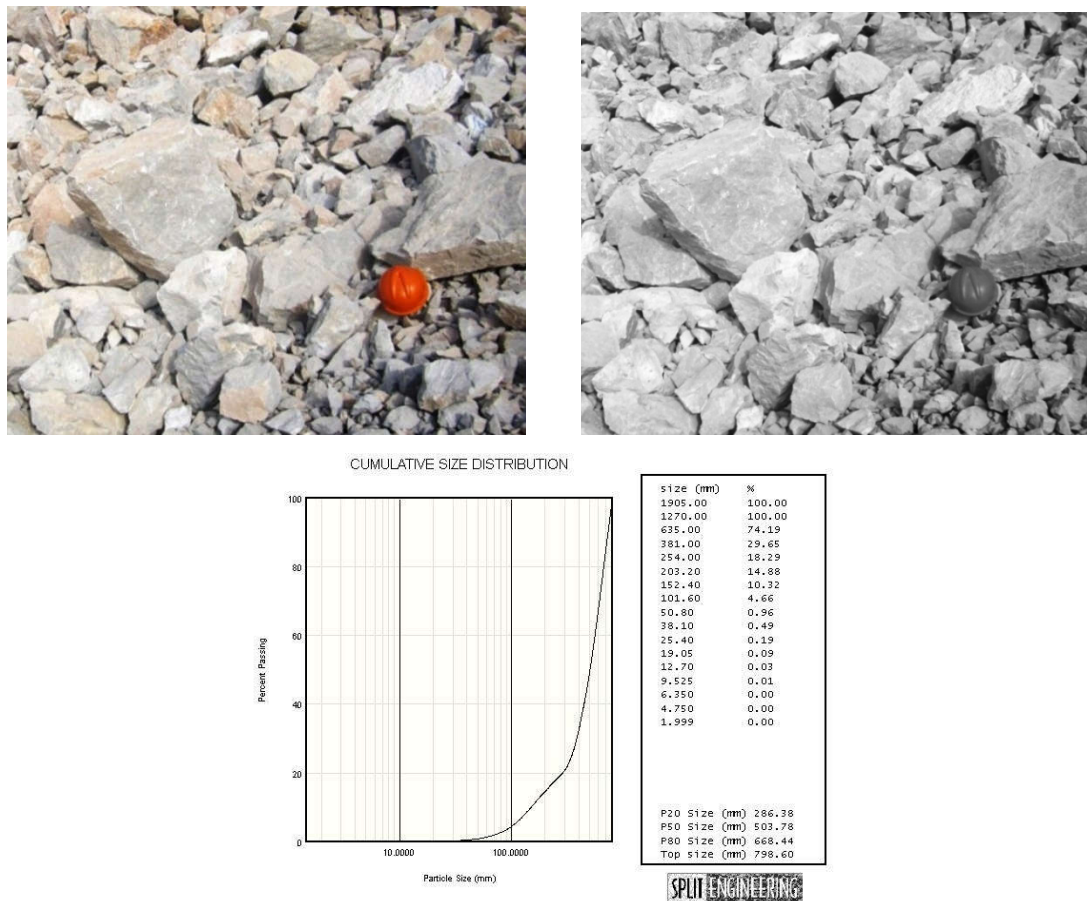


Figure 4. 5 : Les étapes de traitement d'image par le logiciel Split- Desktop (Résultat du bloc08)
(Résultats personnels).

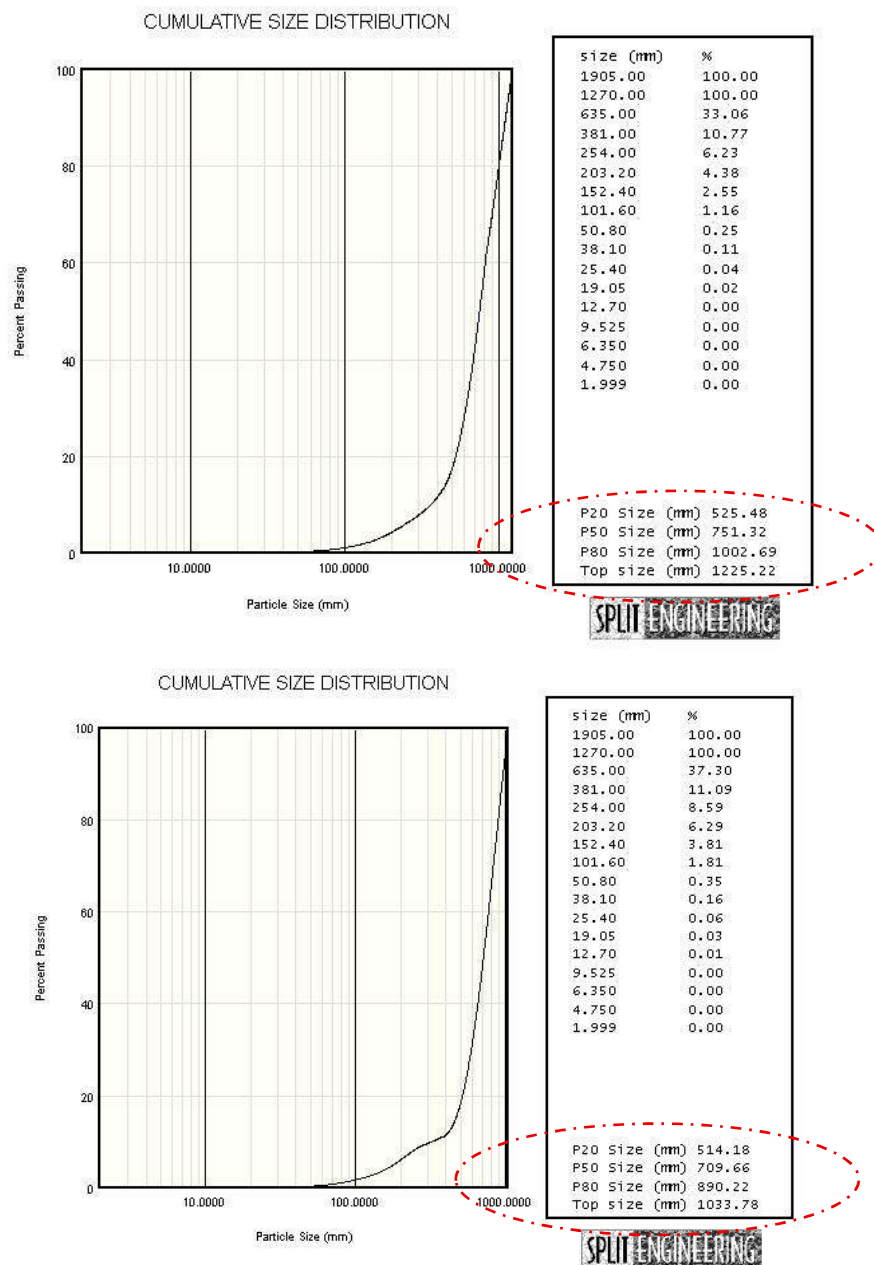


Figure 4. 6 : Résultats de la distribution granulométrique de la fragmentation de la roche des blocs 03 et 07 (Résultats personnels).

4.3.2. Avantages de Split Desktop

- **Précision :** L'un des principaux atouts de Split-Desktop réside dans la précision de ses mesures. Lorsque les images sont correctement calibrées et que les dimensions de référence sont bien positionnées, le logiciel peut fournir des résultats granulométriques très fiables. Cela permet d'obtenir une représentation détaillée et réaliste de la répartition des tailles des fragments.
- **Rapidité :** Une fois les images numériques capturées et importées dans le logiciel, l'analyse est effectuée de manière rapide et efficace. Cette rapidité permet de réduire le temps nécessaire

à l'évaluation de la fragmentation par rapport aux méthodes traditionnelles, comme l'échantillonnage physique ou les observations manuelles. Split-Desktop est particulièrement utile dans des environnements où les résultats doivent être obtenus rapidement pour optimiser les processus en aval, tels que le transport ou le concassage.

- **Méthode non-destructive :** L'analyse réalisée par Split-Desktop est entièrement non-destructive, car elle ne nécessite pas de prélèvement ou de manipulation physique des fragments. Les images numériques capturées directement sur le terrain suffisent pour effectuer l'analyse. Cela préserve l'intégrité des fragments et élimine les contraintes logistiques liées à l'échantillonnage, comme le transport ou le traitement des échantillons. De plus, cela permet une application immédiate dans des environnements sensibles ou difficiles d'accès.

4.4. Prédiction de la fragmentation par modèle de Kuz Ram

Le modèle de Kuz-Ram (Cunningham, 1983, 1987 & 2005), reconnu comme l'un des plus prédictifs pour estimer la fragmentation des roches, dont la taille moyenne des fragments l'indice de l'uniformité peuvent être déterminés par

4- Equation de prédiction de la taille médiane de Kuznetsov

$$X_{50} = A \cdot Q^{1/6} \cdot (115/E)^{19/30} / q^{0.8} \quad (\text{in cm}) \quad (\text{Eq. 06})$$

Où :

A : facteur caractéristique de la masse rocheuse ;

q: consommation spécifique d'explosif, kg/m³; Q: quantité d'explosif dans un trou, kg;

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

5- Équation de prédiction de l'uniformité Rosin-Rammler

$$n = (2.2 - 14B/Dt)(1 - W/B) \sqrt{(1 + \frac{S}{B})/2} * \text{abs}((L_b - L_c)/L_{tot} + 0.1))^{0.1} (L_{tot}/H) \quad (\text{Eq. 07})$$

Où:

Dt: diamètre de trou, mm ; B: banquette, m ; W: écart-type de la précision du forage, m ; E: espacement entre les trous, m ; Lp: longueur de la charge d'explosif de pied, m ; Lc: longueur de la charge d'explosif de colonne, m ; Ltot: longueur totale de la charge d'explosif, m ; H: hauteur du gradin, m

1- Les paramètres d'entrée au modèle de Kuz Ram

Les paramètres de tir effectués dans la carrière de Djebel Bouzegza sont définis comme suit :

Paramètres géométriques :

- Diamètre du trou : 89 mm,
- Hauteur du gradin : 13m

- Profondeur du trou : 14 m,
- Sous foration : 1 m,
- Longueur de charge explosive : 10.0 m,
- Bourrage : 04 m
- Espacement des trous : 3.0 m
- Hauteur du bourrage : 3.5 m.
- Longueur de la charge de colonne : 6.0 m
- Longueur de la charge de pied : 4.0 m
- Inclinaison du trou : 80° à 85°
- Nombre de rangée : 01

Paramètres de la charge explosive

Deux types d'explosifs ont été utilisés l'ANFOMIL et TEMEX II.

- **ANFO** (Ammonium Nitrate Fuel Oil) : utilise comme charge de colonne, économique et efficace pour les roches de dureté moyenne.
- **TEMEX II** : utilisé comme charge de pied, plus puissant, adapté aux zones nécessitant une énergie de détonation élevée.
- Densité de l'ANFO : 0.95 g/m³
- Densité de TEMEX : 1.2 g/m³
- Consommation spécifique : 0.41 kg/m³
- Quantité d'explosif par trou : 38.32 kg

Paramètres de blocométrie :

- Dimension des hors gabarit : > 01m
- Dimension de passant : 0.1m > X > 01m
- Dimension des fines : < 0.10m

2-Les paramètres de sortie du modèle de Kuz Ram

- La taille moyenne (X50)
- Indice d'uniformité (n)
- La taille caractéristique (Xc)
- Indice de tirabilité (Ib).

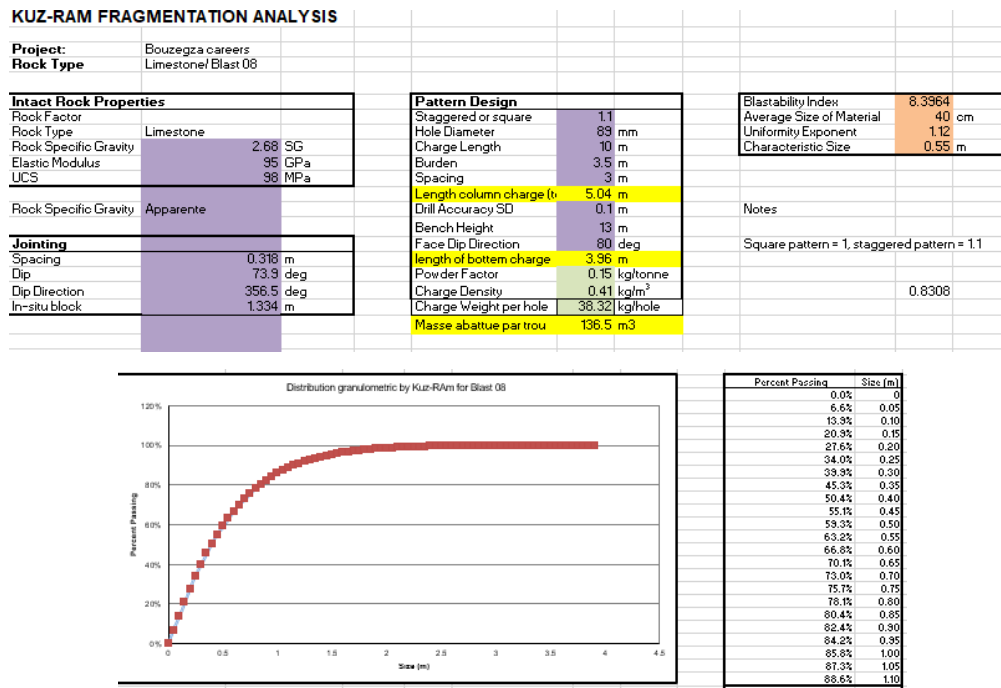


Figure 4. 7: Paramètres d'entrée et de sortie du tir n° 08 par le modèle de Kuz- Ram (Résultats personnels).

L'utilisation du modèle Kuz-Ram a permis :

- D'évaluer l'efficacité des dynamitages : Les résultats prédits permettent de vérifier si les objectifs de fragmentation sont atteints.
- D'optimiser les opérations futures : En identifiant les écarts entre les tailles obtenues et les tailles souhaitées, il est possible d'ajuster les paramètres de tir.

Conclusion

L'ensemble des méthodes présentées dans ce chapitre a permis d'établir une base rigoureuse pour l'analyse structurale et granulométrique du massif rocheux étudié. Les mesures de discontinuités, réalisées sur trois fronts subdivisés en huit blocs, ont permis d'identifier les principales familles structurales, leurs orientations spatiales ainsi que leurs caractéristiques géométriques. L'exploitation du logiciel Stereonet 8 a offert une représentation claire et synthétique de ces données, facilitant ainsi l'interprétation géomécanique et la compréhension du comportement du massif.

Parallèlement, l'évaluation de la fragmentation des roches issues de l'abattage à l'explosif a été menée à l'aide du logiciel Split-Desktop, combinée à l'application du modèle Kuz-Ram. Cette double approche, alliant observation terrain et modélisation prédictive, permet non seulement de quantifier l'efficacité des tirs, mais aussi d'optimiser la conception des plans de tir en fonction des propriétés du massif.

Chapitre 5

Résultats et discussion

5.1. Analyse de l'influence de la résistance à la compression sur la fragmentation des roches abattues

Dans le but d'évaluer l'impact de la résistance mécanique des roches sur la qualité de la fragmentation, des échantillons ont été prélevés dans chacun des trois blocs d'abattage, avant les tirs, afin de réaliser des essais de résistance à la compression uniaxiale (UCS). Cette propriété constitue un indicateur essentiel de la dureté et de la cohésion du massif rocheux, deux facteurs déterminants dans la propagation des ondes de choc induites par l'explosion, et donc dans l'efficacité de la fragmentation.

Les résultats des essais UCS sont présentés dans le Tableau 5.1. Ils ont été utilisés pour interpréter les performances des tirs en fonction de la résistance du massif rocheux (Bedri K. et al., 2024). La taille maximale souhaitée des fragments a été fixée à 1 000 mm.

Après les tirs, les tailles moyennes des fragments (P_{50}) ont été mesurées à l'aide du logiciel Split-Desktop, qui analyse des images numériques du tas de matériaux abattus (muckpile) afin d'en extraire la distribution granulométrique.

Parallèlement, la taille moyenne prédite des fragments (X_{50}) a été calculée à l'aide du modèle empirique Kuz-Ram, en intégrant les paramètres géomécaniques de la roche, les quantités d'explosif utilisées et les caractéristiques du plan de tir.

La précision de la fragmentation a été évaluée par la comparaison entre :

- X_{50} : valeur mesurée par Split-Desktop,
- P_{50} : valeur prédite par le modèle Kuz-Ram.

L'erreur relative R_{50} entre les deux approches a été calculée selon la formule suivante :

$$R_{50} = \frac{(X_{50} - P_{50})}{X_{50}} \quad (Eq. 5.1)$$

Le Tableau 5.1 regroupe les valeurs mesurées pour chaque bloc : la résistance UCS, les tailles moyennes mesurées et prédites (X_{50} et P_{50}), ainsi que l'erreur relative (R_{50}).

Tableau 5. 1: Les résultats de UCS et de (X_{50} , P_{50}) pour les trois de blocs abattus

	UCS (MPa)	P_{50} (mm) Split- Desktop	X_{50} (mm) Kuz-Ram	R_{50}
Bloc I	113	529.12	440	0.20
Bloc II	98	503.78	440	0.14
Bloc III	87	476.87	440	0.08

Des essais de résistance à la compression uniaxiale (UCS) ont été réalisés sur trois blocs de tir situés dans le gisement de calcaire de Djebel Bouzegza. Les valeurs mesurées sont respectivement de 113 MPa, 98 MPa et 87 MPa pour les blocs I, II et III, reflétant une variabilité géomécanique

du massif rocheux. Cette variation traduit un passage progressif d'une roche fortement résistante (Bloc I) à une roche plus faiblement cohérente (Bloc III), en lien avec l'hétérogénéité des caractéristiques géologiques locales.

La taille moyenne des fragments (X_{50}) a été estimée à l'aide du modèle empirique de Kuz-Ram. Ce dernier, basé sur des paramètres généraux du massif et du plan de tir, ne tient pas compte directement de la résistance (UCS) ; par conséquent, la valeur prédite de X_{50} reste constante à 440 mm pour les trois blocs.

En revanche, les valeurs mesurées via le traitement d'image par Split-Desktop montrent des différences notables. Cette tendance confirme que plus la roche est résistante, plus la taille moyenne des fragments obtenus est élevée, en raison de la plus grande quantité d'énergie requise pour fragmenter une roche plus dure.

Ainsi, si le modèle Kuz-Ram permet une prédiction théorique standardisée, l'analyse d'image constitue une méthode directe et réaliste pour évaluer la fragmentation réelle sur le terrain.

Pour quantifier l'écart entre les deux approches, un coefficient d'erreur relatif (R_{50}) a été calculé. Les résultats montrent que :

- R_{50} atteint 20 % dans le bloc I, à forte résistance ;
- Il diminue progressivement à 14 % dans le bloc II, puis à 8 % dans le bloc III, moins résistant.

Ces écarts soulignent que le modèle Kuz-Ram tend à sous-estimer la taille réelle des fragments dans les roches dures, et que sa précision augmente lorsque la résistance de la roche diminue.

Ces résultats mettent en évidence plusieurs points clés :

- Une corrélation inverse entre la résistance UCS et la performance de fragmentation : plus la résistance est élevée, plus la taille moyenne des fragments augmente ;
- Des écarts modérés entre les tailles mesurées et celles prédites, confirmant la validité globale du modèle Kuz-Ram tout en soulignant la nécessité d'un ajustement local selon les caractéristiques du massif ;
- Des erreurs relatives décroissantes avec la diminution de la résistance, ce qui suggère que les roches moins résistantes sont mieux modélisées et plus facilement fragmentées à charge explosive constante.

Cette étude met en évidence l'importance de la caractérisation géomécanique du massif rocheux dans l'optimisation des opérations d'exploitation minière à ciel ouvert. Elle souligne l'efficacité de l'approche combinée entre les outils d'analyse granulométrique, tels que Split-Desktop, et les modèles prédictifs, comme Kuz-Ram, pour anticiper et évaluer la qualité de la fragmentation des roches abattues.

Dans le but d'améliorer les résultats de la fragmentation, des ajustements ciblés ont été apportés aux paramètres géométriques du tir, notamment :

- Paramètres de la maille (Espacement* Banquette),
- La charge spécifique d'explosif utilisée.

Ces modifications ont été guidées par le modèle Kuz-Ram, qui permet d'estimer avec précision la taille moyenne des fragments rocheux (X_{50}) en fonction des paramètres mécaniques de la roche et des conditions de tir.

Les résultats obtenus après l'application de ces nouveaux paramètres sont présentés dans le (Tableau 5.2). Ils fournissent une évaluation quantitative des impacts des ajustements réalisés, et permettent de valider leur efficacité en matière d'amélioration de la fragmentation.

Tableau 5. 2: Plan de tir optimisé en utilisant le modèle prédictif de Kuz Ram.

Banquette(m) * Espacement (m)	X_{50} (cm)	Charge spécifique de l'explosive (kg/m³)	Volume de la roche abattue (m³ /trou)
2.0 * 2.5	32.10	0.84	65.00
2.5 *2.5	38.38	0.68	81.25
3.0 *2.5	44.40	0.56	97.50
3.5 *2.5	50.23	0.48	113.75
4.0 *2.5	55.23	0.42	130.00
3.0 *2.0	37.14	0.70	78.00
3.0 *3.0	51.37	0.47	117.00
3.0 *3.5	58.12	0.40	136.50
3.0 *4.0	64.67	0.35	156.00
3.5 * 3.5	65.74	0.34	156.25
4.0 * 4.0	81.40	0.26	208.00

Le modèle de Kuz-Ram repose principalement sur les paramètres de conception du plan de tir, tels que les paramètres de la maille ($B * E$) (la banquette et l'espacement entre les trous). Dans le cadre de cette étude, plusieurs combinaisons de la banquette et d'espacements ont été testées, allant de 2,0 m à 4,0 m, afin d'évaluer leur influence sur la taille moyenne des fragments (X_{50}). Malgré ces variations, l'erreur maximale observée entre les valeurs prédites et mesurées est restée inférieure à 20 %, ce qui confirme la fiabilité globale du modèle tout en soulignant la nécessité d'un ajustement local.

Les principales observations sont les suivantes :

- Les meilleures valeurs de X_{50} ont été obtenues pour des banquettes de $B = [2,5 \text{ m} ; 3,0 \text{ m} ; 3,5 \text{ m}]$ avec un espacement $E = 2,5 \text{ m}$.
- Une configuration $B = 3,0 \text{ m}$ combinée à $E = [2,0 \text{ m} ; 2,5 \text{ m} ; 3,0 \text{ m}]$ a donné également de très bons résultats, constituant un choix optimal en termes de fragmentation.
- Pour $B = 2,0 \text{ m}$ et $E = 2,5 \text{ m}$, la valeur de X_{50} reste acceptable ; toutefois, cette configuration requiert une augmentation de la charge spécifique d'explosif, impactant potentiellement les coûts et la sécurité.
- En revanche, avec $B = 4,0 \text{ m}$ et E compris entre $3,5 \text{ m}$ et $4,0 \text{ m}$, X_{50} se rapproche de la taille maximale souhaitée des fragments, avec une meilleure homogénéité de la granulométrie.

Cette analyse met en évidence l'importance de l'optimisation des paramètres de tir, en particulier de la géométrie du plan de tir et la charge spécifique de l'explosif, pour améliorer la fragmentation et réduire l'écart entre les valeurs prévues par le modèle Kuz-Ram et les résultats réels observés sur le terrain.

5.2. Analyse de l'influence des caractéristiques des discontinuités de la carrière d'agrégats sur la qualité de fragmentation

5.2.1. Détermination de caractéristiques des discontinuités :

Dans le cadre de l'analyse structurale du massif rocheux de la carrière Djebel Bouzegza C01, les mesures de terrain ont porté sur la direction (azimut) et le pendage des discontinuités visibles sur les fronts de taille. Ces données ont été traitées à l'aide du logiciel Stereonet 8, un outil spécialisé permettant la projection stéréographique des plans mesurés sur une sphère de référence, facilitant ainsi leur classification et interprétation géologique.

Tableau 5. 3 : Les caractéristiques des discontinuités de la carrière de Djebel Bouzegza.

Niveau du Gradin	Gradin 810 m			Gradin 820 m				Gradin 870 m
N° du Bloc	Bloc 01	Bloc 02	Bloc 03	Bloc 04	Bloc 05	Bloc 06	Bloc 07	Bloc 08
Direction (Dir°)	22.1	356.5	98.6	22.0	23.5	352.6	95.3	356.5
Pendage (Pen°)	63.4	73.9	38.6	66.0	68.6	71.8	35.7	73.9
Longueur (L, m)	60.5	61.2	60.1	50.2	47.8	54.6	54.0	42.0
Espacement entre les joints (Ej, m)	0.625	0.212	0.714	0.513	0.374	0.227	0.889	0.318

L'analyse stéréographique a permis d'identifier trois familles principales de discontinuités, différenciées par leur orientation (direction et pendage) et leur espacement moyen.

Tableau 5. 4 : Les principales familles des discontinuités de la carrière de Djebel Bouzegza.

	Famille 1	Famille 2	Famille 3
Direction (Dir°)	N 20° à 30°.	N 90° à 100°	N 350° à 360°
Pendage (Pen°)	Entre 60° et 70°.	Entre 30° et 40	Entre 70° et 80°.
Blocs concernés	bloc 01, bloc 04, et bloc 05.	Bloc 02 et bloc 07	bloc 03, bloc 06, et bloc 08

Les discontinuités de la famille 1 présentent une forte inclinaison modérée, ce qui peut avoir une double influence : d'une part, elles peuvent faciliter la fragmentation en offrant des plans de faiblesse naturels, mais d'autre part, elles peuvent compromettre la stabilité locale, notamment si elles sont orientées défavorablement par rapport au front de tir.

Les discontinuités de la famille 2, caractérisées par une inclinaison plus douce, tendent à améliorer la propagation de l'onde de choc, ce qui favorise une fragmentation plus régulière. Toutefois, cette géométrie peut poser des défis en matière de contrôle de pente, en augmentant le risque de glissements superficiels, surtout dans les zones fracturées ou altérées.

Quant aux discontinuités de la famille 3, elles présentent une forte inclinaison proche de la verticale, ce qui peut provoquer une fragmentation hétérogène et exiger plus d'énergie de tir pour obtenir des blocs de taille acceptable. De plus, cette configuration peut accentuer les risques d'instabilités structurales, notamment par décollement de blocs verticaux.

L'analyse de l'espacement moyen entre les joints dans le massif rocheux de la carrière Djebel Bouzegza a permis de regrouper les blocs en deux classes distinctes, en fonction de la distance mesurée entre les discontinuités observées sur les fronts. Cette classification offre un éclairage essentiel sur le comportement du massif lors des tirs, ainsi que sur la qualité de la fragmentation obtenue.

- **Classe 1 :** Espacement des joints > 0,5 m

Cette catégorie regroupe les blocs où l'espacement moyen entre les plans de discontinuité est supérieur à 0,5 m. Cette classe regroupe les blocs : bloc 01, bloc 03, bloc 04, et bloc 07.

Un espacement relativement large des joints favorise une meilleure transmission de l'énergie de l'explosif à travers la roche, ce qui conduit généralement à une fragmentation plus grossière mais plus homogène.

Ce type de configuration peut améliorer l'efficacité des tirs, tout en facilitant les opérations de chargement et de concassage en aval, à condition que la taille maximale des fragments reste dans les limites acceptables.

- **Classe 2** : Espacement des joints $\leq 0,5$ m

Cette classe regroupe les blocs où l'espacement moyen entre les discontinuités est inférieur ou égal à 0,5 m, notamment les blocs : bloc 02, bloc 05, bloc 06, et bloc 08.

Un espacement réduit implique une densité plus élevée de discontinuités, ce qui favorise une fragmentation plus fine en facilitant la rupture du massif le long des plans de faiblesse.

Toutefois, cette densité accrue peut également provoquer une dispersion rapide de l'énergie explosive, rendant la fragmentation moins contrôlable et augmentant le risque de production de fragments trop petits ou irréguliers.

Afin de caractériser plus précisément la nature physique des discontinuités observées dans le massif rocheux, la méthode de cartographie linéaire a été appliquée sur les fronts de taille. Cette technique consiste à relever de manière systématique, le long de profils linéaires, les types, espacements, orientations et remplissages des discontinuités rencontrées.

L'application de cette méthode a permis d'identifier deux grands types de discontinuités, différenciées par leur état d'ouverture et la nature du matériau de remplissage :

- **Joints ouverts** :

Ces discontinuités sont caractérisées par l'absence de remplissage, laissant une ouverture nette entre les surfaces. Elles jouent un rôle majeur dans la propagation des ondes de choc générées par les explosifs. En facilitant la diffusion de l'énergie dans le massif, elles peuvent améliorer la fragmentation, notamment lorsqu'elles sont bien orientées par rapport au plan de tir.

- **Fractures remplies** :

Ces discontinuités sont comblées par des matériaux secondaires, notamment de l'argile, de la calcite ou d'autres minéraux. La présence de remplissage agit comme un amortisseur, réduisant la capacité des fractures à transmettre l'énergie du tir. Cela peut diminuer l'efficacité de la fragmentation et provoquer une dispersion inégale de l'énergie, avec pour conséquence une hétérogénéité de la taille des fragments.

5.2.2. Analyse de la fragmentation des roches abattues à l'aide du traitement d'images Split Desktop

L'évaluation de la fragmentation des roches abattues dans la carrière de Djebel Bouzegza a été réalisée à l'aide du logiciel Split-Desktop, un outil de traitement d'images spécialisé dans l'analyse granulométrique des matériaux fragmentés. Ce logiciel permet une estimation précise de la distribution granulométrique à partir d'images numériques des tas de roches après tir.

Pour cette étude, huit tirs ont été analysés. Les résultats obtenus sont présentés de manière détaillée dans le (Tableau 5.5).

L'analyse s'est focalisée sur trois indicateurs granulométriques clés, permettant une évaluation quantitative de l'efficacité de la fragmentation :

- **P50** : taille médiane des fragments, c'est-à-dire que 50 % de la masse totale des fragments possède une taille inférieure à cette valeur. Elle reflète la taille moyenne dominante des matériaux abattus.
- **P80** : taille à laquelle 80 % des fragments passent. Cet indicateur est particulièrement important pour évaluer la proportion de gros blocs, pouvant affecter les performances des équipements de transport et de concassage.
- **Pmax** : taille maximale observée parmi les fragments. Ce paramètre permet de vérifier si la taille limite admissible par le concasseur primaire est respectée, condition essentielle pour éviter les surcharges ou les blocages.

Les valeurs obtenues pour P50, P80 et Pmax sur chacun des huit tirs analysés permettent de comparer la performance des plans de tir et d'identifier les facteurs influençant la granulométrie.

Tableau 5. 5 : Résultats de taille des fragments en utilisant traitement d'images avec le logiciel Split-Desktop.

Taille de fragments	Tir 01	Tir 02	Tir 03	Tir 04	Tir 05	Tir 06	Tir 07	Tir 08
P50 (mm)	615.10	428.54	751.32	638.55	529.12	476.87	709.66	503.78
P80 (mm)	803.82	596.73	1002.69	842.00	675.32	629.24	890.22	668.44
Pmax (mm)	953.53	729.94	1225.22	1003.17	791.56	788.56	1033.78	798.6

5.2.3. Analyse de l'influence de caractéristiques des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue par Split- Desktop

Cette étude examine l'influence des caractéristiques des discontinuités présentes dans la carrière de Djebel Bouzegza sur la qualité de la fragmentation des roches, à l'aide du logiciel Split-Desktop. L'analyse des images issues de huit tirs a permis d'établir les distributions granulométriques pour chaque tir.

Ces résultats ont permis de déterminer les valeurs caractéristiques P50, P80 et Pmax, représentées graphiquement dans les Figures 5.1, 5.2 et 5.3, afin de mieux appréhender les variations de fragmentation en fonction des paramètres structuraux du site d'étude.

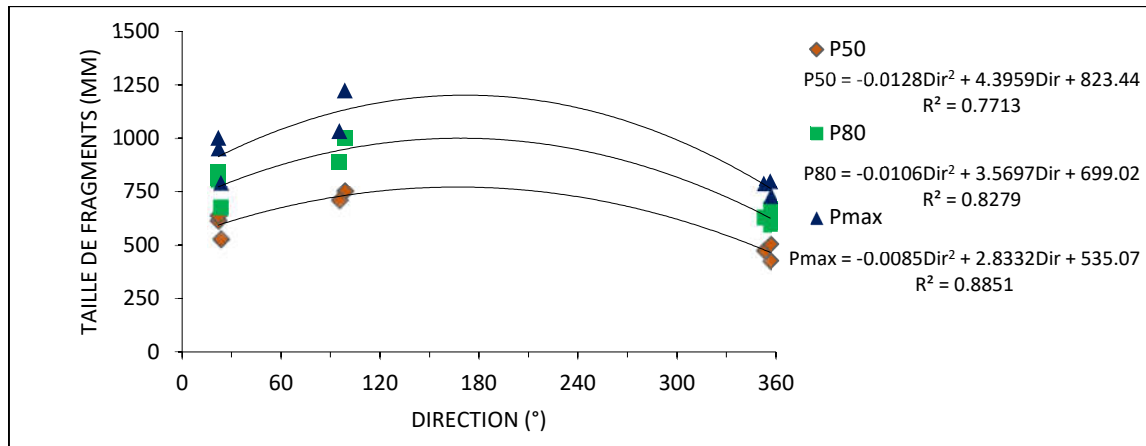


Figure 5. 1 : Influence de la direction des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue dans la carrière de Djebel Bouzegza.

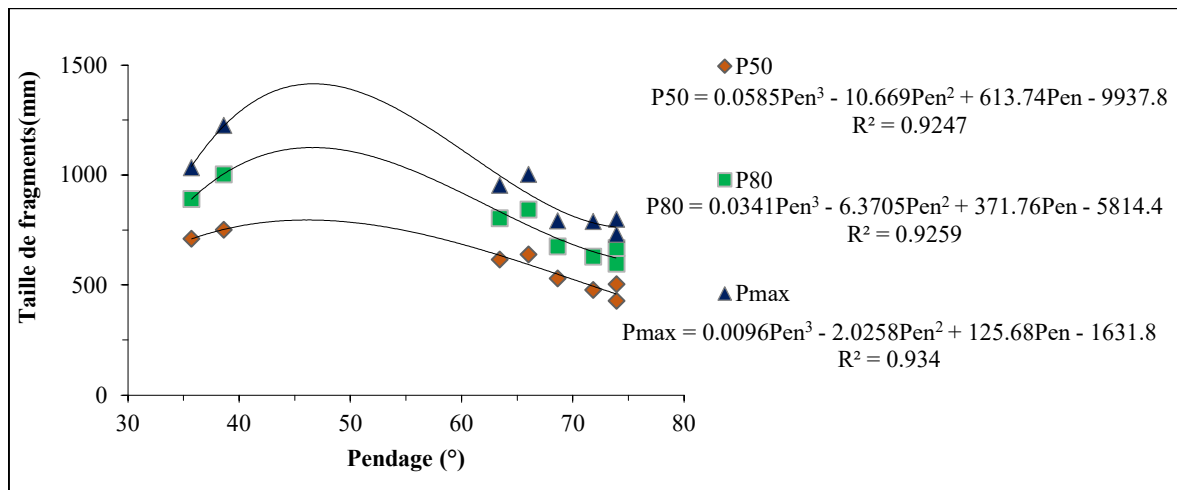


Figure 5. 2 : Influence du pendage des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue dans la carrière de Djebel Bouzegza.

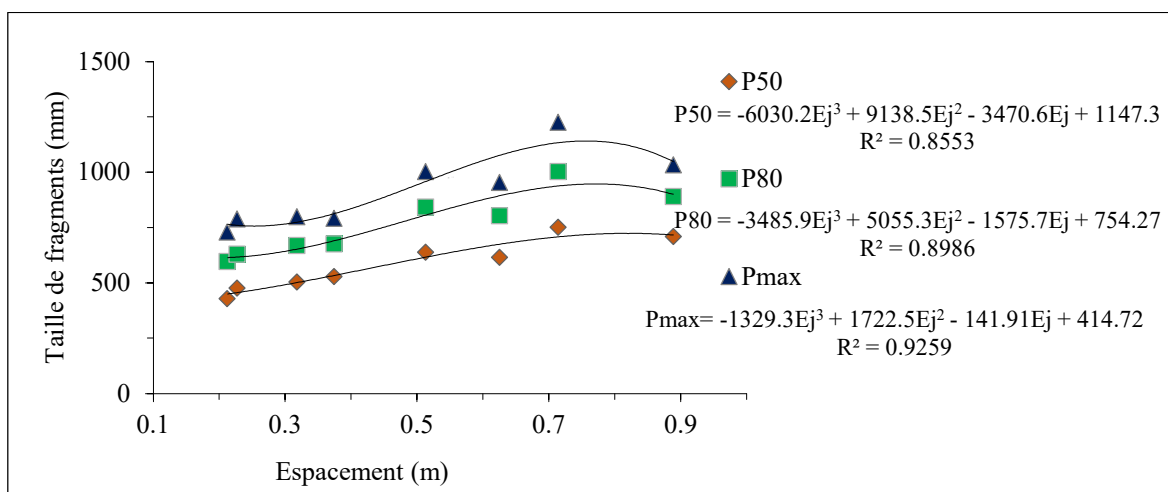


Figure 5. 3 : Influence de l'espacement des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue dans la carrière de Djebel Bouzegza.

L'analyse des résultats révèle que la direction et le pendage des discontinuités jouent un rôle clé dans la fragmentation. Les blocs présentant des fragments plus gros (blocs 01, 03, 04 et 07) sont associés à des configurations géologiques moins favorables, caractérisées par :

- Discontinuités peu inclinées (angles plus faibles par rapport à la surface de tir), donnent une résistance plus grande à la fracturation.
- Espacement élevé des joints, réduisant l'efficacité du tir dans la fragmentation des roches.

En revanche, les blocs 02, 05, 06 et 08 présentent une fragmentation plus fine, attribuée à :

- Des fractures orientées de manière optimale, facilitant la propagation des ondes de choc.
- Une densité de joints plus élevée, augmentant la probabilité de fracture des blocs rocheux en fragments plus petits.

Un facteur déterminant observé est l'angle formé entre l'orientation des discontinuités et la surface du tir :

Lorsque les discontinuités sont perpendiculaires à la surface du tir, cette configuration limite la propagation des fractures à travers le massif rocheux, ce qui se traduit par :

- Propagation limitée des fractures : les ondes de choc générées par l'explosion ne suivent pas facilement les plans des discontinuités, car ces derniers n'offrent pas de points de faiblesse alignés avec la direction des forces appliquées.
- Formation de grands fragments : en raison de la résistance accrue à la fracturation, les blocs rocheux restent plus intacts, entraînant des tailles de fragments plus importantes.
- Réduction de l'efficacité de l'explosion : une partie de l'énergie libérée par l'explosif est perdue, car elle n'est pas efficacement utilisée pour fragmenter les roches.

Lorsque les discontinuités sont inclinées, et l'angle est inférieur à 90° , cette orientation favorise

- Une meilleure propagation des ondes de choc le long des discontinuités, qui servent de points de faiblesse naturels.
- Une fragmentation plus fine, les blocs rocheux sont divisés en fragments plus petits, car les discontinuités préexistantes sont exploitées par l'énergie de l'explosion.
- Une meilleure utilisation de l'énergie, la conception inclinée permet une transmission plus

L'analyse des données de fragmentation met en évidence une corrélation significative entre l'espacement des joints dans la masse rocheuse et la taille des fragments générés par les tirs. Cette relation joue un rôle crucial dans l'évaluation de l'efficacité des tirs et dans l'optimisation des paramètres de tir.

Lorsque l'espacement entre les joints rocheux augmente, les fragments produits lors des tirs tendent à être de plus grande taille. En effet, les discontinuités naturelles dans la roche, qui servent

de points de faiblesse favorisant la fragmentation, deviennent moins fréquentes. Cela réduit l'efficacité de la propagation des fractures secondaires, augmentant ainsi la taille des fragments.

Pour un espacement inférieur à 0,5 m, les discontinuités agissent comme des zones de faiblesse naturelles bien réparties. Cela facilite la propagation des fractures générées par l'explosion, entraînant une réduction significative de la taille des fragments.

Les résultats montrent que la taille des fragments P50 sont inférieurs à 800 mm, quelle que soit la l'espacement des joints. Lorsque l'espacement est inférieur à 0,5 m, les tailles des fragments P80 et Pmax suivent la même tendance que la taille des fragments P50, restant également en dessous de 800 mm.

La figure 5.3 illustre visuellement la relation entre l'espacement des joints et la taille des fragments. Elle met en évidence une augmentation des valeurs de P50, P80 et Pmax lorsque l'espacement des discontinuités dépasse 0,5 m, traduisant une fragmentation plus grossière. À l'inverse, un espacement réduit favorise une fragmentation plus fine et plus efficace, démontrant ainsi l'impact direct de la densité des discontinuités sur la qualité de la fragmentation.

Lorsque l'espacement des joints dépasse 0,5 m, les tirs 03, 04 et 07 produisent des fragments présentant des tailles maximales (Pmax) supérieures à 1000 mm. Ces fragments hors gabarit engendrent des contraintes opérationnelles importantes, notamment en ce qui concerne le transport, le traitement en aval et la nécessité d'un abattage secondaire.

Cela souligne l'importance de surveiller attentivement les caractéristiques structurales du massif rocheux et d'ajuster les paramètres de tir en conséquence, afin d'optimiser la fragmentation et de limiter la production de blocs hors gabarit.

Pour évaluer la corrélation entre les caractéristiques des discontinuités (Direction, pendage, espacement) et la taille des fragments, le coefficient de détermination (R^2) a été calculé.

Les résultats sont les suivants :

Tableau 5. 6 : Résultats de R^2 de la corrélation entre les caractéristiques des discontinuités et les tailles des fragments.

	Direction	Pendage	Espacement
R^2 pour P50 (mm)	0,771	0,924	0,855
R^2 pour P80 (mm)	0,827	0,925	0,898
R^2 pour Pmax (mm)	0,885	0,934	0,925

- Les valeurs de R^2 montre une relation forte entre la direction des discontinuités et les tailles des fragments P50, P80 et Pmax, particulièrement pour Pmax, ce qui indique que

l'orientation des discontinuités joue un rôle crucial dans la génération des plus gros fragments.

- Les valeurs élevées de R^2 suggèrent une corrélation très forte entre le pendage des discontinuités et la fragmentation. Cela signifie que la pente des fractures naturelles influence directement la manière dont les fragments se brisent.
- Les résultats de R^2 démontrent également une relation solide, en particulier pour P_{max} , confirmant que l'espacement des joints agit comme un paramètre déterminant pour la taille des plus grands fragments.

Le meilleur ajustement statistique a été observé entre les propriétés des discontinuités (direction, angle de pendage et espacement des joints) et la taille maximale des fragments (P_{max}). Cela indique que les fragments les plus gros sont particulièrement sensibles aux variations des caractéristiques structurales du massif rocheux. Ces résultats sont essentiels pour ajuster les paramètres de tir dans le but de réduire la génération de fragments hors gabarit.

La validation de l'influence des discontinuités repose sur les valeurs élevées du coefficient de détermination (R^2) obtenues pour les trois paramètres étudiés. Ces résultats confirment que les propriétés des discontinuités exercent un impact majeur sur la qualité de la fragmentation. Les coefficients R^2 obtenus permettent ainsi de mieux comprendre et de prévoir les variations granulométriques en fonction des conditions géologiques locales.

5.2.4. Analyse de la fragmentation des roches abattues par le modèle de Kuz- Ram

Pour une prédiction à l'aide du modèle Kuz-Ram, des données détaillées ont été recueillies tels que

- Propriétés géologiques et géomécaniques de la roche ;
- Paramètres de conception du tir : englobent les paramètres géométriques, et les paramètres de la charge d'explosif,

Ces données servent de base pour calibrer le modèle Kuz-Ram et prédire la distribution des tailles de fragmentation.

Le (Tableau 5.7) présente les résultats de la fragmentation pour les tirs réalisés dans la carrière de Djebel Bouzegza, mettant en lumière les paramètres clés suivants :

- 1- Taille moyenne des fragments (X_{50}) : X_{50} représente la taille à laquelle 50 % des fragments passent. C'est un indicateur central qui reflète la qualité globale de la fragmentation, en mettant en évidence si les tailles obtenues sont adaptées à la capacité des équipements de transport et de concassage.
- 2- Indice d'uniformité (n) : c'est un indice qui mesure l'uniformité de la distribution des tailles de fragments. Lorsque la valeur de n est élevée, elle indique une fragmentation plus

homogène, essentielle pour garantir une efficacité optimale dans les étapes de traitement en aval.

- 3- Pourcentage de fragments hors gabarit (> 100 cm) : Ce paramètre identifie les fragments trop volumineux nécessitant des opérations de concassage secondaire. Réduire ces fragments surdimensionnés est crucial pour limiter les coûts et les interruptions dans le processus d'exploitation.
- 4- Pourcentage de fragments passant (10-100 cm) : Ces fragments représentent les tailles préférées pour le transport et le traitement. Une proportion élevée de fragments dans cette plage indique une efficacité maximale de l'abattage

Tableau 5. 7: Résultats des paramètres de sortie du modèle prédictif de Kuz -Ram.

	Tir 01	Tir 02	Tir 03	Tir 04	Tir 05	Tir 06	Tir 07	Tir 08
Indice d'uniformité (n)	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12
Taille moyenne (X50 en cm)	36.0	39.0	40.0	36.0	36.0	41.0	39.0	40.0
Pourcentage des hors gabarit (Pmax%)	11.7	14.0	14.9	11.5	11.7	15.0	13.9	14.9
Pourcentage des passant (%)	87.1	84.9	84.3	87.2	87.0	83.9	84.9	84.0

Lorsque la taille moyenne des fragments (X50) varie entre 36,0 cm et 41,0 cm, des disparités notables sont observées selon les familles de discontinuités :

- Les tirs n° 03, 06 et 08 présentent les tailles moyennes les plus élevées (jusqu'à 41,0 cm) ainsi qu'un pourcentage élevé de fragments hors gabarit, en raison de leur association avec les familles 02 et 03, dont les orientations sont moins favorables à la fragmentation.
- À l'inverse, les tirs n° 01, 04 et 05, rattachés à la famille 01, se distinguent par une taille moyenne plus faible (environ 36,0 cm) et un taux de surdimensionnement réduit (environ 11,7 %), traduisant une meilleure efficacité de la fragmentation.

Concernant le pourcentage de fragments surdimensionnés (Pmax%) :

- Les tirs associés aux familles 02 et 03 génèrent une proportion plus importante de blocs hors gabarit, soulignant l'impact des orientations défavorables de ces discontinuités.
- En revanche, la famille 01, caractérisée par des orientations plus favorables à la propagation des fractures, tend à limiter la formation de fragments hors gabarit, contribuant ainsi à une fragmentation plus homogène et maîtrisée.

5.2.5. Analyse de l'influence de caractéristiques des discontinuités sur la fragmentation de la roche abattue par Kuz Ram

Les Figures 5.4 et 5.5 illustrent l'impact significatif de la direction des discontinuités sur la fragmentation des roches abattues. Une forte corrélation a été mise en évidence entre cette direction et les principaux paramètres de fragmentation :

R^2 pour la taille moyenne des fragments (X50) : 0,928

R^2 pour le pourcentage de fragments surdimensionnés (Pmax%) : 0,943

Ces valeurs élevées du coefficient de détermination indiquent une relation linéaire forte entre la direction des discontinuités et la qualité de la fragmentation. Cet effet est particulièrement marqué pour les tirs 03, 06 et 08, associés aux familles de discontinuités 02 et 03, où l'on observe des tailles moyennes de fragments plus importantes et un taux de surdimensionnement plus élevé.

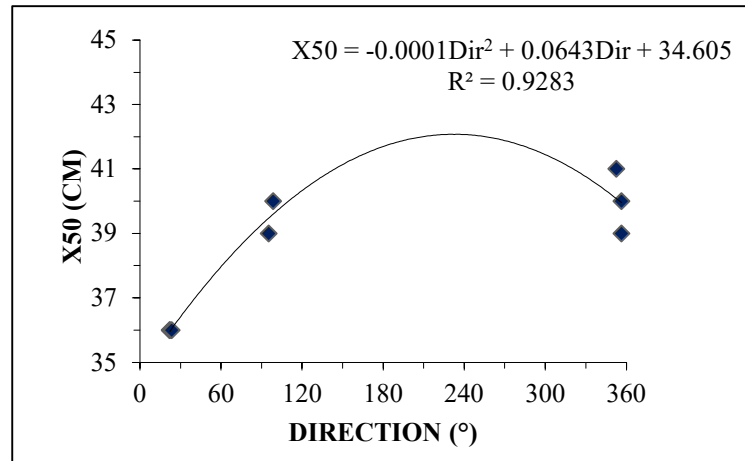


Figure 5. 4: Influence de la direction des discontinuités sur X50 avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.

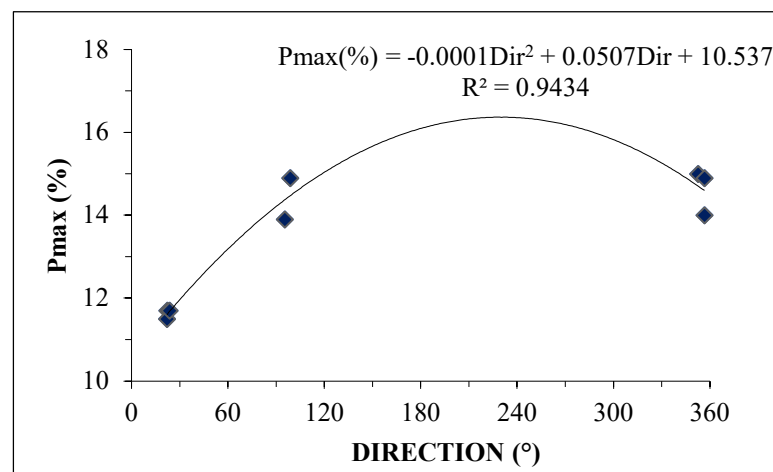


Figure 5. 5 : Influence de la direction des discontinuités sur Pmax % avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.

Les Figures 5.6 et 5.7 illustrent l'effet de l'inclinaison du pendage des discontinuités sur la fragmentation du massif rocheux dans la carrière de Djebel Bouzegza.

Bien que l'influence du pendage soit moins marquée que celle de la direction, des corrélations modérées ont été observées entre l'angle de pendage et les paramètres de fragmentation :

R^2 pour la taille moyenne des fragments (X50) : 0,724

R^2 pour le pourcentage de fragments surdimensionnés (Pmax%) : 0,817

Ces résultats suggèrent qu'une inclinaison plus importante des discontinuités tend à réduire la taille moyenne des fragments ainsi que la proportion de blocs surdimensionnés, ce qui contribue à améliorer l'efficacité du tir.

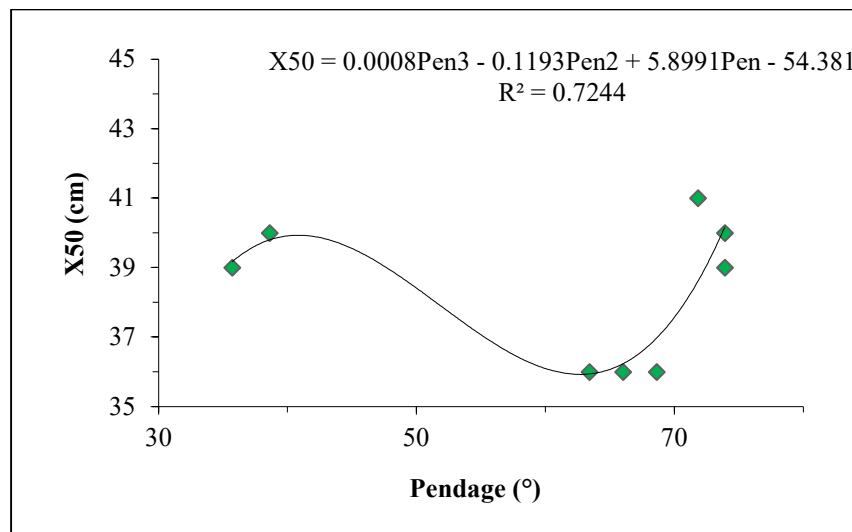


Figure 5. 6 : Influence du pendage des discontinuités sur X50 avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.

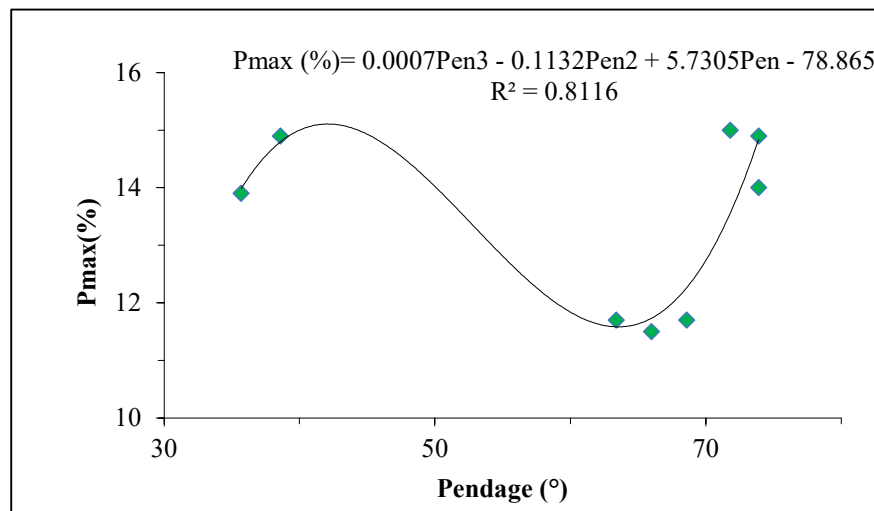


Figure 5. 7: Influence du pendage des discontinuités sur Pmax % avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.

Les Figures 5.8 et 5.9 présentent l'effet de l'espacement des joints sur la distribution granulométrique des fragments issus de l'abattage.

Bien que l'espacement ait une certaine influence sur la fragmentation, les corrélations observées sont plus faibles comparativement aux autres paramètres structuraux :

R^2 pour la taille moyenne des fragments (X50) : 0,451

R^2 pour le pourcentage de fragments surdimensionnés (Pmax%) : 0,501

Ces valeurs relativement basses reflètent une relation plus diffuse, suggérant que l'espacement des joints, bien qu'ayant un rôle, n'est pas un facteur aussi déterminant que la direction ou l'inclinaison du pendage pour prédire la qualité de la fragmentation.

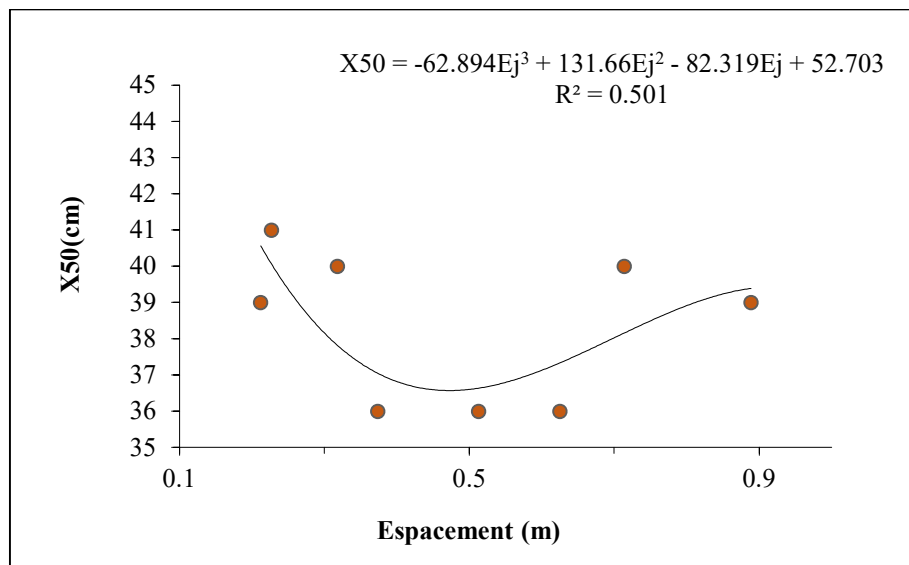


Figure 5. 8: Influence de l'espacement des discontinuités sur X50 avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.

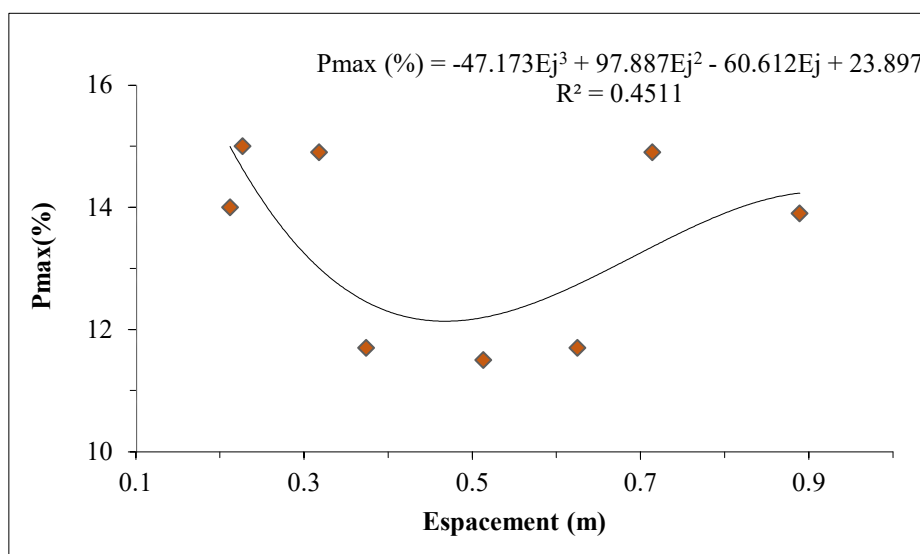


Figure 5. 9: Influence de l'espacement des discontinuités sur Pmax % avec le modèle de Kuz Ram dans la carrière de Djebel Bouzegza.

Les coefficients de détermination R^2 permettent de quantifier la qualité de l'ajustement entre les paramètres de fragmentation prédits par le modèle Kuz-Ram et les caractéristiques structurales du massif rocheux. L'analyse comparative donne les résultats suivants :

- Direction des discontinuités :

Ce paramètre présente les valeurs de R^2 les plus élevées, avec 0,928 pour X50 et 0,943 pour Pmax%, ce qui en fait le facteur le plus influent sur la fragmentation. Ces résultats mettent en évidence le rôle critique de l'alignement des discontinuités par rapport à la surface de tir, notamment dans la maîtrise de la taille moyenne et du surdimensionnement des fragments.

- Pendage des discontinuités :

Les valeurs de R^2 atteignent 0,724 pour X50 et 0,817 pour Pmax%, indiquant un impact modéré mais significatif, en particulier sur la réduction du surdimensionnement. L'inclinaison des plans de discontinuités influence la manière dont les fractures se propagent dans la masse rocheuse sous l'effet du tir.

- Espacement des joints :

Avec des valeurs de R^2 plus faibles (0,451 pour X50 et 0,501 pour Pmax%), l'espacement montre une corrélation moins forte, mais reste un paramètre non négligeable. Il peut contribuer à optimiser la fragmentation, surtout lorsqu'il est combiné à une analyse plus globale des structures du massif.

5.2.6. Effet de l'espacement entre les joints sur le degré de fragmentation

La compréhension des propriétés de la masse rocheuse, en particulier l'espacement des joints, joue un rôle fondamental dans l'optimisation de la fragmentation lors de l'abattage à l'explosif. Ce paramètre a été étudié en analysant la corrélation entre l'espacement des discontinuités et deux indicateurs clés de fragmentation :

La taille moyenne X50, prédite par le modèle empirique Kuz-Ram.

La taille moyenne P50, obtenue à partir du traitement d'images des fragments

Les résultats de cette analyse comparative sont présentés dans la Figure 5.10, qui met en évidence l'impact de l'espacement des joints sur la qualité de la fragmentation.

Tableau 5. 8 : Résultats de la simulation de l'espacement des joints à X50 et P50 dans la carrière Djebel Bouzegza.

Gradin	810 m			820m				870m
N° Tir	Tir 01	Tir 02	Tir 03	Tir 04	Tir 05	Tir 06	Tir 07	Tir 08
Espacement de joints (Ej en cm)	62.46	21.19	71.41	51.26	37.42	22.73	88.87	31.79
X50 (cm)	36	39	40	36	36	41	39	40
P50 (cm)	61.51	42.85	75.13	63.86	52.91	47.69	70.97	50.38

- Relation avec X50 (modèle Kuz- Ram)

Une augmentation de l'espacement des joints entraîne une hausse progressive de la taille moyenne des fragments prédite par le modèle Kuz-Ram. Cet effet s'explique par la réduction des plans de faiblesse dans la masse rocheuse, ce qui requiert une énergie plus élevée pour initier et propager les fractures. Il en résulte des fragments de plus grande taille.

Les valeurs de R^2 obtenues pour X50 révèlent une corrélation modérée, traduisant une influence indirecte mais significative de l'espacement des joints sur la fragmentation prédite.

- Relation avec P50 (Traitement d'image par Split-Desktop)

De façon similaire, la taille moyenne P50, déterminée à partir de l'analyse d'images par Split-Desktop, augmente avec l'espacement des joints.

Lorsque cet espacement est inférieur à 0,5 m, la fragmentation est plus fine, grâce à la présence de plans de faiblesse naturels qui favorisent la division des blocs en fragments plus petits.

À l'inverse, un espacement supérieur à 0,5 m conduit à une fragmentation plus grossière, notamment dans les tirs effectués dans des zones de roche plus massive et homogène.

Lorsque l'espacement des joints supérieur à la taille moyenne P50 et dans les tirs 03, 04 et 05, l'espacement des joints était supérieur à la taille moyenne des fragments P50.

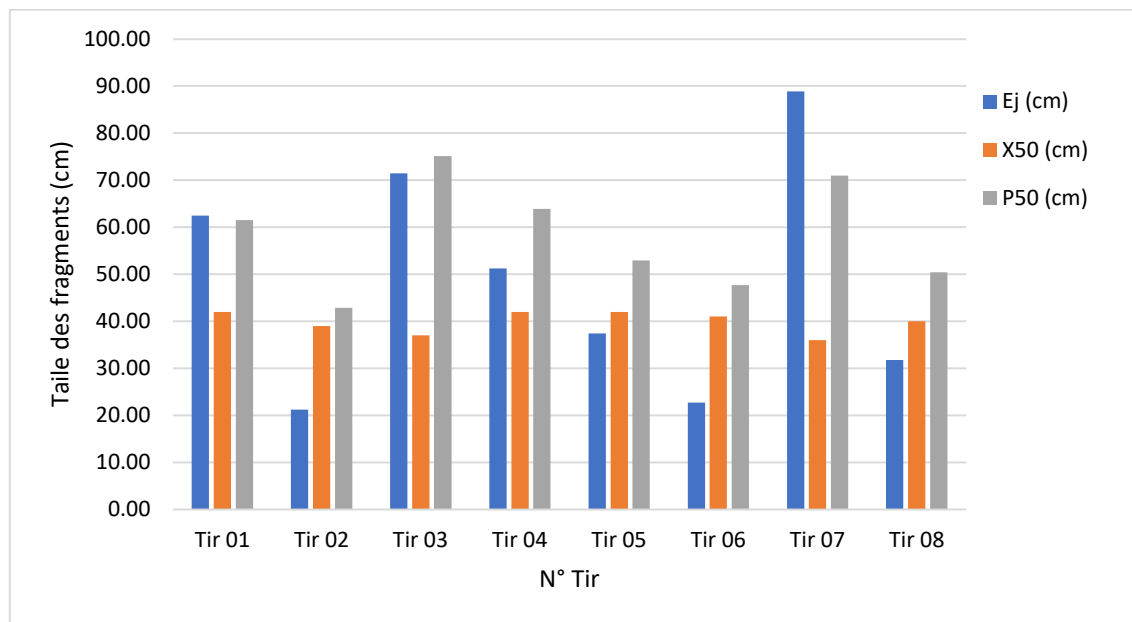


Figure 5. 10: Histogramme de la simulation de l'espacement des joints (Ej) de X50 et P50.

Dans les tirs 01 et 07 présentait les plus grands espacements de joints enregistrés.

Ces conditions ont permis une fragmentation efficace, réduisant significativement la taille des blocs de la masse rocheuse après l'abattage à l'explosif. L'efficacité est attribuée à une utilisation optimale de l'énergie explosive, minimisant les pertes dues à l'échappement des gaz à travers les fractures ouvertes.

Taille moyenne supérieure à l'espacement des joints (X50 et P50) et dans les tirs 02, 06 et 08, la taille moyenne des fragments (X50 et P50) dépassait l'espacement des joints lorsqu'il était inférieur à 32 cm. Cette observation indique que la fragmentation a été influencée par la résistance accrue des plans de discontinuité, limitant la dispersion des fragments.

Dans les tirs où l'espacement des joints était réduit (<32 cm), la roche présentait une structure plus dense, avec des joints moins espacés.

Cette configuration a limité l'expansion des gaz explosifs, nécessitant plus d'énergie pour fragmenter la roche.

Dans les tirs où l'espacement des joints était réduit (<32 cm), la roche présentait une structure plus dense, avec des joints moins espacés.

Cette configuration a limité l'expansion des gaz explosifs, nécessitant plus d'énergie pour fragmenter la roche.

Les matériaux de remplissage des discontinuités dans ces tirs étaient principalement constitués de calcite et d'aragonite, des minéraux à composition chimique similaire à celle du calcaire environnant. Cette homogénéité minéralogique entre les joints et la matrice rocheuse a contribué à la résistance uniforme de la masse rocheuse, rendant la fragmentation plus complexe.

Dans les tirs présentant un espacement de joints important (comme les tirs 03, 04, 05), l'énergie explosive a été efficacement utilisée pour produire une fragmentation adéquate sans échappement de gaz. Ces résultats indiquent que, dans des conditions similaires, une adaptation des charges explosives pour tirer parti des fractures naturelles peut maximiser l'efficacité.

La présence de calcite et d'aragonite comme matériaux de remplissage explique la résistance uniforme de la roche dans les tirs 02, 06 et 08, où l'espacement des joints était plus réduit.

Cette observation souligne l'importance de caractériser la composition des matériaux de remplissage pour anticiper la réponse de la roche lors de l'abattage à l'explosif.

5.3. Analyse de l'influence des paramètres de conceptions du plan de tir sur la fragmentation

Cinq tirs ont été réalisés dans la carrière de Djebel Bouzegza C01 pour évaluer l'effet de la maille (espacement et banquette) et la consommation spécifique de l'explosif sur la fragmentation des roches. Les principaux paramètres pris en compte étaient les suivants :

Le rapport entre la charge (B) et l'espacement (E) a été maintenu à $E/B = 1$. Ce rapport garantit un équilibre optimal entre l'énergie libérée et sa distribution dans le massif rocheux.

Les tailles moyennes obtenues par le traitement d'images par le logiciel Split Desktop (P50) ont été comparées aux tailles moyennes prévues par le modèle de Kuz-Ram (X50), où 50 % des fragments passent en cm.

Pour évaluer la cohérence entre les résultats mesurés et ceux prédits, un indicateur de fragmentation (IF) a été utilisé. Il est défini par la relation suivante. Cet indicateur est calculé à l'aide de la relation suivante :

$$IF = \frac{X50 \text{ prédit}}{P50 \text{ mesuré}} \quad (Eq. 51.)$$

L'interprétation de cet indicateur est la suivante :

- $FI > 1$: Les prévisions du modèle Kuz-Ram surestiment la taille moyenne.
- $FI < 1$: Les prévisions du modèle Kuz-Ram sous-estiment la taille moyenne.
- $FI \approx 1$: Bonne correspondance entre les prédictions et les mesures.

Le (Tableau 5.9) présente les valeurs des X50 prédites, P50 mesurées et IF pour chaque tir réalisé dans la carrière de Djebel Bouzegza.

Tableau 5. 9 : Résultats des X50, P50 et IF.

	Tir A	Tir B	Tir C	Tir D	Tir E
Banquette B (m)	2,50	3,00	3,50	4,00	4,50
Espacement E(m)	2,50	3,00	3,50	4,00	4,50
Consommation spécifique q(kg/m ³)	0,64	0,45	0,33	0,25	0,20
X50 de Kuz Ram (mm)	260,00	350,00	450,00	560,00	680,00
P50 de Split-Desktop (mm)	266,10	428,54	441,68	529,12	645,45
IF	0,98	0,82	1,02	1,06	1,05

La Figure 5.11 illustre l'impact des paramètres de la banquette et de l'espacement sur la fragmentation des roches. Dans le tir A, où les dimensions de la banquette et de l'espacement étaient les plus faibles (2,5 m × 2,5 m), la taille moyenne des fragments a été la plus réduite :-

- P50 (issue du traitement d'images par Split-Desktop) : 266,51 mm
- X50 (prédit par le modèle Kuz-Ram) : 260,00 mm

Cette fragmentation fine s'explique par une concentration accrue de l'énergie explosive sur une surface plus restreinte, ce qui améliore l'efficacité du tir et favorise la génération de fragments plus petits.

À l'inverse, le tir E, réalisé avec les paramètres les plus élevés (4,5 m × 4,5 m), a généré des fragments de taille moyenne beaucoup plus grande pour P50 à 645,45 mm et X50 à 680,00 mm.

Dans ce cas, la dispersion de l'énergie sur une plus grande surface diminue l'intensité locale du tir, ce qui se traduit par une fragmentation moins efficace et la production de blocs de plus grande taille.

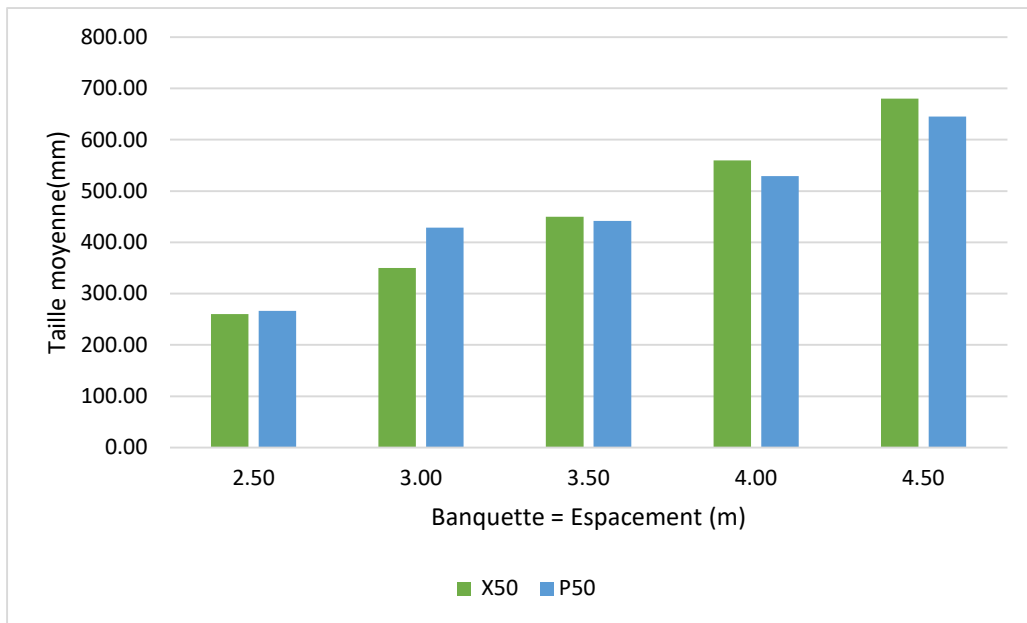


Figure 5. 11: Effet des paramètres de maille (Espacement et banquette) sur la taille moyenne des fragments abattus (X50 et P50).

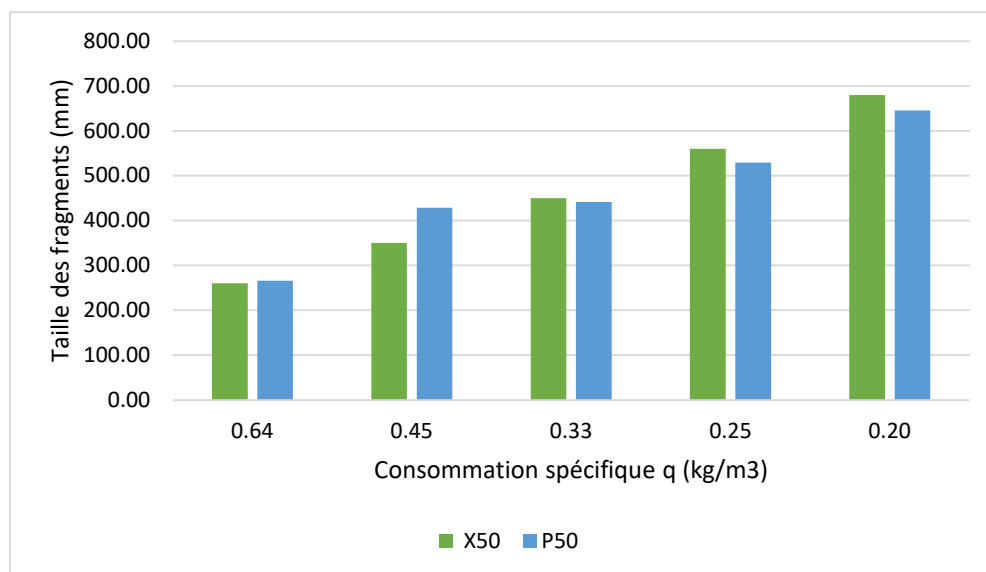


Figure 5. 12: Effet de la consommation spécifique (q) sur la taille moyenne des fragments abattus (X50 et P50).

Lorsque la banquette et l'espacement sont réduits, comme dans le tir A, les gaz explosifs sont mieux confinés, ce qui maximise la pression exercée sur la roche et optimise le transfert d'énergie. Cette concentration d'énergie favorise une fragmentation fine et homogène, particulièrement adaptée aux opérations nécessitant des fragments de petite taille.

Cependant, si la charge explosive est trop faible, l'énergie libérée peut ne pas suffire à couvrir efficacement toute la zone ciblée, ce qui peut réduire l'efficacité globale de l'abattage.

À l'inverse, une augmentation des dimensions de la banquette et de l'espacement, comme observé dans le tir E, permet de couvrir une surface plus étendue. Cet échappement gazeux diminue la quantité d'énergie réellement transmise à la roche, ce qui réduit la performance de la fragmentation.

Il en résulte des fragments plus grossiers, avec une proportion plus importante de blocs hors gabarit (P_{max}), nécessitant un abattage secondaire ou un retraitement, ce qui engendre des coûts supplémentaires et des délais d'exploitation accrus.

L'étude démontre que la quantité d'explosif utilisée par unité de volume de roche (q) influe directement sur la taille moyenne des fragments obtenus. La Figure 5.12 illustre une relation inverse entre la consommation spécifique et la taille des fragments :

- Lorsque la consommation spécifique (q) est élevée, l'énergie libérée par le tir est importante, ce qui entraîne une fragmentation plus fine mais souvent irrégulière. Une fragmentation excessive peut poser problème dans les cas où des tailles spécifiques sont requises, en plus d'augmenter les coûts liés à l'utilisation de l'explosif.
- À l'inverse, lorsque la consommation spécifique (q) est faible, l'énergie dégagée est insuffisante pour fragmenter efficacement la roche. Il en résulte une fragmentation grossière, caractérisée par une augmentation significative du nombre de fragments surdimensionnés (> 1000 mm). Ces gros blocs sont inadaptés aux opérations de chargement, transport ou alimentation des concasseurs, et nécessitent des opérations de réduction supplémentaires, engendrant des surcoûts et des retards.

Par ailleurs, l'indicateur de fragmentation (IF), défini comme le rapport entre la taille moyenne des fragments prédite par le modèle Kuz-Ram (X50) et celle mesurée par traitement d'images (P50), a permis d'évaluer la précision des prévisions.

Les valeurs obtenues d'IF, variant entre 0,82 et 1,06, indiquent une correspondance globalement satisfaisante entre les prédictions du modèle Kuz-Ram et les résultats mesurés sur le terrain.

Afin d'améliorer la distribution granulométrique des fragments, la variation des paramètres de la banquette (B), espacement (E) et de la consommation spécifique de l'explosif (q) comme suit :

- Banquette et espacement variant de $2,5 \text{ m} \times 2,5 \text{ m}$ à $5,0 \text{ m} \times 5,0 \text{ m}$
- Consommation spécifique d'explosif compris entre $0,16 \text{ kg/m}^3$ et $0,64 \text{ kg/m}^3$.

Ces variations ont permis de construire un graphique de surface 2D illustrant l'effet combiné de ces paramètres sur la fragmentation.

L'objectif est d'atteindre des tailles de fragments conformes aux exigences opérationnelles (≤ 1000 mm), tout en limitant les fragments hors gabarit à moins de 20 %.

À cet effet, une analyse approfondie des paramètres de conception de l'abattage a été menée. Les résultats obtenus sont résumés ci-après et soutenus par les observations des Figures 5.13 et 5.14.

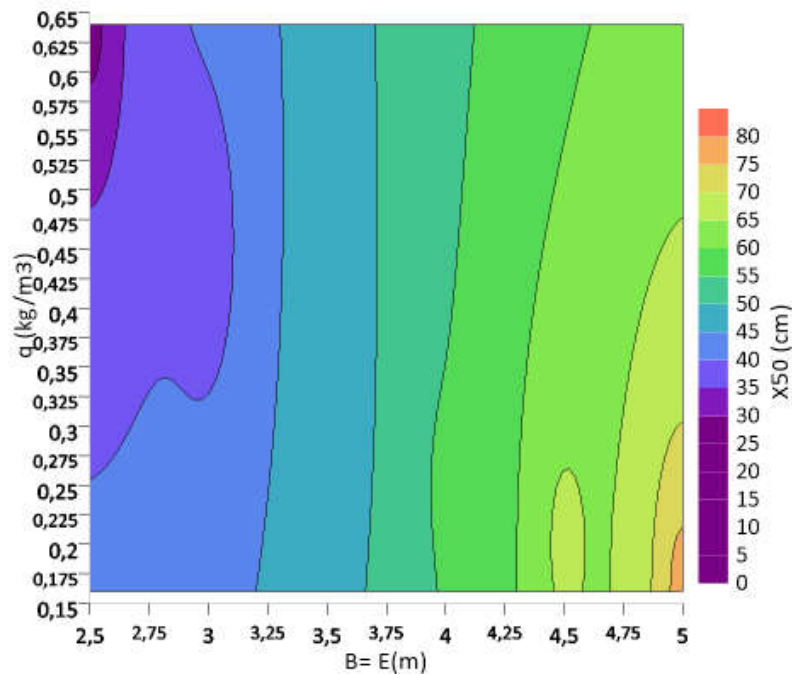


Figure 5. 13: La relation entre la banquette, l'espacement et consommation spécifique de l'explosif et taille moyenne des fragments (logiciel Grapher)

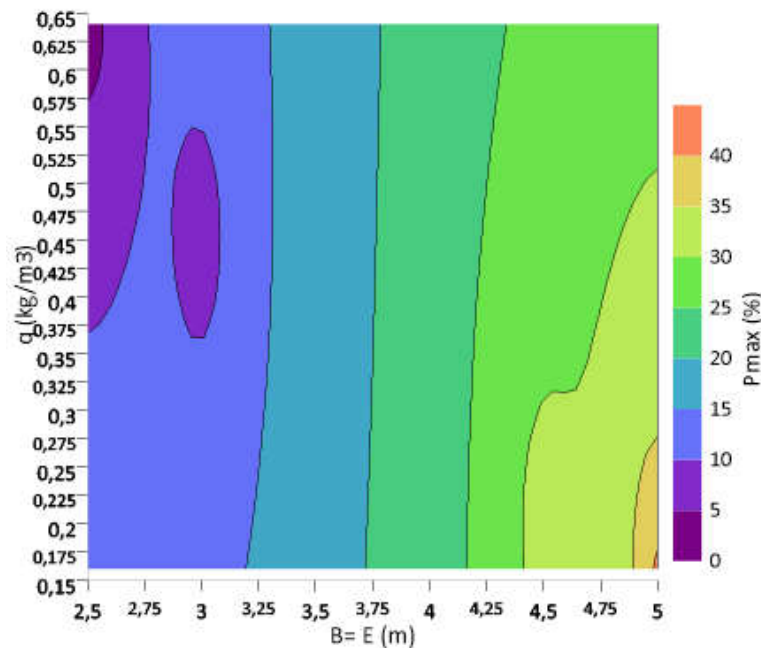


Figure 5. 14: La relation entre la banquette, l'espacement et consommation spécifique de l'explosif et le pourcentage de fragments hors gabarit (logiciel Grapher)

La taille moyenne souhaitée pour une efficacité optimale varie entre 450 mm et 700 mm. Les optimisations nécessaires pour différents intervalles de taille moyenne sont :

Taille moyenne comprise entre 450 mm et 600 mm :

- Banquette ou l'espacement : 3,20 m à 4,30 m
- Consommation spécifique : $< 0,64 \text{ kg/m}^3$

Taille moyenne comprise entre 600 mm et 700 mm :

- Banquette ou l'espacement : 4,30 m à 4,85 m
- Consommation spécifique : $0,30 \text{ kg/m}^3$ à $0,64 \text{ kg/m}^3$

Pour minimiser le pourcentage de fragments hors gabarit ($\leq 20 \%$), les paramètres suivants sont recommandés :

- Banquette ou l'espacement : $< 3,70 \text{ m}$
- Consommation spécifique : $< 0,64 \text{ kg/m}^3$

Les observations issues des simulations et des tirs réalisés montrent que les paramètres de la maille jouent un rôle déterminant dans le contrôle de la fragmentation.

Lorsque la banquette ou l'espacement dépasse 3,70 m, on observe une augmentation significative de la proportion de fragments surdimensionnés ($> 1000 \text{ mm}$), ce qui pose des problèmes pour les opérations de transport, de chargement et de concassage.

À l'inverse, maintenir la banquette en dessous de 3,70 m permet de mieux maîtriser la taille des fragments et de limiter les irrégularités granulométriques, contribuant ainsi à une fragmentation plus homogène.

Concernant la consommation spécifique d'explosif (q), les résultats montrent qu'au-delà de $0,30 \text{ kg/m}^3$, la fragmentation s'améliore notablement. Toutefois, une augmentation excessive de la consommation spécifique d'explosif peut conduire à une sur-fragmentation, générant des particules trop fines, ce qui augmente les coûts d'abattage sans avantage opérationnel significatif. L'amélioration de la qualité de la fragmentation repose donc sur une gestion optimale des paramètres de tir, tout en tenant compte des caractéristiques géomécaniques du massif rocheux.

Ces ajustements permettent de :

- Maintenir la taille moyenne des fragments dans une plage optimale (450 mm à 700 mm)
- Réduire la proportion de fragments hors gabarit à moins de 20 %
- Assurer une distribution granulométrique régulière, adaptée aux équipements de traitement en aval (chargeurs, concasseurs, convoyeurs, etc.)

Conclusion

Générale

Conclusion Générale

L'abattage à l'explosif constitue l'étape initiale et décisive dans le processus de production des granulats. Son efficacité conditionne non seulement la qualité de la fragmentation, mais également la rentabilité globale de l'exploitation, en raison de ses impacts sur le transport, le concassage, et la consommation énergétique. Dans le contexte de la carrière Djebel Bouzegza, caractérisée par une hétérogénéité structurale marquée, il est apparu nécessaire d'approfondir l'analyse des facteurs influençant la fragmentation, en particulier les discontinuités géologiques.

Cette recherche a montré que les discontinuités naturelles du massif rocheux, notamment leur orientation, leur espacement, leur pendage et leurs caractéristiques mécaniques, exercent une influence déterminante sur le comportement de la roche face à la propagation des ondes de choc dues à l'explosif. Dans certains cas, leur impact s'est révélé supérieur à celui des propriétés mécaniques du matériau ou même à celui des caractéristiques de l'explosif utilisé. Les fractures bien orientées et ouvertes ont facilité la propagation des ondes de choc, améliorant la fragmentation, tandis que les discontinuités mal orientées ou comblées ont entravé ce processus, générant des fragments hors gabarit.

L'étude a montré qu'une bonne connaissance structurale du massif rocheux permet non seulement de mieux anticiper les zones problématiques, mais également d'adapter les paramètres du plan de tir pour maximiser l'efficacité de l'abattage à l'explosif. La méthodologie adoptée a reposé sur des relevés de terrain rigoureux, une analyse géométrique stéréographique avec Stereonet.

La combinaison du traitement d'images Split-Desktop et du modèle Kuz-Ram a permis de quantifier les performances des tirs réalisés dans la carrière. L'indicateur de fragmentation (IF), défini comme le rapport X_{50}/P_{50} , a servi à évaluer la concordance entre les prédictions et les observations réelles. Les résultats obtenus ont validé la capacité du modèle Kuz-Ram à simuler la granulométrie de manière fiable, à condition que les particularités géologiques soient correctement intégrées dans le paramétrage du tir.

L'optimisation des paramètres de forage, de la maille du plan de tir et de la consommation spécifique de l'explosif, en tenant compte des structures géologiques, a permis de réduire significativement la proportion de fragments surdimensionnés et d'atteindre une fragmentation plus homogène. En maintenant la taille moyenne des fragments dans la plage opérationnelle (450–700 mm) et en limitant les fragments >1000 mm à moins de 20 %, l'exploitation gagne en efficacité, en sécurité, et en rentabilité.

En définitive, cette étude démontre que la compréhension fine des discontinuités structurales, couplée à des outils de simulation performants, constitue un levier essentiel pour améliorer les résultats de l'abattage à l'explosif. Elle souligne également l'importance d'une approche intégrée, combinant observation de terrain et modélisation, pour optimiser les stratégies d'exploitation dans les carrières complexes. Ce cadre méthodologique peut être appliqué à d'autres sites miniers confrontés à des contextes géologiques variés, ouvrant la voie à une exploitation plus raisonnée, durable et économiquement optimisée.

Bibliographie

Bibliographie

1. Amroun, A. Rapports structuraux entre zones internes et zones externes dans la région de Lakhdaria (SE Algérois). Thèse de magistère : géologie Pétrologie-structurologie : USTHB. 1999.
2. Anuj, K. R. Bhanwar,. Singh,. Choudhary, G,. Warkisa, D,. Prediction of Rock Fragmentation for Surface Mine Blasting Through Machine Learning Techniques: Journal of The Institution of Engineers (India), 2024, Series D.
3. Arachiche, M,. Bouchtout. F,. Ressources en granulats de roches massives de l'Atlas Algérois : zone comprise entre Meftah et Keddara. Mémoire en géologie de l'ingénieur USTHB, 1990.
4. AFNOR. NF EN ISO 14688-1 : Géotechnique : Identification et classification des sols : Partie 1 : Identification et description. Paris : Association Française de Normalisation, 2018.
5. AFTES. Recommandations relatives à la classification des massifs rocheux pour la conception et la réalisation des ouvrages souterrains : Association Française des Tunnels et de l'Espace Souterrain, 2001.
6. Akbari, M., Lashkaripour, G., Bafghi, A.Y., & Ghafoori, M.. Blastability evaluation for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines. International Journal of Mining Science and Technology, 2015.25(1), 59-66. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.11.008>.
7. Allmendinger, R. W.. Stereonet 11: A portable tool for stereographic projections, structural analysis, and geologic mapping (Manuel d'utilisation). Version 11. 2013. Disponible sur <https://www.rickallmendinger.net/stereonet>.
8. ASTM International. Standard Test Method for Compressive Strength of Rock Core Specimens (ASTM D7012-14e1): West Conshohocken, PA: ASTM International. 2017.
9. Azizi, A., & Moomivand, H. A new approach to represent impact of discontinuity spacing and rock mass description on the median fragment size of blasted rocks using image analysis of rock mass. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2021. (54), 2013-2038.
10. Barton, N. & Choubey, V. The shear strength of rock joints in theory and practice. Rock Mechanics, 1977, 10(1-2), 1-54.
11. Barton, N., & Bandis, S. Review of predictive capabilities of JRC-JCS model in engineering practice. Rock Mechanics and Rock Engineering, 1990, 23(2), 63-89.
12. Bhandari, S. Engineering Rock Blasting Operations. 1997, CRC Press.
13. Bhandari, S. Changes in fragmentation processes with blasting conditions. Rock Fragmentation by Blasting, 2020, 301-309. <https://doi.org/10.1201/9781003078104-43>.

14. Bieniawski, Z. T. Rock Mechanics Design in Mining and Tunneling. Balkema, 1984.
15. Bieniawski, Z.T. Engineering Rock Mass Classifications. John Wiley & Sons, 1989.
16. CFMR-MMR. Classification des massifs rocheux. Comité Français de Mécanique des Roches et Ministère de la Recherche et de la Technologie.2000.
17. Chalhoub Michel. Massifs rocheux : Homogénéisation et classification numériques. Presses des MINES : Geological modeling. 2010, 231 pages.
18. Chiappetta, R. F. Blasting Techniques for Mine and Quarry Operations. Balkema, 1990.
19. Chiappetta, R. F. Blast monitoring instrumentation and analysis techniques, with an emphasis on field applications. Blasting Analysis International.1998.
20. Cunningham, C. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting,1983, 439-453.
21. Cunningham, C.V.B. The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on. Brighton Conference Proceedings, (4), 2005, 201-210.
22. Davis, G.H., & Reynolds, S.J. Structural Geology of Rocks and Regions. John Wiley & Sons, 1996.
23. Deere, D. U., & Deere, D. W. The Rock Quality Designation (RQD) in Practice. ASTM International.1988.
24. Dotto, M. S. The influence of explosive and rock mass properties on blast outcomes. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering.2024.
25. Durville,J,L,. Serratrice,J,F. Description des roches et des massifs rocheux Exploitation de deux bases de données Engineering, (8), 16.1997. <https://doi.org/10.1186/s40703-017-0053->
26. Flandrin, J. Contribution à l'étude stratigraphique du Nummulitique algérien. Publications du Service de la Carte géologique de l'Algérie, 2eme Série Stratigraphie. 1948.
27. Fossen, H. Structural Geology. 2010. Cambridge University Press.
28. Goodman, R. E. Introduction to Rock Mechanics. Wiley, New York. 1989.
29. Hadjadj, A, E,. Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes. Thèse de Doctorat. 2011, Université d'Annaba.

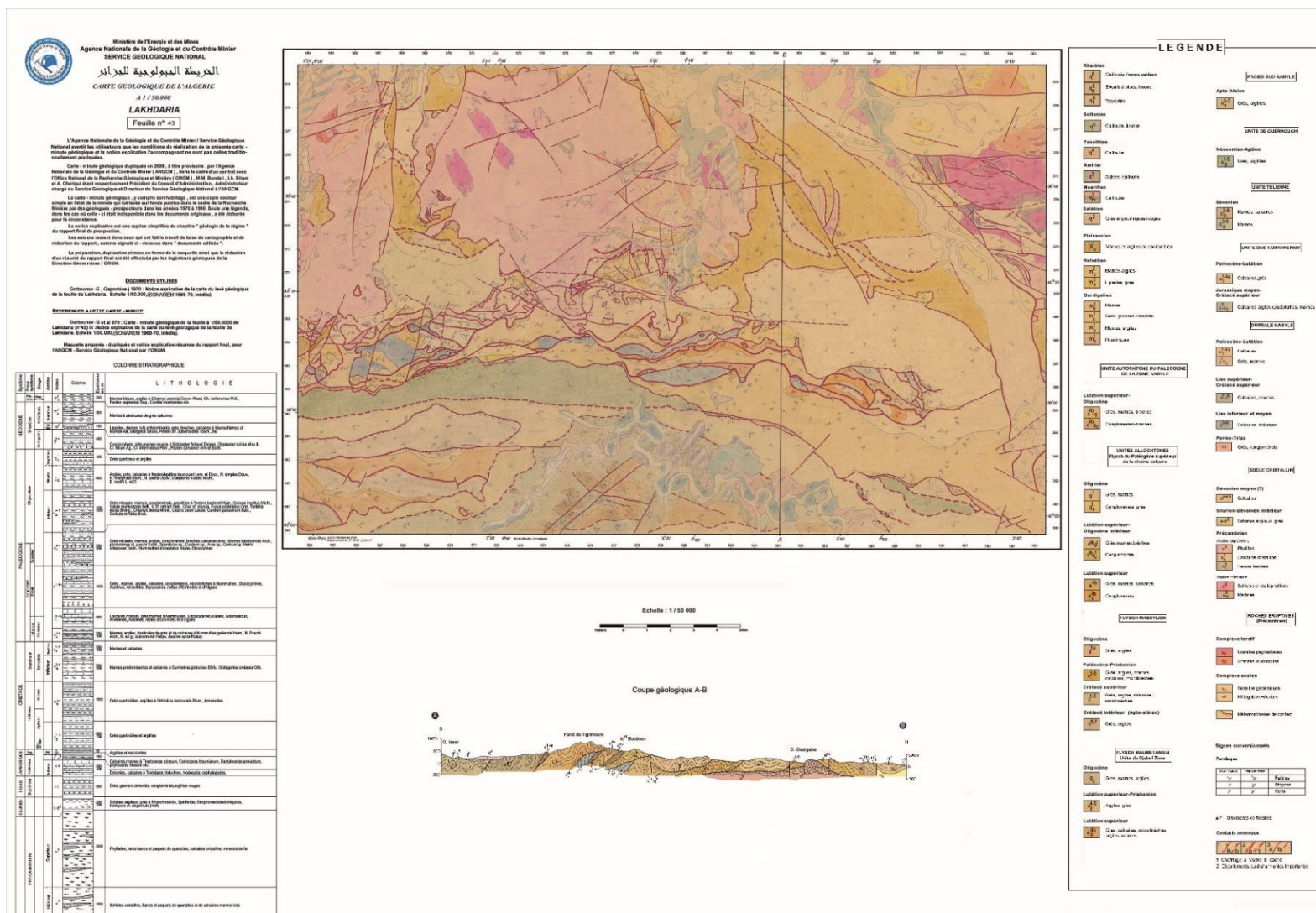
30. Hoek, E., & Bray, J. W. Rock Slope Engineering.1981. CRC Press.
<https://doi.org/10.1007/s00603-020-02360-4>
31. Hoek, E., & Brown, E. T. Empirical Strength Criterion for Rock Masses. Journal of Geotechnical Engineering Division. 1980. <https://doi.org/10.1088/1757-899X/960/4/042026>
32. Hoek, E., & Brown, E. T. Underground excavations in rock. Institution of Mining and Metallurgy, 1980. CRC Press London.
33. Hudson, J.A., Harrison, J.P. Engineering Rock Mechanics An Introduction to the Principles.1997.
34. ISRM. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1978.15(6), 319-368.
35. ISRM. The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 2007-2014. International Society for Rock Mechanics.
36. Itasca Consulting Group, Inc. FLAC3D – Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions, Version 6.0, User’s Guide. Minneapolis, MN, USA: Itasca Consulting Group,2016.
37. Jaeger, J.C., Cook, N.G.W., & Zimmerman, R.W. Fundamentals of Rock Mechanics. Blackwell Publishing. 2007.
38. Jimeno, C.L., Jimeno, E.L., & Carcedo, F.J.A. Drilling and Blasting of Rocks. 1995. CRC Press.
39. Kansake, B.A., Temeng, V.A., & Afum, B.O. Comparative analysis of rock fragmentation models, A case study. Proceedings of the 4th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference, 1-11,2016.
40. Kemeny, J. Practical Techniques for Rapidly Measuring Rock Discontinuity Orientation and Size Distributions Using Digital Imaging Methods. Proceedings of the 1st North American Rock Mechanics Symposium.2003.
41. Khaoula, B., Mohamed Aguid B.A., Hassen, T., Rihab, H., Nabil, D., Mira, F. Blast design and improvement of the quality of fragmentation in the aggregate quarries, case study Djebel Bouzegza C01, Journal of Geomatics, Landmanagement and Landscape No. 2, 2024, 53–65,
42. Kimour, M., & Serradj, T. Characterization of geological rock mass case of the Socar Heliopolis-Guelma, Algeria Aggregate Quarry. Procedia Earth and Planetary Science, (15), 205-212.2015 . <https://doi.org/10.1016/j.proeps.2015.08.050>.

43. López, J., Martin, A., & Ruiz, F. Experimental study of rock fragmentation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 1995, 32(3), 205–212.
44. López Jimeno, C. *Manual de perforación y voladura de rocas*, Fundación Gómez Pardo. Source très détaillée sur les méthodes de conception des tirs, y compris l'impact de la géométrie des mailles (carrée, rectangulaire, inversée).2004.
45. Menacer. K . 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). Thèse de magistère, Université d'Annaba. 2011.
46. Meyer, A., & Köhler, U. Geomechanical behavior of jointed rock masses under blasting. *Rock Mechanics Journal*, 2002. 45(2), 123–138.
47. Mohamed, F., Riadh, B., Abderazzak, S., Radouane, N., Mohamed, S., & Ibsa, T. Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the Kuz-Ram model Cas of Jebel Medjounes Quarry. *Aspects in Mining & Mineral Science*, 2019, 2(4), 325-328. <https://doi.org/10.31031/AMMS.2019.02.000545>
48. Mohanty, B. Rock fragmentation by blasting. *Proceedings of the First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Luleå University of Technology, Sweden.1986.
49. Moser, P. Drilling and blasting of rocks. In: *Rock Mechanics for Natural Resources and Infrastructure Development*, EUROCK, Lisbon, Portugal. 2012, CRC Press/Balkema.
50. Nefis, M. Etude d'un modèle de mesure de la fragmentation par le tir. Thèse de doctorat . Université d'Annaba, 2017.
51. Öngen T., Karakuş D., Konak G., Tosun A., Onur A.H. Investigation of relationship between mean fragment size of the blast pile and geological strength index (GSI). 23rd International Mining Congress and Exhibition of Turkey,2013, Antalya.
52. Parmer, K. K., Choudhury, R., & Agrawal, D. C. *Industrial Explosives Handbook*. Springer.2018.
53. Priest, S. D. *Discontinuity Analysis for Rock Engineering*. Chapman & Hall. 1993.
54. Persson, A., Holmberg, R., & Lee, J. *Rock blasting and explosives engineering*. 1993, CRC Press, Boca Raton, FL
55. Saadoun, A., Fredj, M., Boukarm, R., & Hadji, R. Fragmentation analysis using digital image processing and empirical model (KuzRam): A comparative study. *Journal of Mining Institute*, 2022, (257), 822-832. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.84>

56. Segarra, P., Sanchidrián, J.A., Navarro, J., & Castedo, R. The fragmentation energy-fan model in quarry blasts. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2018, (51), 2175-2190. <https://doi.org/10.1007/s00603->
57. Siddiqui, F.I. Measurement of size distribution of blasted rock using digital image processing. *Engineering Sciences*, 2009, 20(2), 81-93.
58. Singh, S. P., & Narendrula, R. *Controlled Blasting in Mines*. New Age International. 2005.
59. Singh, S. P., & Singh, V. K. *Modern Techniques of Rock Blasting*. New Age International. 1995.
60. Singh, S.P. Blast damage control in jointed rock mass. *Frag- blast*, 2005, 9(3), 175-187. <https://doi.org/10.1080/13855140500293280>
61. Souza, J.C.D., Silva, A.C.S.D., & Rocha, S.S. Analysis of blasting rocks prediction and rock fragmentation results using Split- Desktop software. *Tecnologia em Metalurgia, Materials e Mineração*, 2018, 15(1), 22-30. <https://doi.org/10.4322/2176-1523.1234>
62. Stump, B. W. Characterization of mining explosions at regional distances. *Bulletin of the Seismological Society of America*, 2002, 92(8), 2976–2992.
63. Tavakol E, A., & Hosseini, M. Analysis of blasted rocks fragmentation using digital image processing. 2017.
64. TEFIANI M. L'évolution sédimentaire de la Dorsale Kabyle et sa signification géodynamique. 8e séminaire Nat. des Sc. De la Terre, Constantine, 1990, n° 23 p1.
65. Twiss, R. J., & Moores, E. M. *Structural Geology*. New York: W. H. Freeman and Company. 1992.
66. Wyllie, D.C. & Mah, C.W. *Rock Slope Engineering : Fournit des méthodes pratiques pour évaluer les discontinuités et leurs impacts sur la stabilité des pentes*. Civil and Mining. 2004, CRC Press.
67. Yahyaoui, S., Hafsaoui, A., Aissi, A., & Benselhoub, A. Relationship of the discontinuities and the rock blasting results. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 2018, 26(1), 208-218. <https://doi.org/10.15421/111821>

Annexes

Annexe 01



Annexe 02

Les mesures des discontinuités de la carrière de Djebel Bouzegza

Niveau du gradin (m)	810m			Niveau du gradin (m)	810m		
Bloc 01	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement	Bloc 02	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement
1	7	80	SE	1	7	80	SE
2	7	76	SE	2	7	76	SE
3	7	80	SE	3	7	80	SE
4	8	25	SE	4	8	25	SE
5	8	78	SE	5	8	78	SE
6	9	24	SE	6	9	24	SE
7	9	24	SE	7	9	24	SE
8	9	80	SE	8	9	80	SE
9	9	81	SE	9	9	81	SE
10	10	89	S	10	10	89	S
11	10	88	S	11	10	88	S
12	10	80	SE	12	10	80	SE
13	10	80	SE	13	10	80	SE
14	10	81	SE	14	10	81	SE
15	10	80	SE	15	10	80	SE
16	10	79	SE	16	10	79	SE
17	10	75	SE	17	10	75	SE
18	10	80	SE	18	10	80	SE
19	10	81	SE	19	10	81	SE
20	10	78	SE	20	10	78	SE
21	10	81	SE	21	10	81	SE
22	11	86	S	22	11	86	S
23	11	21	SE	23	11	21	SE
24	11	25	SE	24	11	25	SE
25	11	80	SE	25	11	80	SE
26	11	81	SE	26	11	81	SE
27	11	81	SE	27	11	81	SE
28	11	82	SE	28	11	82	SE
29	11	81	SE	29	11	81	SE
30	11	80	SE	30	11	80	SE
31	11	83	SE	31	11	83	SE
32	11	82	SE	32	11	82	SE
33	11	80	SE	33	11	80	SE
34	11	82	SE	34	11	82	SE
35	12	79	SE	35	12	79	SE
36	12	80	SE	36	12	80	SE
37	12	74	SE	37	12	74	SE

38	12	75	SE	38	12	75	SE
39	12	80	SE	39	12	80	SE
40	12	81	SE	40	12	81	SE
41	12	80	SE	41	12	80	SE
42	13	80	SE	42	13	80	SE
43	13	76	SE	43	13	76	SE
44	14	89	S	44	14	89	S
45	14	22	SE	45	14	22	SE
46	14	80	SE	46	14	80	SE
47	14	78	SE	47	14	78	SE
48	15	20	SE	48	15	20	SE
49	15	80	SE	49	15	80	SE
50	15	82	SE	50	15	82	SE
51	15	77	SE	51	15	77	SE
52	15	80	SE	52	15	80	SE
53	15	80	SE	53	15	80	SE
54	16	80	SE	54	16	80	SE
55	16	76	SE	55	16	76	SE
56	16	82	SE	56	16	82	SE
57	16	77	SE	57	16	77	SE
58	16	80	SE	58	16	80	SE
59	17	20	SE	59	17	20	SE
60	17	83	SE	60	17	83	SE
61	21	80	SE	61	21	80	SE
				62	67	45	SE
				63	67	40	SE
				64	68	45	SE
				65	68	40	SE
				66	69	40	SE
				67	69	38	SE
				68	70	42	SE
				69	70	42	SE
				70	71	41	SE
				71	74	36	SE
				72	74	41	SE
				73	82	61	SSW
				74	82	61	SSW
				75	84	61	SSW
				76	84	62	SSW
				77	88	60	SSW
				78	90	57	SSW
				79	201	83	SSE
				80	203	80	SSE
				81	208	82	SSE
				82	210	80	SSE

	83	211	81	SSE
--	----	-----	----	-----

Niveau du gradin (m)	810m			Niveau du gradin (m)	820m		
Bloc 03	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement	Bloc 04	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement
1	108	49	W	1	199	79	SSE
2	109	52	W	2	195	80	SSE
3	109	51	W	3	201	82	SSE
4	109	49	W	4	189	80	SSE
5	110	50	W	5	85	59	SSW
6	110	50	W	6	81	60	SSW
7	110	51	W	7	87	65	SSW
8	110	51	W	8	85	62	SSW
9	110	51	W	9	82	63	SSW
10	111	45	W	10	87	60	SSW
11	111	48	W	11	86	61	SSW
12	111	53	W	12	81	59	SSW
13	112	47	W	13	83	60	SSW
14	112	49	W	14	11	87	S
15	112	49	W	15	8	87	S
16	113	48	W	16	10	88	S
17	113	48	W	17	11	85	S
18	114	51	W	18	16	88	S
19	114	50	W	19	14	86	S
20	115	51	W	20	13	86	S
21	117	81	W	21	10	27	SE
22	118	78	W	22	11	25	SE
23	118	83	W	23	8	24	SE
24	118	78	W	24	6	19	SE
25	119	79	W	25	12	20	SE
26	119	79	W	26	11	24	SE
27	119	79	W	27	9	24	SE
28	120	81	W	28	12	23	SE
29	120	81	W	29	11	80	SE
30	120	77	W	30	10	81	SE
31	121	80	W	31	11	81	SE
32	121	80	W	32	12	79	SE
33	121	80	W	33	14	78	SE
34	123	80	W	34	13	81	SE
35	123	80	W	35	11	81	SE
36	123	83	W	36	9	80	SE
37	124	81	W	37	9	79	SE
38	316	61	SE	38	11	79	SE
39	316	59	SE	39	15	80	SE

40	317	61	SE	40	13	80	SE
41	317	60	SE	41	10	81	SE
42	318	60	SE	42	11	80	SE
43	319	61	SE	43	12	79	SE
44	319	57	SE	44	12	82	SE
45	319	59	SE	45	11	79	SE
46	319	61	SE	46	14	80	SE
47	320	63	SE	47	14	76	SE
48	320	60	SE	48	13	74	SE
49	320	59	SE	49	15	76	SE
50	321	61	SE	50	11	80	SE
51	321	62	SE	51	10	77	SE
52	321	60	SE	52	16	78	SE
53	322	60	SE	53	15	81	SE
54	322	57	SE	54	15	80	SE
				55	16	81	SE
				56	15	82	SE
				57	15	78	SE
				58	10	81	SE
				59	12	80	SE
				60	12	81	SE
				61	15	78	SE
				62	14	80	SE

Niveau du gradin (m)	820m			Niveau du gradin (m)	820m		
Bloc 05	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement	Bloc 06	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement
1	11	83	SE	1	303	60	SE
2	10	83	SE	2	302	62	SE
3	10	80	SE	3	303	63	SE
4	11	82	SE	4	304	59	SE
5	15	84	SE	5	306	60	SE
6	14	82	SE	6	309	59	SE
7	11	81	SE	7	307	60	SE
8	12	78	SE	8	12	86	SE
9	12	79	SE	9	11	87	SE
10	10	80	SE	10	10	84	SE
11	9	80	SE	11	11	85	SE
12	11	79	SE	12	10	86	SE
13	18	82	SE	13	13	85	SE
14	19	81	SE	14	9	83	SE
15	15	80	SE	15	12	84	SE
16	14	78	SE	16	14	84	SE
17	11	79	SE	17	14	83	SE

18	14	80	SE	18	11	84	SE
19	16	81	SE	19	9	86	SE
20	12	82	SE	20	10	86	SE
21	11	81	SE	21	13	84	SE
22	10	80	SE	22	12	71	SE
23	11	79	SE	23	13	72	SE
24	71	44	SE	24	10	70	SE
25	69	40	SE	25	9	71	SE
26	70	42	SE	26	11	73	SE
27	71	42	SE	27	11	72	SE
28	72	43	SE	28	9	70	SE
29	69	41	SE	29	12	71	SE
30	70	39	SE	30	14	71	SE
31	73	40	SE	31	10	73	SE
32	72	41	SE	32	12	72	SE
33	72	39	SE	33	10	71	SE
34	71	40	SE	34	309	70	SE
35	70	41	SE	35	310	70	SE
36	69	42	SE	36	314	72	SE
37	68	39	SE	37	313	71	SE
38	11	85	SE	38	313	68	SE
39	13	85	SE	39	318	65	SE
40	11	86	SE				
41	10	83	SE				
42	12	83	SE				
43	12	82	SE				
44	10	85	SE				
45	8	84	SE				
46	11	86	SE				
47	10	86	SE				
48	12	85	SE				
49	11	83	SE				
50	10	83	SE				
51	10	80	SE				
52	11	82	SE				
53	15	84	SE				
54	14	82	SE				
55	11	81	SE				
56	12	78	SE				
57	12	79	SE				
58	10	80	SE				
59	9	80	SE				
60	11	79	SE				
61	18	82	SE				
62	19	81	SE				

63	15	80	SE
64	14	78	SE
65	11	79	SE
66	14	80	SE
67	16	81	SE
68	12	82	SE
69	11	81	SE
70	10	80	SE
71	11	79	SE
72	71	44	SE
73	69	40	SE
74	70	42	SE
75	71	42	SE
76	72	43	SE
77	69	41	SE
78	70	39	SE
79	73	40	SE
80	72	41	SE
81	72	39	SE
82	71	40	SE
83	70	41	SE
84	70	41	SE
85	69	42	SE
86	68	39	SE
87	11	85	SE
88	13	85	SE
89	11	86	SE
90	10	83	SE
91	12	83	SE
92	12	82	SE
93	10	85	SE
94	8	84	SE
95	11	86	SE
96	10	86	SE
97	12	85	SE

Niveau du gradin (m)	820m			Niveau du gradin (m)	870m		
Bloc 07	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement	Bloc 08	Direction (N)	Pendage (°)	Plongement
1	317	66	SE	1	8	85	SE
2	315	62	SE	2	8	85	SE
3	311	64	SE	3	8	71	SE
4	311	61	SE	4	8	74	SE
5	320	64	SE	5	9	88	SE

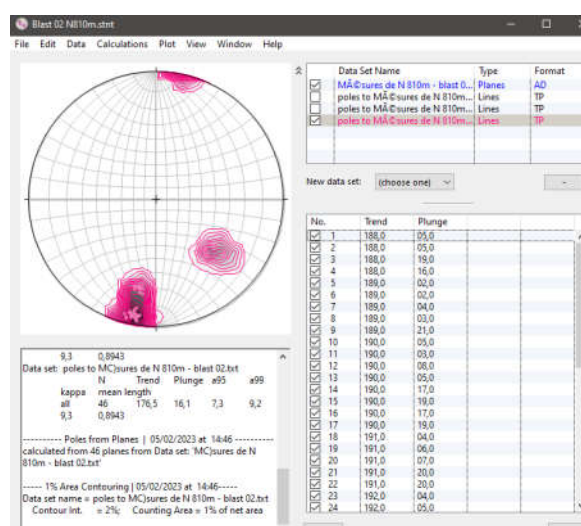
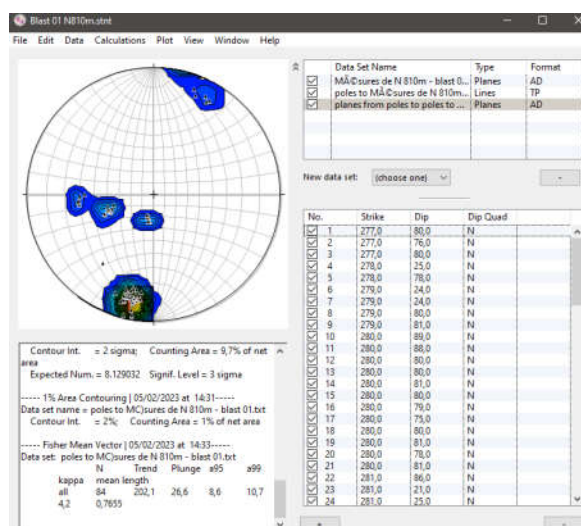
6	317	65	SE	6	9	88	SE
7	316	60	SE	7	9	86	SE
8	316	67	SE	8	9	87	SE
9	318	61	SE	9	9	69	SE
10	314	60	SE	10	10	85	SE
11	313	62	SE	11	10	87	SE
12	313	63	SE	12	10	82	SE
13	321	64	SE	13	10	85	SE
14	316	64	SE	14	10	73	SE
15	318	63	SE	15	10	71	SE
16	313	61	SE	16	10	73	SE
17	313	62	SE	17	10	71	SE
18	316	60	SE	18	11	86	SE
19	319	62	SE	19	11	84	SE
20	110	50	W	20	11	83	SE
21	111	51	W	21	11	70	SE
22	114	52	W	22	11	70	SE
23	115	50	W	23	12	86	SE
24	113	52	W	24	12	85	SE
25	112	50	W	25	12	87	SE
26	110	51	W	26	12	70	SE
27	108	52	W	27	13	85	SE
28	110	53	W	28	13	84	SE
29	109	50	W	29	13	72	SE
30	112	52	W	30	14	87	SE
31	113	50	W	31	14	88	SE
32	114	52	W	32	14	70	SE
33	111	50	W	33	15	86	SE
34	110	52	W	34	307	61	SE
35	108	53	W	35	308	68	SE
36	108	51	W	36	309	58	SE
37	109	50	W	37	309	60	SE
38	112	52	W	38	309	72	SE
39	114	49	W	39	310	62	SE
40	115	50	W	40	310	70	SE
41	117	75	W	41	311	69	SE
42	119	74	W	42	315	58	SE
43	120	79	W	43	317	58	SE
44	118	78	W	44	317	61	SE
45	116	81	W	45	319	61	SE
46	115	80	W	46	324	57	SE
47	114	79	W				
48	116	75	W				
49	115	78	W				
50	116	77	W				

51	120	80	W	
52	119	77	W	
53	123	80	W	
54	122	81	W	
55	114	80	W	
56	121	82	W	
57	120	80	W	

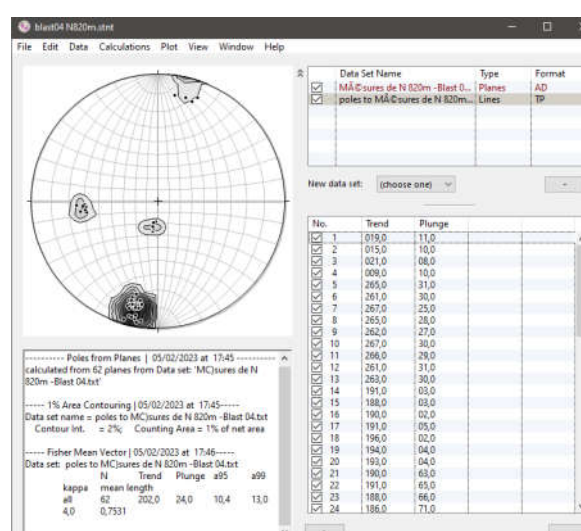
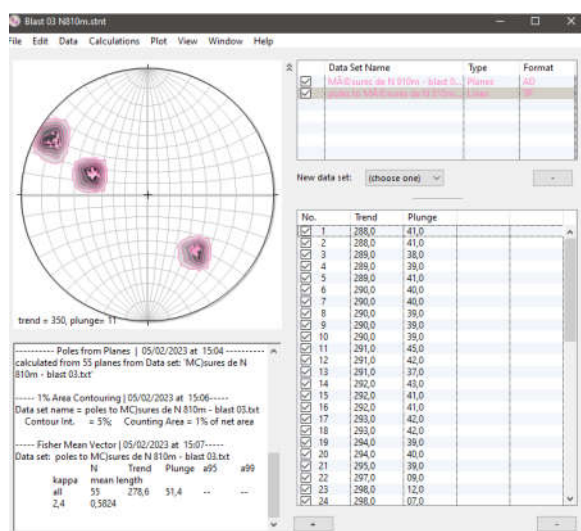
Annexe 03

Résultats de projection stéréographique en utilisant Stereonet

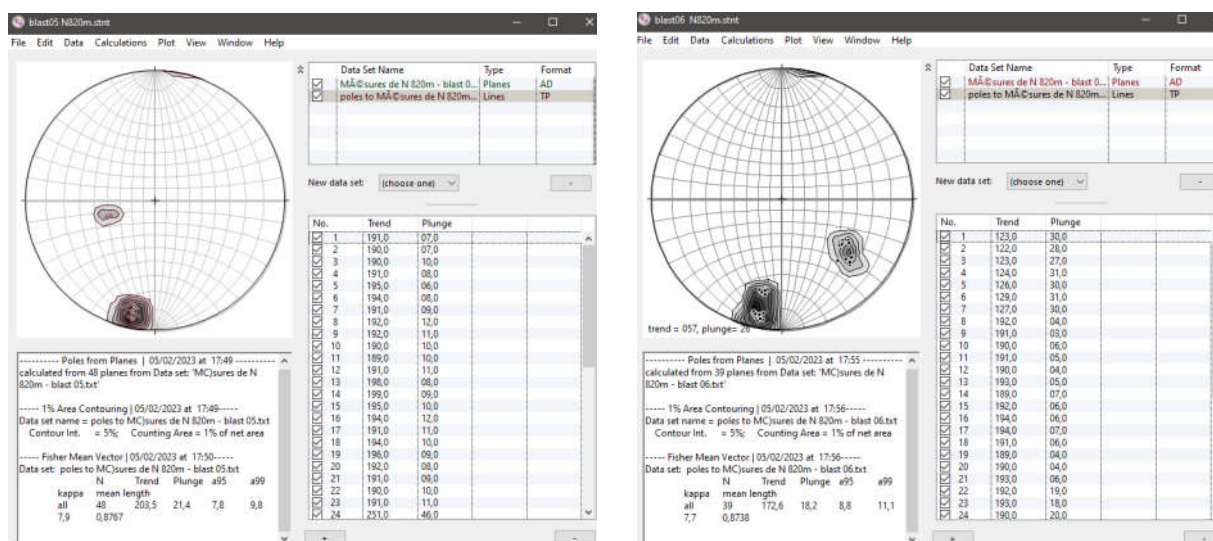
Blocs 01 et 02 :



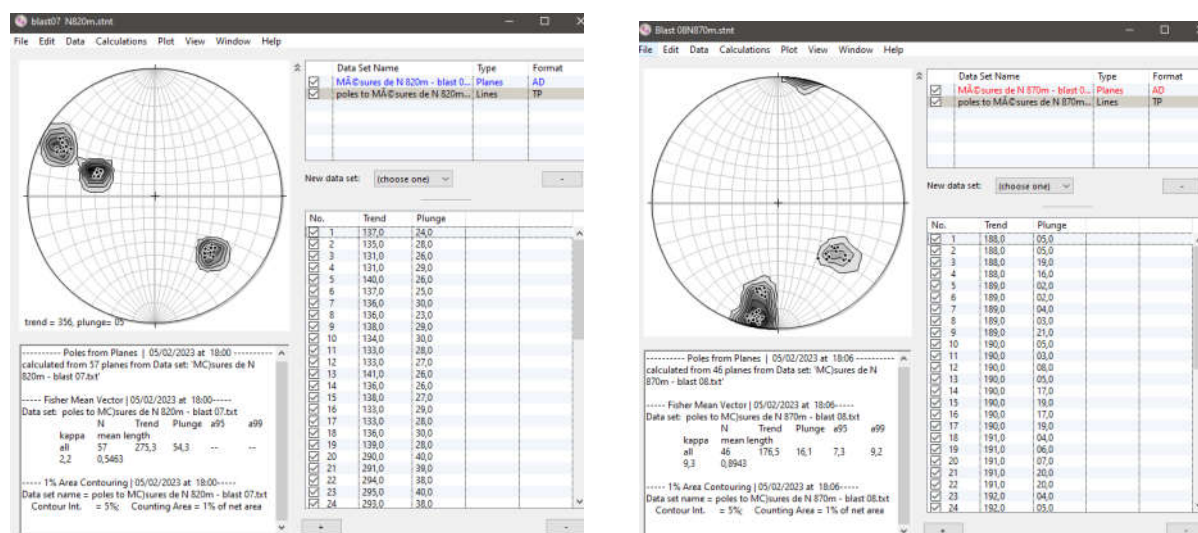
Blocs 03 et 04 :



Blocs 05 et 06 :

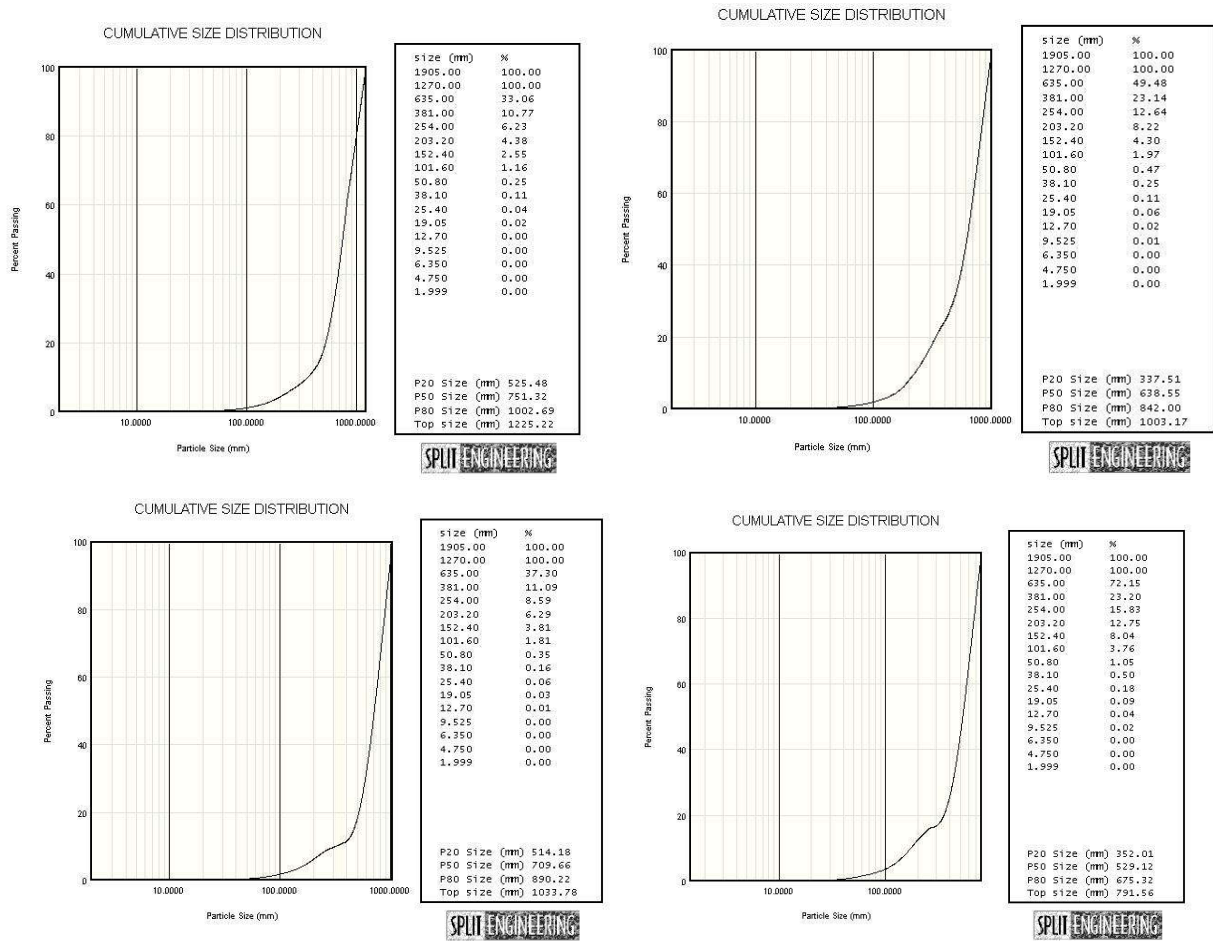


Blocs 07 et 08 :



Annexe 04

Résultats de la distribution granulométriques par Split- Desktop



Annexe 05

Article scientifique 01

Mining of Mineral Deposits

Volume 17 (2023), Issue 4, 35-44


<https://doi.org/10.33271/mining17.04.035>

Optimizing the blast fragmentation quality of discontinuous rock mass: Case study of Jebel Bouzegza Open-Cast Mine, North Algeria

 Khaoula Bedri¹, Malek Ould Hamou¹, Mira Filali², Riheb Hadji^{3,4*}, Hassan Taib⁵
¹ Mining Department, Mining Engineering Laboratory, National Polytechnic School, Algiers, Algeria

² Department of Earth Sciences, Djilali Bounaama University, Khemis Miliana, Algeria

³ Department of Earth Sciences, Institute of Architecture and Earth Sciences, University of Farhat Abbas, Setif, Algeria

⁴ Laboratory of Applied Research in Engineering Geology, Geotechnics, Water Sciences, and Environment, University of Farhat Abbas, Setif, Algeria

⁵ Department of Geology, Faculty of Earth Sciences and Architecture Larbi Ben M'hidi University, Oum El Bouaghi, Algeria Laboratory of Natural Resources and Management of Sensitive Environments, Algeria

 *Corresponding author: e-mail hadjirihab@yahoo.fr

Abstract

Purpose. The research aims to investigate the impact of discontinuity characteristics, including dip direction, dip and joint spacing, on the size distribution of blasted fragments in mines and quarries. The accuracy of blasting results is essential for efficient operations, and understanding these factors can enhance blast fragmentation outcomes.

Methods. We conducted our research at the Jebel Bouzegza C01 aggregate quarry, analyzing eight blast benches. To determine fragment sizes, we employed image processing tools to calculate P50, P80, and Pmax sizes. Additionally, we used the Kuz Ram model to predict the average size (X_{50}) and the percentage of oversize fragments (Pmax). The determination coefficient (R^2) is calculated for both methods to assess their correlations with dip direction.

Findings. Our analysis revealed significant findings related to the impact of discontinuity characteristics on fragment size distribution. The dip direction exhibits the strongest correlation of Pmax size when using Split Desktop and X_{50} , as well as Pmax% with the Kuz Ram model. Joint spacing also plays a role in influencing blast fragmentation outcomes, although its effect depends on the infill materials.

Originality. This research contributes to the understanding of factors affecting blast fragmentation outcomes. The research focuses on dip direction, dip and joint spacing characteristics, and adds to existing knowledge in this field.

Practical implications. The findings of this research have practical implications for mines and quarries, offering valuable guidance for site investigations and optimization of blasting practices. By assessing properties such as dip direction and joint spacing, blasting operations can be enhanced to achieve more efficient and accurate results.

Keywords: blasting, fragment size distribution, discontinuity characteristics, dip direction, joint spacing

1. Introduction

Efficient mining operations are of paramount importance in the mining industry to minimize production costs and optimize mining processes [1]-[7]. The initial step in rock crushing is blasting, followed by the subsequent milling process [8], [9]. The effectiveness of blasting operation depends on achieving the desired fragment size, which directly affects the productivity of mining operations. The size of fragmented rocks significantly affects processes such as loading, hauling, crushing, and grinding of mined materials [10], [11]. Rock fragmentation is influenced by a combination of controllable and uncontrollable variables [12], [13]. Controllable variables include blast design parameters and explosive properties, while uncontrollable variables encompass physico-mechanical properties, geological structure, water presence, and discontinuities [14]. It is essential to consider these variables when planning blasting operation to achieve optimal fragmentation outcomes. This provides an opportunity to reduce costs and increase productivity in mining operations.

Understanding the characteristics and distribution of discontinuities is critical for optimizing blasting operations and improving the efficiency of mining processes. Discontinuities, including faults, joints, shear zones, and bedding planes, can have a significant impact on rock fragmentation, blast energy, and the distribution of blast results [15], [16]. To explore the connection between discontinuities and the distribution of fragment sizes, extensive research has been carried out globally, encompassing various methodologies such as cinematic analysis, analytical modeling and numerical simulations. This research aims to provide a comprehensive understanding of how the presence and characteristics of discontinuities influence the resulting fragment sizes after blasting. The orientation of discontinuities is a key factor in determining specific charge values, while the size of the crushing zone surrounding the borehole is important for closed, open, or filled joints [17]. It has been observed that the filling material within joints can also influence rock mass fragmentation, with harder filling materials generating more fine frag-

Received: 28 July 2023. Accepted: 9 October 2023. Available online: 30 December 2023

© 2023, K. Bedri, M.O. Hamou, M. Filali, R. Hadji, H. Taib

Mining of Mineral Deposits, ISSN 2415-3443 (Online) | ISSN 2415-3435 (Print)

 This is an Open Access article distributed under the terms of the Creative Commons Attribution License (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>), which permits unrestricted reuse, distribution, and reproduction in any medium, provided the original work is properly cited.

ments compared to weaker filling materials [18], [19]. Thus, considering the filling material within the joints and increasing the average distance between the joint sets and bedding planes are crucial for achieving improved breakage after blasting. By understanding the effects of discontinuities, mining operations can reduce production costs, optimize mining processes, and enhance productivity [20], [21]. Previous studies, such as those conducted by Akbari [22] and Souza et al. [23], have demonstrated the significance of discontinuities in optimizing mining processes, highlighting their influence on blast energy and the distribution of blast results.

To enhance our understanding of the impact of discontinuities on mining operations and rock fragmentation, a significant number of laboratory and field studies have been conducted. These studies have provided valuable insight into how discontinuities can influence rock fragmentation by affecting gas escape and reducing blast energy. The location of joints has emerged as a crucial factor, as laboratory research has shown that it can greatly influence fragmentation mechanics [24]–[27]. Field experiments have also contributed to our understanding of discontinuities and their effects on rock fragmentation. For example, the type of filling material used in joints has been found to impact the fragmentation process, with harder materials generating finer fragments compared to weaker ones [28]. The orientation of discontinuities is another critical aspect, as the specific charge values are lowest when the orientation is parallel to the blast face [29]. Researchers suggest that increasing the average distance between joint sets and bedding can lead to improved breakage after blasting [8]. Additionally, the size of the crush zone around the borehole is an essential consideration for mining companies when dealing with closed, open, or filled joints [30]–[33]. Therefore, understanding the characteristics and location of discontinuities is vital for optimizing blasting operations and improving the efficiency of mining processes. By taking these factors into account, mining companies can reduce production costs, optimize their operations, and minimize their environmental impact.

Mining engineers are constantly looking for ways to assess the effectiveness of their blasting operations, particularly with regard to rock fragmentation. Two widely used methods are employed for this purpose: the direct method and the indirect method. The direct method involves physical analysis of rock fragments through techniques such as screen analysis and boundary counting. This approach provides direct measurements of the fragment sizes and shapes. However, it can be time-consuming and costly to perform, requiring extensive manual labour and equipment. On the other hand, the indirect method relies on capturing photos of fragmented rock and analysing them using image processing software such as Wipfrag, Split Desktop, and Fragalyst. This method offers a faster and more cost-effective alternative for assessing rock fragmentation. Using image analysis algorithms, the software can accurately determine the size distribution and shape characteristics of fragments based on the captured images. The indirect method holds several advantages, including its ability to rapidly process large amounts of data and its potential for automation, reducing human errors. Additionally, it simplifies data storage and exchange compared to physical handling of rock fragments in the direct method. In the context of blasting in open-cast mines, the indirect method has proven to be a valuable tool for mining engineers in evaluating rock fragmentation. Its

speed and cost-effectiveness make it particularly advantageous for large-scale operations, where efficient and timely analysis of fragmentation outcomes is crucial for optimizing mining processes and minimizing production costs. In the field of mining engineering, predicting the size distribution of blasted rock is essential for optimizing various mining processes. Empirical models have been developed to estimate size distributions by considering blast design parameters and rock properties. Among these models, the Kuz-Ram model, also known as the Kuznetsov-Rammmler model, has become widespread [34]. This model was independently developed by Russian mining engineers Nikolay Vasilievich Kuznetsov and Ernst Rammmler in the early 20th century [35].

The Kuz-Ram model serves to estimate the particle size distribution in a comminuted material, which undergoes crushing or grinding to break down into smaller pieces. It assumes that the particles exhibit varying sizes that adhere to a log-normal distribution, where the size distribution can be represented by a normal distribution in logarithmic space. This model finds applications in assessing particle size distribution in diverse mining processes including grinding, crushing, and milling. It aids in the design and optimization of crushing and grinding circuits and facilitates achieving the desired particle size distributions. One notable advantage of the Kuz-Ram model is its simplicity, as it requires only a few input parameters. These parameters can be readily obtained from standard laboratory tests or from plant data, making it a convenient tool for practical applications. The model provides crucial information about the particle size distribution, including the average size, the spread of the distribution, and proportion of fine particles. Such information proves valuable for process design, optimization and control. Despite its limitations, the Kuz-Ram model assumes a specific mathematical form for the particle size distribution, which may not be suitable for all comminution processes or materials. It may not accurately represent the behaviour of particle size distribution in the case of very fine or very coarse particles [36]. These ranges require careful consideration, as the mathematical function employed by the model might not be appropriate in such cases.

This research focuses on exploring the impact of discontinuity characteristics on blast fragmentation outcomes in open-cast mines. The researchers aim to investigate how various parameters related to discontinuities influence the fragmentation outcomes. To achieve this, the main families of discontinuities and their specific characteristics are identified at the Bouzcga C01 quarry, specifically on three benches. To evaluate the blast fragmentation outcomes, the researchers use digital image processing techniques and the Kuz-Ram model. This allows them to accurately assess the size distribution and other relevant properties of the fragmented rocks.

The investigation encompasses a total of eight blasts conducted at the quarry. By analyzing the obtained data, the researchers examine the influence of discontinuity parameters on the quality of blast fragmentation at the quarry. This analysis aims to provide insight into the relationship between discontinuity characteristics and resulting fragmentation outcomes. The findings of this research contribute to a better understanding of the factors impacting blast fragmentation and can potentially inform strategies for improving blasting operations in open-cast mines.

2. Study area

The research is conducted at the Jebel Bouzegza C01 quarry, which is operated by Cosider Company and located in Kherrouba, in the province of Boumerdes, northern region of Algeria (Fig. 1). This quarry is a significant producer of aggregates and primarily consists of limestone deposits from the Upper Jurassic era. The limestone formations form a massive rock mass, with a Middle Eocene limestone summit. Within this mass, various joint sets and discontinuities intersect the calcareous formations (Fig. 2).

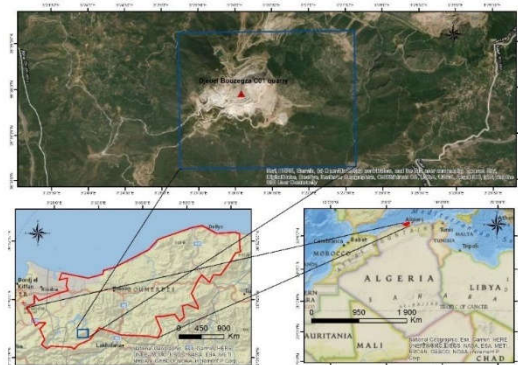


Figure 1. Location of the Jebel Bouzegza C01 quarry

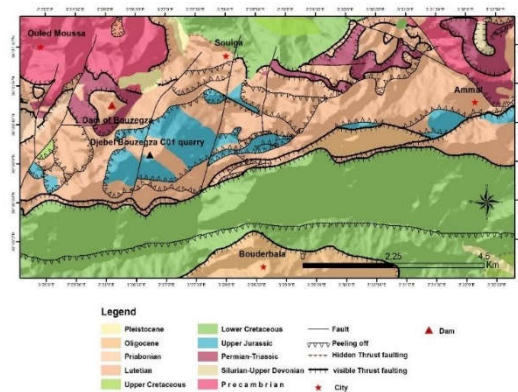


Figure 2. Geology of the Jebel Bouzegza Massif

The Jebel Bouzegza unit, known for its substantial stratigraphic sequences, exhibits a more complete profile compared to the Koudia Tichat unit, especially with respect to Mesozoic formations. By examining the lithostratigraphic columns and their arrangement, the unit can be divided into two distinct subunits. The northern subunit is characterized by thick Sinemurian limestone masses that exhibit internal platform facies at the base, featuring poor and low-diversity fauna. In the top, these facies transition to pelagic conditions with relatively greater depth, culminating in the formation of tidal channels. Detrital and secondary quartz are commonly present in this series. The detrital Eo-Oligocene layer consists primarily of coarse conglomerates, reaching a thickness of 350 m.

Conversely, the southern subunit is distinguished by the presence of Upper Lias-Dogger-Malm sediments deposited in an open marine environment. The depth increases towards

the Malm, exhibiting ammonite facies (Kimmeridgian) and calpionelle facies (Upper Portlandian-Valanginian). The middle-upper Cretaceous layer is significantly reduced and displays homogeneous but intermittent facies. Sedimentation in a deep environment, rich in pelagic fauna (globotruncanids), characterizes this layer. Additionally, there is a Paleocene sandstone-carbonate layer with microcodia, indicating a change in sedimentation compared to the upper Cretaceous. The Eo-Oligocene molassic layer is particularly extensive and discordant with the underlying formations, sedimenting on a marine slope in its upper part (Slump facies). Alongside with the Senonian carbonate (Campanian marl-limestone), the lithostratigraphic series of this ridge includes a unit of thick detrital Eo-Oligocene layer (500 m). The study of the lithostratigraphic series of this ridge unit reveals two noteworthy characteristics. Firstly, it represents the median unit of the Djurdjura region, and secondly, it extends from the median-external units of Djurdjura. These geological details provide essential contextual information for the study conducted at the Jebel Bouzegza C01 quarry, enabling a comprehensive understanding of the geological setting in which the research is carried out.

3. Materials and methods

3.1. The Kuz-Ram model

The Kuz-Ram model is an empirical model widely employed in mining engineering to estimate the average fragment size (X_{50}) and the uniformity index (n) resulting during bench blasting. This model is among several existing models used to predict blast fragmentation. The calculation for X_{50} is determined by Equation (1):

$$X_{50} = A \cdot Q^{1/6} \cdot \left(\frac{115}{E} \right)^{19/30} \cdot \frac{1}{q^{0.8}} \quad (1)$$

The Kuz-Ram model offers a formula to estimate the average size of rock fragments (X_{50} , cm) formed during bench blasting. It incorporates various parameters, including the rock factor A , the quantity of TNT explosive used in the blast hole (Q , kg), the relative weight strength of the explosive (E , a percentage relative to ANFO), 115 (representing the RWS of TNT), and powder factor (q , cm). By inputting these parameters into the equation, the value of X_{50} can be calculated.

The formula to calculate the uniformity index (n) is presented as follows:

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) \cdot \left(1 - \frac{W}{B} \right) \cdot \left(1 + \frac{(S/B) - 1}{2} \right) \cdot \frac{L}{H} \quad (2)$$

The Kuz-Ram model necessitates an accurate determination of the rock factor " A ", which relies on the quality and density of the rock mass. The equation for predicting the uniformity index (n) takes into consideration several factors, including the blast hole diameter (d , mm), burden (B , m), spacing (S , m), the standard deviation of drilling accuracy (W , m), charge length (L , m), and bench height (H , m). Hence, a proper assessment of the rock factor is vital for the precise application of the Kuz-Ram model in predicting blast fragmentation.

Cunningham [37] introduced a new definition of the rock factor A by incorporating the rock discontinuity, density, and hardness using the Lilly blastability index:

$$A = 0.06 \cdot (RMD + JF + RDI + HF). \quad (3)$$

The Equation (3) encompasses the rock factor, including the rock mass description (*RMD*), joint factor (*JF*), rock density influence (*RDI*), and hardness factor (*HF*) (Table 1).

Table 1. Factors influencing the rock factor in the Kuz-Ram model

<i>RMD</i>	Rock mass description	10 for rock powdery or friable <i>JF</i> for vertical joints 50 for massive rock
<i>JF</i>	Joint factor	$JF = JPS + JPA$
<i>JPS</i>	Joint plane spacing	10 if ($S_j < 0.1$ m) 20 if ($0.1 < S_j < 0.3$) 30 if ($0.3 < S_j < 95\% x_0$) 50 if ($S_j > x_0$)
<i>JPA</i>	Joint angle parts	20 for dip out of face 30 for strike perpendicular to face 40 for dip into face
<i>RDI</i>	Rock density influence	$RDI = 25\rho - 50$
<i>HF</i>	Hardness factor	$E/3$ for $E < 50$ GPa $\alpha/5$ for $E > 50$ GPa

Determining the rock factor (*A*) in the Kuz-Ram model involves considering various factors, including rock density (ρ , t/m³), the defined oversize (x_0 , m), rock Young's modulus (*E*, GPa), and uniaxial compressive strength (σ_c , MPa). Typically, medium-hard rocks are assigned a rock factor (*A*) value of 7, while hard and highly fissured rocks are assigned a value of 10, and very hard and weakly fissured rocks are assigned a value of 13. However, additional factors such as joint condition, spacing and hardness can influence the value of factor *A*. As a result, the revised rock factor *A'* can range from 1.7 to 21, expanding the previously assumed range of 7 to 13. The calculation of the uniformity index (*n*) is based on the Equation (4):

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) \cdot \left(1 - \frac{W}{B} \right) \cdot \sqrt{\frac{1 + S/B}{2}} \cdot abs \times \left(\frac{L_b - L_c}{L_{tot}} + 0.1 \right)^{0.1} \cdot \frac{L_{tot}}{H}, \quad (4)$$

where:

L_b and L_c denote the bottom and column charge lengths, respectively (m);

$$L_{tot} = L_b + L_c.$$

Recent studies by Cardu, & Calzamia [38], and Yilmaz [39] used the Kuz-Ram model to estimate blast fragmentation in the field of mining engineering. The model popularity stems from its simplicity and effectiveness in providing accurate predictions of blast fragmentation with minimal input data. However, it is important to acknowledge the limitations of the model, such as its assumption of a homogeneous blast and the omission of geological and geotechnical variations that can impact fragmentation. Despite these limitations, the Kuz-Ram model remains a valuable tool in the mining industry for estimating blast fragmentation.

3.2. Analysis of fragmentation using digital image processing techniques

To analyze blast fragmentation, this research uses digital image processing techniques in Split-Desktop software based on a gray-scale analysis of rock fragments developed by the University of Arizona [40], [41]. The procedure involves opening and scaling the image, determining the image scale,

applying manual delineation for enhanced precision, analyzing fragment sizes, and displaying the size distribution results in a diagram format. It is important to note that accurate evaluation of fragment size using Split-Desktop requires at least one (or two) reference dimensions, with their diameters being perpendicular to the optical axis of the image. The muckpile images obtained from the blasting are processed using the Split-Desktop software and the results are generated by combining all the graphs [42]. The use of digital image processing techniques such as Split-Desktop provides a reliable and accurate method for evaluating blast fragmentation.

3.3. Blast design parameters for bench blasting

The blasting operations at the Jebel Bouzegza C01 quarry are conducted with specific blast design parameters. These parameters include hole drilling diameter of 89 mm, a bench height of 13 m, and a stemming length of 1.0 m. The burden and spacing values are set at 3.5 and 3.0 m, respectively. For the blasting process, ANFO and TEMEX II are used as primary explosives, with a charge length of 9.0 m and a specific explosive charge of 0.38 kg/m³.

In order to achieve the desired fragment size, which is limited to a maximum size of 1000 mm based on the capabilities of the quarry loading, hauling and crusher opening equipment, fragmentation analysis is performed using digital image processing techniques using Split-Desktop software [43]. It is important to note that accurate fragment size evaluation using Split-Desktop requires at least one or two reference dimensions that are perpendicular to the optical axis of the image.

The blast design parameters applied at the Jebel Bouzegza C01 quarry are carefully optimized to attain the desired fragmentation size, while prioritizing the safety of personnel and equipment.

3.4. Mapping discontinuities using measurement techniques

Rock masses are composed of rock material as well as discontinuities such as faults, joints and fractures, which significantly influence the mechanical behaviour of the rock mass. To characterize these discontinuities, a traditional Scanline method is used, which involves line mapping measurement and compass measurements. This method allows the determination of various discontinuity properties, including the number of joint sets, dip direction, joint dip statistics, joint spacing, frequency, and filling. By drawing intersections of joints and scanlines on the high walls of the bench, the orientation and dip angles of the joints are measured.

The joint spacing is determined by measuring the distance between discontinuities along a measurement line, while the frequency is the reciprocal of the joint spacing for each measurement. To assess the characteristics of the main discontinuity families, the measured data of dip direction and dip are processed using a projection stereographic program [44], [45]. In this research, three benches are selected for measuring discontinuity properties, including dip direction, dip, joint spacing, and frequency, along eight blast surfaces ranging from 35 to 65 m in length. A total of 437 discontinuities are measured: 83 discontinuities for blast 1, 46 for blast 2, 54 for blast 3, 62 for blast 4, 48 for blast 5, 39 for blast 6, 58 for blast 7, and 47 for blast 8.

A methodological flowchart depicting the step-by-step process used in this research is illustrated in Figure 3.

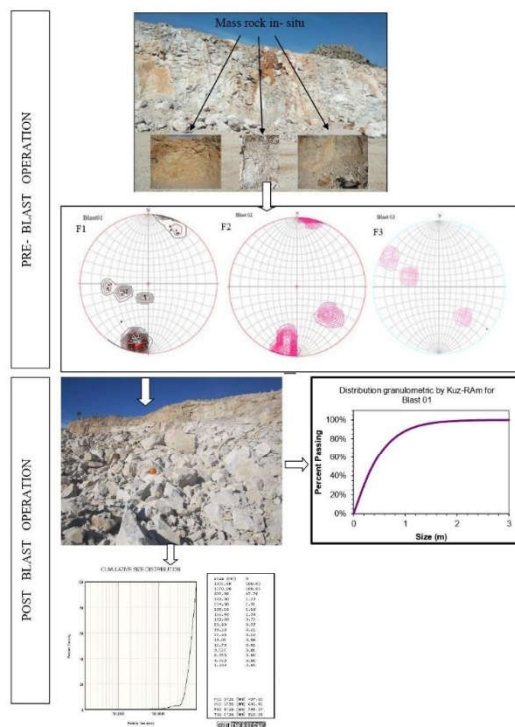


Figure 3. Flowchart for the methods applied at the Jebel Bouzegza C01 quarry

The flowchart shows the multi-stage methodology implemented to characterize rock mass properties and evaluate blasting performance at the Jebel Bouzegza C01 quarry. The work incorporates both pre-blasting and post-blasting analyses to obtain a comprehensive understanding of the geological factors influencing fragmentation outcomes.

The pre-blasting stage involves detailed field mapping and discontinuity surveys to determine the orientation and characteristics of structural weaknesses within the rock mass. Numerous fractures with variable dip direction, dip and spacing parameters are observed and systematically recorded. Stereonet program is used to classify fractures into three predominant discontinuity sets based on orientation. Understanding these structural patterns through quantitative discontinuity data collection is imperative for blast design and controlled fragmentation.

Post-blasting stage includes image-based fragmentation assessment. High-resolution images of the post-blast muckpile are processed using conventional image segmentation

techniques to determine fragments size distribution. This objective fragmentation analysis allows evaluation of comminution efficiency versus predicted outcomes. The Kuz-Ram model is used to predict granulometric curve based on the input blast design and rock mass parameters obtained during pre-blast mapping. This multi-stage methodology, integrating both discontinuity domain analysis and quantitative post-blast metrics, provides mining engineers with insight into geological influences on fragmentation and aids in the design, monitoring and optimization of future quarry production blasting performance. A systematic approach supports continuous improvement of extraction processes.

4. Results and discussion

In order to evaluate the influence of dip direction, dip, and joint spacing on the quality of fragmentation in blasted rocks at the Jebel Bouzegza C01 Quarry, a total of eight blasts have been chosen for analysis. These blasts, designated as Blast 1, Blast 2, and Blast 3 at the 810 m bench, Blast 4, Blast 5, Blast 6, and Blast 7 at the 820 m bench, and Blast 8 at the 870 m bench, are specifically selected to represent different locations within the quarry. By examining these eight blasts, we aim to understand how variations in dip direction, dip angle, and joint spacing contribute to the resulting fragmentation quality. This investigation will provide valuable insight into rock mass behavior and assist in optimizing future blasting operations at the quarry.

4.1. Analysis of discontinuity characteristics at the Jebel Bouzegza C01 quarry

The measured data of dip direction and dip are processed using a stereographic program, allowing us to identify three primary families of discontinuities. Family 1, characterized by a dip direction ranging from 20 to 30° and a dip ranging from 60 to 70°, includes Blast 1, Blast 4, and Blast 5. Family 2, with a dip direction between 90 and 100° and a dip ranging from 30 to 40°, comprises Blast 2 and Blast 7. Lastly, Family 3, with a dip direction ranging from 350 to 360° and a dip ranging from 70 to 80°, includes Blast 3, Blast 6, and Blast 8.

Furthermore, based on the analysis of joint spacing, we have identified two distinct classes. Class 1, characterized by joint spacing (S_j) greater than 0.5 m, includes Blast 1, Blast 3, Blast 4, and Blast 7. On the other hand, Class 2, featuring joint spacing (S_j) less than 0.5 m, includes Blast 2, Blast 5, Blast 6, and Blast 8 (Table 2).

To identify discontinuities associated with opened joints and fractures filled with clay or calcite materials, the line mapping method is used. These findings provide valuable insight into the nature of discontinuities present in the rock mass, allowing us to better understand their influence on blast fragmentation and optimize blasting strategies accordingly.

Table 2. Characteristics of Discontinuities at the Jebel Bouzegza C01 Quarry

Bench Charact	Bench 810 m				Bench 820 m			Bench 870 m
	Blast 1	Blast 2	Blast 3	Blast 4	Blast 5	Blast 6	Blast 7	Blast 8
N° of Blast	22.1	356.5	98.6	22.0	23.5	352.6	95.3	356.5
Dip direction (°)	63.4	73.9	38.6	66.0	68.6	71.8	35.7	73.9
Dip (°)	60.5	61.2	60.1	50.2	47.8	54.6	54.0	42.0
Joint spacing (S_j , m)	0.625	0.212	0.714	0.513	0.374	0.227	0.889	0.318
Frequency (F_r , m ⁻¹)	1.601	4.719	1.400	1.951	2.672	4.400	1.125	3.146

4.2. Analysis of fragmentation in blasted rocks using split desktop image processing

The blast fragmentation images are analyzed using Split Desktop software to assess the fragment size distribution after blasting operations. The obtained results, depicting the outcomes of this analysis for eight blasts executed at the Jebel Bouzegza C01 quarry, are presented comprehensively in Table 3. In this evaluation, we focus on determining the percentage of fragments passing through three distinct sizes: P_{50} (representing the size at which 50% of fragments pass),

P_{80} (representing the size at which 80% of fragments pass), and P_{max} (representing the maximum size observed). By examining these fragmentation parameters, we gain essential insight into the effectiveness and efficiency of blasting operations, as they reflect the distribution and size characteristics of the resulting fragments. The presented data in Table 3 will contribute significantly to our understanding of the fragmentation patterns achieved at the Jebel Bouzegza C01 quarry, facilitating further analysis and optimization of blasting techniques.

Table 3. Fragmentation analysis results using Split Desktop image processing software at the Jebel Bouzegza C01 quarry

Pass fragments	Blast 1	Blast 2	Blast 3	Blast 4	Blast 5	Blast 6	Blast 7	Blast 8
P_{50} (mm)	615.10	428.54	751.32	638.55	529.12	476.87	709.66	503.78
P_{80} (mm)	803.82	596.73	1002.69	842.00	675.32	629.24	890.22	668.44
P_{max} (mm)	953.53	729.94	1225.22	1003.17	791.56	788.56	1033.78	798.6

4.3. Effect of parameters on blast fragmentation

This research aims to investigate the influence of joint properties on blast fragmentation quality through the use of Split Desktop image processing for eight blasts. Percentage pass values for P_{50} , P_{80} , and P_{max} are examined and the findings are graphically presented in (Figs. 4, 5), highlighting the impact of dip direction and dip on fragment size. The analysis has revealed notable variations in fragment size among the blasts. Blast 1, Blast 3, Blast 4, and Blast 7 exhibit larger fragments compared to Blast 2, Blast 5, Blast 6, and Blast 8. This discrepancy can be attributed to the heterogeneous nature of the rock mass and the influence of fractures on blast fragmentation.

The angle formed between the dip direction of each discontinuity family and the blast surface is as a significant factor influencing the size of blasted rocks. Notably, when the angle reaches 90°, signifying that the discontinuities are perpendicular to the blast surface, larger fragment sizes are observed. These findings underscore the importance of considering the orientation and spatial arrangement of discontinuities when assessing blast fragmentation outcomes.

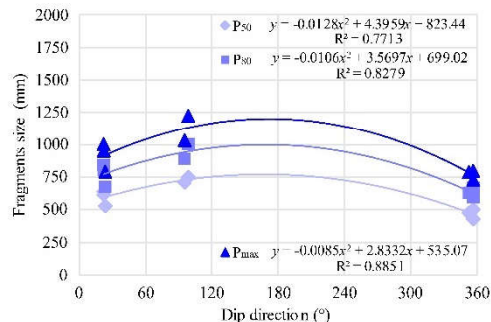


Figure 4. The effect of dip direction on blast fragmentation at the Jebel Bouzegza C01 quarry

Furthermore, the research examines the effect of joint spacing on blasted rock, and the results are illustrated in Figure 6. A clear relationship is observed between joint spacing and fragment size, with an increase in joint spacing leading to larger fragment sizes for P_{50} , P_{80} , and P_{max} . It is worth noting that all P_{50} fragment sizes are below 800 mm, and when joint spacing is less than 0.5 m, the fragment sizes for P_{50} , P_{80} , and P_{max} are below 800 mm.

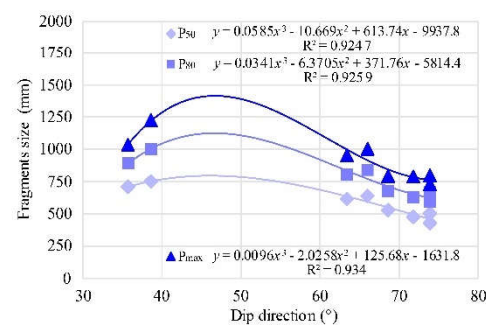


Figure 5. The effect of dip on blast fragmentation at the Jebel Bouzegza C01 quarry

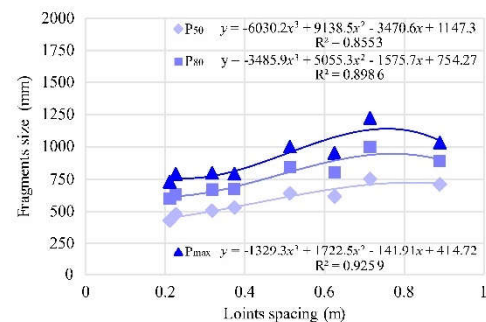


Figure 6. The effect of joint spacing on blast fragmentation at the Jebel Bouzegza C01 Quarry

However, when joint spacing exceeds 0.5 m, Blast 3, Blast 4, and Blast 7 exhibit P_{max} fragment sizes exceeding 1000 mm, which is considered to be oversized fragments.

To identify a quantitative relationship between the properties of discontinuities and fragment size, the determination coefficient R^2 is calculated. For dip direction, the R^2 values are 0.771, 0.827, and 0.885 for P_{50} , P_{80} , and P_{max} , respectively. Similarly, for dip, the R^2 values are 0.924, 0.925, and 0.934 for P_{50} , P_{80} , and P_{max} , respectively. Additionally, the R^2 values for joint spacing are 0.855, 0.898, and 0.925 for P_{50} , P_{80} , and P_{max} , respectively. Notably, the best-fitting model is observed between discontinuity properties and the fragment size P_{max} , suggesting a stronger relationship between these variables. These findings provide valuable

insight into the influence of joint properties on blast fragmentation outcomes and contribute to a deeper understanding of the interaction between discontinuity characteristics and fragment size. The determination of R^2 values further enhances the robustness of the analysis by demonstrating the significance of the examined factors in predicting and explaining variations in fragment size.

4.4. Application of the Kuz-Ram model for fragmentation analysis

In order to accurately predict the size distribution of fragmentation using the Kuz-Ram model, comprehensive data regarding the geological and geomechanical properties of the rock mass, as well as the blast design parameters, have been collected.

Table 4. Predicted fragmentation outcomes using the Kuz-Ram model in the study area

Blast Charact	Blast 1	Blast 2	Blast 3	Blast 4	Blast 5	Blast 6	Blast 7	Blast 8
Blast ability index (n)	7.7026	8.3346	8.4915	7.6618	7.7222	8.6029	8.316	8.5764
Average size (X_{50} , cm)	36.0	39.0	40.0	36.0	36.0	41.0	39.0	40.0
Percentage of oversize (P_{max} , %)	11.7	14.0	14.9	11.5	11.7	15.0	13.9	14.9
% in the range	87.1	84.9	84.3	87.2	87.0	83.9	84.9	84.0

The percentage of oversize fragments highlights the extent to which larger fragments are produced, which can impact downstream operations such as loading and crushing. Conversely, the percentage of fragments within the desired range indicates the effectiveness of blasting in producing fragments suitable for efficient handling and processing.

By examining these parameters, we can evaluate the performance of each blast and identify any deviations from the desired fragmentation outcomes. These findings can be valuable for optimizing future blasting operations and enhancing overall productivity and efficiency in open-cast mining.

4.5. The influence of dip direction on fragmentation

The quality of fragmentation in blasting operations is of paramount importance in mining and is influenced by various factors. The Kuz-Ram predictive model is widely used to assess fragmentation quality and Figure 7 provides visual representations of how different parameters influence fragmentation outcomes. Specifically, Figure 7a, b highlights the influence of dip direction, while Figure 7c, d depicts the effect of dip angle. Furthermore, Figure 7e, f reveals the impact of joint spacing on fragmentation quality.

When analyzing the results, it has been noted that the average blast fragmentation size ranges from 36.0 to 41.0 cm. Notably, Blast 3, Blast 6, and Blast 8 exhibit the highest average size and the largest percentage of oversize fragments. These blasts are associated with Family 2 and Family 3 of discontinuities, indicating that the properties of these discontinuities significantly influence the fragmentation quality. In contrast, Blast 1, Blast 4, and Blast 5 show an average size of 36.0 cm and an oversize percentage of 11.7%, and they are associated with Family 1 of discontinuities.

To further assess the relationship between fragmentation quality and the different parameters, the determination coefficient R^2 is calculated. The R^2 values for dip direction are 0.928 for the average size (X_{50}) and 0.943 for the percentage of oversize fragments (P_{max} %). Regarding dip angle, R^2 values of 0.724 for X_{50} and 0.817 for P_{max} % can be obtained. For the joint spacing, R^2 values of 0.451 for X_{50} and 0.501 for P_{max} % can be found. These R^2 values indicate the strength of

the predicted fragmentation outcomes using the Kuz-Ram model for the eight blasts conducted at the Jebel Bouzegza C01 quarry are presented in Table 4. This table provides valuable information on various fragmentation parameters, including average fragment size (X_{50}), blastability index (n), percentage of oversize fragments (larger than 100 cm), and percentage of fragments within the desired range (10 to 100 cm).

Analysis of these results enables a comprehensive assessment of the effectiveness of the blasting operations in achieving the desired fragmentation outcomes. The average fragment size (X_{50}) provides insight into the central tendency of the fragmentation distribution, while the blastability index (n) offers a measure to assess the uniformity of the fragmentation.

the relationship between the parameters and fragmentation quality. Notably, the best agreement is observed for the relationship between dip direction and the average size (X_{50}), as well as the percentage of oversize fragments (P_{max} %), suggesting that dip direction has a significant impact on fragmentation quality. However, the relationship between joint spacing and fragmentation quality is not consistent with other parameters, implying that additional factors may influence fragmentation outcomes. Overall, these findings can assist mining operations in optimizing their blasting parameters and enhancing fragmentation quality.

4.6. Impact of joint spacing on fragmentation degree

The role of rock mass properties in improving blast fragmentation quality has been widely recognized. However, in order to gain deeper insight into the degree of fragmentation, the study explores the impact of joint spacing. By simulating the average size (X_{50}) using the Kuz-Ram model and analyzing the average size (P_{50}) as a result of image processing, valuable findings have been obtained (Table 5 and Fig. 8).

Table 5. Joint spacing simulation results for X_{50} and P_{50} at the Jebel Bouzegza C01 Quarry

Bench	N° Blast	Spacing joint (cm)	X_{50} (cm)	P_{50} (cm)
810 m	B 1	62.46	36.00	61.51
	B 2	21.19	39.00	42.85
	B 3	71.41	40.00	75.13
820 m	B 4	51.26	36.00	63.86
	B 5	37.42	36.00	52.91
	B 6	22.73	41.00	47.69
	B 7	88.87	39.00	70.97
870 m	B 8	31.79	40.00	50.38

During the research, it has been observed that the joint spacing values in Blast 3, Blast 4, and Blast 5 are higher than the average size (P_{50}), whereas the largest joint spacing values are in Blast 1 and Blast 7. This observation indicates that the rock mass size in situ decreases after the blasting process due to the effective use of blast energy without any gas leakage in the fractures.

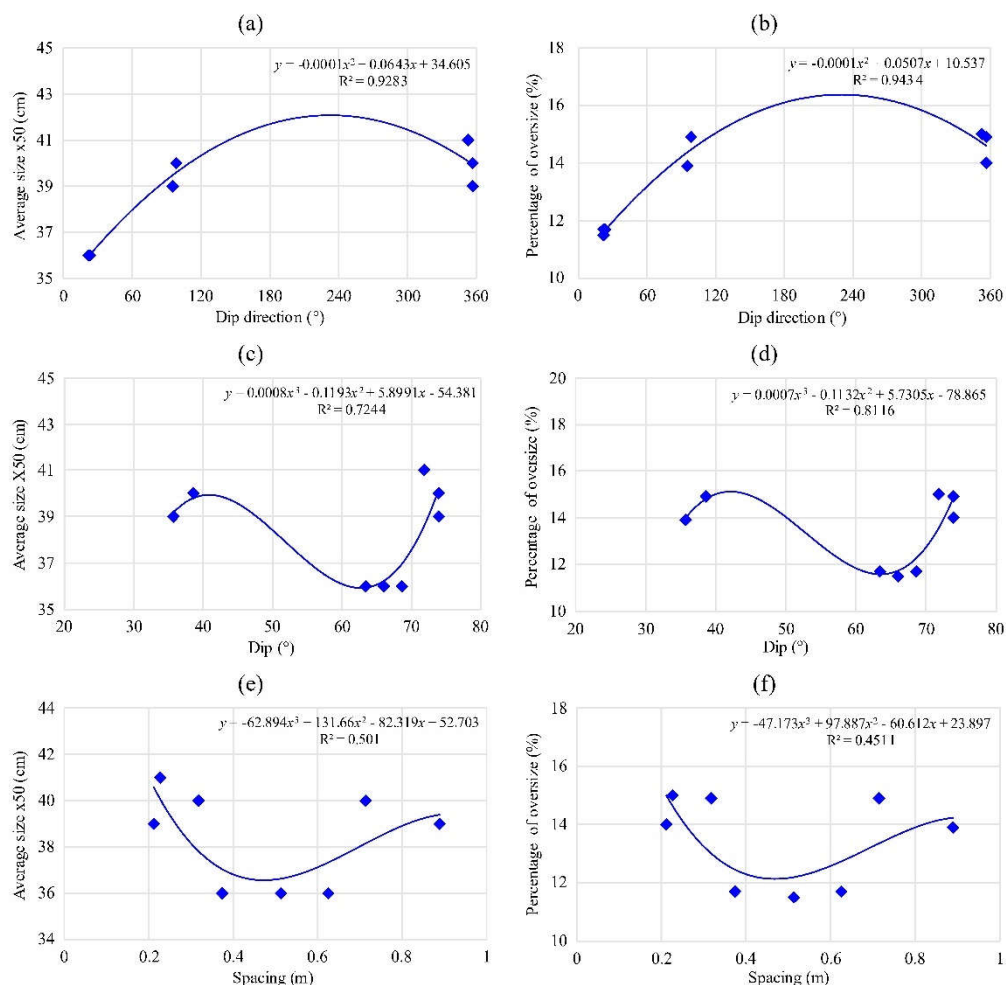


Figure 7. The influence of dip direction on fragmentation: (a) effect of dip direction on X_{50} ; (b) effect of dip direction on P_{max} %; (c) effect of dip on X_{50} ; (d) effect of dip on P_{max} %; (e) effect of spacing on X_{50} ; (f) effect of spacing on P_{max} %

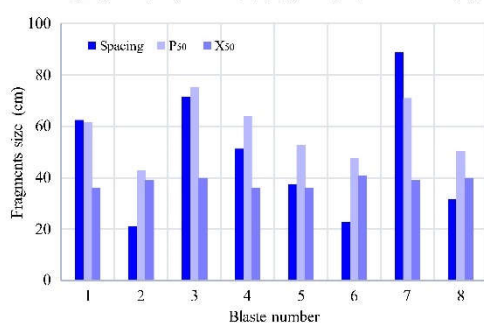


Figure 8. Joint spacing simulation histogram for X_{50} and P_{50}

Additionally, when the joint spacing is less than 32 cm in Blast 2, Blast 6, and Blast 8, it has been noticed that the average size (X_{50}) and average size (P_{50}) values are larger than the joint spacing. This suggests that the results in these blasts could be attributed to the similar mineralogical composition of

the infilling materials within the joints and the limestone rock. In the bench blasts, the infilling materials in the discontinuities primarily consist of calcite and aragonite materials.

In our future research, we plan to combine additional natural factors, such as geology and rock structures, with human-made factors, including existing excavations and infrastructure within the rock mass. This will help exploit inherent weaknesses to achieve improved blast fragmentation performance. A multi-disciplinary approach incorporating geophysics, petrology, and hydrology data will provide a more holistic understanding of rock mass characteristics, including genesis, mechanical behavior under stress and rheological properties under dynamically loading during blasting. The main goal is to gain deeper insight into how both natural features and anthropic additions to the rock mass influence blasting outcomes. These effects could potentially be enhanced by optimizing blast designs considering the integrated geotechnical, geological, and hydrogeological conditions. A broader rock mass characterization using diverse data

K. Bedri, M.O. Hamou, M. Filali, R. Hadji, H. Taib. (2023). *Mining of Mineral Deposits*, 17(4), 35-44

sources will assist engineers in better predicting and controlling fragmentation, thereby enhancing the operational and economic results of future blasting operations [46]-[53].

5. Conclusions and recommendations

The production of desired-size fragments is a crucial requirement in mining, and achieving this goal requires a comprehensive understanding of rock characteristics. This research assesses the impact of dip direction, dip, and joint spacing on blast fragmentation at the Jebel Bouzegza C01 quarry. The results demonstrate that the smallest fragment sizes are associated with specific families of discontinuities. Joint spacing is found to increase fragment size, as indicated by the determination coefficient (R^2) values. The dip direction shows the strongest correlation with the average size (X_{50}) and the percentage of oversize fragments. However, the Kuz-Ram model is not directly related to discontinuity characteristics.

Based on the findings obtained, several recommendations can be made to improve the blast fragmentation in mining operations. It is recommended to thoroughly assess the rock mass characteristics, consider dip direction, dip, and joint spacing during planning, select appropriate blasting methods and explosives, and regularly monitor the results to make necessary adjustments. Implementing these recommendations can enhance blast fragmentation quality, reduce the need for secondary breakage, and increase productivity.

Furthermore, future research can explore additional rock mass properties, investigate alternative blasting techniques and explosives, develop advanced imaging technologies for rock mass assessment, and study the environmental impact of blasting operations. These research directions have the potential to further improve blasting efficiency and minimize environmental impacts.

In conclusion, this research provides valuable insight for optimizing blasting operations at the quarries and mining sites. It also lays the foundation for future research in the field aiming to enhance blast fragmentation and overall productivity in the mining industry.

Acknowledgements

This research was supervised by the IAWRSMB – Tunisia and the Laboratory of Applied Research in Engineering Geology, Geotechnics, Water Sciences, and Environment, Setif 1 University, Algeria. We express our gratitude to the General Directorate of Scientific Research and Technological Development (DGRSDT-MESRS) for the technical support, as well as to the editor and reviewers for their valuable improvements to the manuscript.

References

- [1] Morin, M.A., & Ficarezzo, F. (2006). Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz-Ram model. *Computers & Geosciences*, 32(3), 352-359. <https://doi.org/10.1016/j.cageo.2005.06.022>
- [2] Ghicibie, S., Aghababaci, H., Hoscinic, S.H., & Pourrahman, Y. (2009). Modified Kuz-Ram fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(6), 967-973. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2009.05.003>
- [3] Gadri, L., Hadji, R., Zahri, F., Benghazi, Z., Boumezbour, A., Laid, B.M., & Rais, K. (2015). The quarries edges stability in opencast mines: A case study of the Jebel Onk phosphate mine, NE Algeria. *Arabian Journal of Geosciences*, (8), 8987-8997. <https://doi.org/10.1007/s12517-015-1887-3>
- [4] Zahri, F., Boukelloul, M.L., Hadji, R., & Talhi, K. (2016). Slope stability analysis in open pit mines of Jebel Gustar career, NE Algeria – A multi-steps approach. *Mining Science*, (23), 137-146.
- [5] Kerbati, N.R., Gadri, L., Hadji, R., Hamad, A., & Boukelloul, M.L. (2020). Graphical and numerical methods for stability analysis in surrounding rock of underground excavations, example of Boukhadra Iron Mine NE Algeria. *Geotechnical and Geological Engineering*, (38), 2725-2733. <https://doi.org/10.1007/s10706-019-01181-9>
- [6] Zerrour, O., Gadri, L., Hadji, R., Mebrouk, F., & Hamed, Y. (2021). Geostatistics-based method for irregular mineral resource estimation, in Oucza Iron Mine, Northeastern Algeria. *Geotechnical and Geological Engineering*, (39), 3337-3346. <https://doi.org/10.1007/s10706-021-01695-1>
- [7] Benyoucef, A.A., Gadri, L., Hadji, R., Mebrouk, F., & Harkati, E. (2022). Mining operations and geotechnical issues in deep hard rock mining-case of Boukhadra iron mine. *Geomatics, Landmanagement and Landscape*, (4), 27-46. <https://doi.org/10.15576/GLL/2022.4.27>
- [8] Bakhtavar, E., Khoshrou, H., & Badroddin, M. (2015). Using dimensional-regression analysis to predict the mean particle size of fragmentation by blasting at the Sungun copper mine. *Arabian Journal of Geosciences*, (8), 2111-2120. <https://doi.org/10.1007/s12517-013-1261-2>
- [9] Saadoun, A., Fredj, M., Boukarm, R., & Hadji, R. (2022). Fragmentation analysis using digital image processing and empirical model (KuzRam): A comparative study. *Journal of Mining Institute*, (257), 822-832. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.84>
- [10] Segarra, P., Sanchidrián, J.A., Navarro, J., & Castedo, R. (2018). The fragmentation energy-fan model in quarry blasts. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, (51), 2175-2190. <https://doi.org/10.1007/s00603-018-1470-9>
- [11] Lawal, A.I. (2021). A new modification to the Kuz-Ram model using the fragment size predicted by image analysis. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, (138), 104595. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104595>
- [12] Tiile, R.N. (2016). *Artificial neural network approach to predict blast-induced ground vibration, air blast and rock fragmentation*. M.Sc. Thesis. Rolla, Missouri, United States: Missouri University of Science and Technology, 99 p.
- [13] Mohamed, F., Riadh, B., Abderazzak, S., Radouane, N., Mohamed, S., & Ihsa, T. (2019). Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the Kuz-Ram model. Cas of Jebel Medjounes Quarry. *Aspects in Mining & Mineral Science*, 2(4), 325-328. <https://doi.org/10.31031/AMMS.2019.02.000545>
- [14] Singh, S.P. (2005). Blast damage control in jointed rock mass. *Fracture*, 9(3), 175-187. <https://doi.org/10.1080/13855140500293280>
- [15] Dahoua, L., Urychenko, O., Savchenko, V.Y., & Hadji, R. (2018). Mathematical approach for estimating the stability of geotextile-reinforced embankments during an earthquake. *Mining Science*, (25), 207-217.
- [16] Zeqiri, R.R., Riheb, H., Karim, Z., Younes, G., Rania, B., & Aniss, M. (2019). Analysis of safety factor of security plates in the mine "Trepça" Stuntërg. *Mining Science*, (26), 21-36. <https://doi.org/10.37190/msc.192602>
- [17] Saadoun, A., Yilmaz, I., Hafsaoui, A., Hadji, R., Fredj, M., Boukarm, R., & Nakache, R. (2020). Slope stability study in quarries by different approaches: Case Chouf Amar Quarry, Algeria. *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*, 960(4), 042026. <https://doi.org/10.1088/1757-899X/960/4/042026>
- [18] Rais, K., Kara, M., Gadri, L., Hadji, R., & Khoehmen, L. (2017). Original approach for the drilling process optimization in open cast mines; Case study of Kef Essencoun open pit mine Northeast of Algeria. *Mining Science*, (24), 147-159. <https://doi.org/10.5277/msc.172409>
- [19] Benyoucef, A.A., Gadri, L., Hadji, R., Slimane, H., Mebrouk, F., & Hamed, Y. (2023). Empirical graphical and numerical model for the schematization of underground mining operations in the heterogeneous rock masses, case of Boukhadra mine, NE Algeria. *Arabian Journal of Geosciences*, (16), 165. <https://doi.org/10.1007/s12517-023-11219-1>
- [20] Zerrour, O., Gadri, L., Hadji, R., Mebrouk, F., & Hamed, Y. (2020). Semi-variograms and kriging techniques in iron ore reserve categorization: Application at Jebel Wenza deposit. *Arabian Journal of Geosciences*, (13), 820. <https://doi.org/10.1007/s12517-020-05858-x>
- [21] Azizi, A., & Moomivand, I. (2021). A new approach to represent impact of discontinuity spacing and rock mass description on the median fragment size of blasted rocks using image analysis of rock mass. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, (54), 2013-2038. <https://doi.org/10.1007/s00603-020-02360-4>
- [22] Fredj, M., Hafsaoui, A., Riheb, H., Boukarm, R., & Saadoun, A. (2020). Back-analysis study on slope instability in an open pit mine (Algeria). *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (2), 24-29. <https://doi.org/10.33271/nvngu.2020-2.024>
- [23] Souza, J.C.D., Silva, A.C.S.D., & Rocha, S.S. (2018). Analysis of blasting rocks prediction and rock fragmentation results using Split-Desktop software. *Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração*, 15(1), 22-30. <https://doi.org/10.4322/2176-1523.1234>

K. Bedri, M.O. Hamou, M. Filali, R. Hadji, H. Taib. (2023). Mining of Mineral Deposits, 17(4), 35-44

- [24] Yahyaoui, S., Hafsaoui, A., Aissi, A., & Benselhoub, A. (2018). Relationship of the discontinuities and the rock blasting results. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 26(1), 208-218. <https://doi.org/10.15421/111821>
- [25] Konak, G., & Ongen, T. (2013). Determining the effects of discontinuities on blast heap fragment size distribution using a numerical modeling method. *Archives of Mining Sciences*, 58(1), 241-253. <https://doi.org/10.2478/amsc-2013-0017>
- [26] Hafsaoui, A., & Talhi, K. (2011). Instrumented model rock blasting. *Journal of Testing and Evaluation*, 39(5), 842-846. <https://doi.org/10.1520/JTE103178>
- [27] Kallel, A., Ksibi, M., Dha, H.B., & Khélifi, N. (2018). Recent advances in environmental science from the Euro-Mediterranean and surrounding regions. *Proceedings of Euro-Mediterranean Conference for Environmental Integration*. <https://doi.org/10.1007/978-3-319-70548-4>
- [28] Bhandari, S. (2020). Changes in fragmentation processes with blasting conditions. *Rock Fragmentation by Blasting*, 301-309. <https://doi.org/10.1201/9781003078104-43>
- [29] Özkahraman, H.T. (1994). *Critical evaluation of blast design parameters for discontinuous rocks by slab blasting*. Kayseri, Turkey: Graduate School of Natural and Applied Sciences.
- [30] Yang, Z.G., & Rustan, A. (1983). The influence from primary structure on fragmentation. *International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, (2), 581-603.
- [31] Fournay, W.L. (1993). Mechanisms of rock fragmentation by blasting. *Comprehensive Rock Engineering Principles, Practice and Projects*, (4), 39-69. <https://doi.org/10.1016/B978-0-08-042067-7.50009-X>
- [32] Paswan, R.K., Mohammad, S., Singh, P.K., Khare, H.S., Singh, B.K., & Singh, R.J. (2014). Controlled blasting at Parsa East & Kanta Basan opencast mines for safe and efficient mining operations. *The Indian Mining & Engineering Journal*, 53(4), 7-17.
- [33] Roy, M.P., Paswan, R.K., Sarim, M.D., & Kumar, S. (2017). Geological discontinuities, blast vibration and fragmentation control-a case study. *Proceedings of the 7th Asian Mining Congress and International Mining Exhibition*, 8-11.
- [34] Adebola, J.M., Ajayi, O.D., & Elijah, P. (2016). Rock fragmentation prediction using Kuz-Ram model. *Journal of Environment and Earth Science*, 6(5), 110-115.
- [35] Kuznetsov, V.M. (1973). The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. *Soviet Mining Science*, (9), 144-148.
- [36] Cunningham, C.V.B. (2005). The Kuz-Ram fragmentation model 20 years on. *Brighton Conference Proceedings*, (4), 201-210.
- [37] Cunningham, C. (1983). The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. *First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, 439-453.
- [38] Cardu, M., & Calzavaglia, A. (2021). Analysis of the techniques for assessing the features of blast-induced fragmentation in an open pit quarry. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 833(1), 012121. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/833/1/012121>
- [39] Yilmaz, O. (2023). Rock factor prediction in the Kuz-Ram model and burden estimation by mean fragment size. *Geomechanics for Energy and the Environment*, (33), 100415. <https://doi.org/10.1016/j.gete.2022.100415>
- [40] Siddiqui, F.I. (2009). Measurement of size distribution of blasted rock using digital image processing. *Engineering Sciences*, 20(2), 81-93.
- [41] Tavakol Elahi, A., & Hossaini, M. (2017). Analysis of blasted rocks fragmentation using digital image processing (Case study: Limestone quarry of Abyek Cement Company). *International Journal of Geo-Engineering*, (8), 16. <https://doi.org/10.1186/s40703-017-0053-z>
- [42] Faramarzi, P., Ebrahimi Farsangi, M.A., & Mansouri, H. (2013). An RES-based model for risk assessment and prediction of backbreak in bench blasting. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, (46), 877-887. <https://doi.org/10.1007/s00603-012-0298-y>
- [43] Kansake, B.A., Temeng, V.A., & Afum, B.O. (2016). Comparative analysis of rock fragmentation models – A case study. *Proceedings of the 4th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference*, 1-11.
- [44] Akbari, M., Lashkaripour, G., Bafghi, A.Y., & Ghafoori, M. (2015). Blastability evaluation for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines. *International Journal of Mining Science and Technology*, 25(1), 59-66. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.11.008>
- [45] Kimour, M., & Serradj, T. (2015). Characterization of geological rock mass case of the Socar Iliopolis-Guelma, Algeria Aggregate Quarry. *Procedia Earth and Planetary Science*, (15), 205-212. <https://doi.org/10.1016/j.proeps.2015.08.050>
- [46] Brahmi, S., Baali, F., Hadji, R., Brahmi, S., Hamad, A., Rahal, O., & Hamed, Y. (2021). Assessment of groundwater and soil pollution by leachate using electrical resistivity and induced polarization imaging survey, case of Tebessa municipal landfill, NE Algeria. *Arabian Journal of Geosciences*, (14), 1-13. <https://doi.org/10.1007/s12517-021-06571-z>
- [47] Neibi, K., Hadji, R., Hajji, S., Besser, H., Hajlaoui, H., Hamad, A., & Hamed, Y. (2021). Spatial variation of groundwater vulnerability to nitrate pollution under excessive fertilization using index overlay method in central Tunisia (Sidi Bouzid basin). *Irrigation and Drainage*, 70(5), 1209-1226. <https://doi.org/10.1002/ird.2599>
- [48] Benmarce, K., Hadji, R., Zahri, F., Khanchoul, K., Chouabi, A., Zighmi, K., & Hamed, Y. (2021). Hydrochemical and geothermometry characterization for a geothermal system in semiarid dry climate: The case study of Hammam spring (Northeast Algeria). *Journal of African Earth Sciences*, (182), 104285. <https://doi.org/10.1016/j.jafrearsci.2021.104285>
- [49] Hamad, A., Hadji, R., Boubaya, D., Brahmi, S., Baali, F., Legrioui, R., & Hamed, Y. (2021). Integrating gravity data for structural investigation of the Youkous-Tebessa and Foussana-Talah transboundary basins (North Africa). *Euro-Mediterranean Journal for Environmental Integration*, (6), 1-11. <https://doi.org/10.1007/s41207-021-00270-7>
- [50] Hamed, Y., Khelifi, F., Houde, B., Saad, A.B., Neibi, K., Hadji, R., & Hamad, A. (2022). Phosphate mining pollution in southern Tunisia: Environmental, epidemiological, and socioeconomic investigation. *Environment, Development and Sustainability*, 1-18. <https://doi.org/10.1007/s10668-022-02606-x>
- [51] Bagwan, W.A., Gavali, R.S., & Maity, A. (2023). Quantifying soil organic carbon (SOC) density and stock in the Urmodi River watershed of Maharashtra, India: Implications for sustainable land management. *Journal of Umm Al-Qura University for Applied Sciences*, (9), 548-564. <https://doi.org/10.1007/s43994-023-00064-3>
- [52] Taib, H., Hadji, R., Hamed, Y., Bensalem, M.S., & Amamria, S. (2023). Exploring neotectonic activity in a semiarid basin: A case study of the Ain Zerga watershed. *Journal of Umm Al-Qura University for Applied Sciences*, 1-14. <https://doi.org/10.1007/s43994-023-00072-3>
- [53] Asmoay, A.A., & Mabrouk, W.A. (2023). Appraisal of rock-water interaction and frailty of groundwater to corrosion and salinization, northwestern Gulf of Suez, Egypt. *Journal of Umm Al-Qura University for Applied Sciences*, 1-12. <https://doi.org/10.1007/s43994-023-00075-0>

Оптимізація якості роздроблення вибухом переривчастої гірської маси: тематичне дослідження на прикладі відкритого рудника Джебель Бузегза, Північний Алжир

К. Бедрі, М.О. Хаму, М. Філілі, Р. Хаджі, Х. Таїб

Мета. Вивчення впливу характеристик несплошності, включаючи напрямок падіння, саме падіння та відстань між тріщинами, на розподіл підрваних вибухом фрагментів за розміром у шахтах і кар'єрах для уточнення ефективної технології підривних робіт та розуміння впливових факторів покращення роздроблення.

Методика. Дослідження проведено на кар'єрі Джебель-Бузегза C01 з видобування осадового каменю, де було проаналізовано вісім підривних устелів. Для визначення розмірів фрагментів використовували інструменти обробки зображень для розрахунку розмірів P50, P80 та P_{max}. Крім того, застосовано модель Куз-Рама для прогнозування середнього розміру (X₅₀) та відсотка фрагментів збільшеного розміру (P_{max}). Коефіцієнт детермінації (R²) розрахований для обох методів, щоб оцінити їхні кореляції з напрямком падіння.

Результати. Виявлено важливі аспекти, що пов'язані з впливом характеристик несплошності на розподіл фрагментів за розміром. Визначено, що напрямок падіння демонструє найсильнішу кореляцію розміру P_{max} при використанні Split Desktop і X₅₀, P_{max} %, а також з моделлю Куз-Рама. Встановлено, що відстань між тріщинами відіграє певну роль, впливаючи на результати роздроблення вибухом, хоча її вплив залежить від матеріалів наповнювача.

Наукова новизна. Дослідження сприяє розумінню чинників, що впливають на результати роздроблення вибухом, та зосереджено на характеристиках напрямку падіння, самому падінню й відстані між тріщинами, а також доповнює наявні знання у цій галузі.

Практична значимість. Результати цього дослідження мають практичне значення для шахт і кар'єрів, пропонуючи цінні рекомендації для вивчення об'єктів та оптимізації методів підривних робіт. Оцінюючи такі властивості як напрямок падіння й відстань між тріщинами, підривні роботи можна вдосконалити для досягнення більш ефективних і точних результатів.

Ключові слова: підривання, розподіл фрагментів за розміром, характеристики несплошності, напрямок падіння, відстань між тріщинами

Article scientifique 02

GLL



Geomatics, Landmanagement and Landscape No. 2 • 2024, 53–65

ISSN 2300-1496

<http://dx.doi.org/10.15576/GLL/2024.2.04>

Research paper

Received: 15.02.2024

Accepted: 23.03.2024

Published: 31.07.2024

Blast design and improvement of the quality of fragmentation in the aggregate quarries. Case study: Djebel Bouzegza C01

Khaoula Bedri¹, ✉

Mohamed Aguid Bachar Assed¹  0000-0002-4245-476X

Hassan Taib²  0000-0001-7990-2258

Riheb Hadji³  0000-0002-9632-0812

Nabil Defallia⁴  0000-0002-6943-3416

Mira Filali⁵  0000-0003-0000-7483

¹ Mining Department, Mining Engineering, National Polytechnic School, Algiers, Algeria

² Laboratory of Natural Resources and Management of Sensitive Environments, Department of Geology, Faculty of Earth Sciences and Architecture, Larbi Ben M'hidi University, Oum El Bouaghi, Algeria

³ Department of Earth Sciences, Institute of Architecture and Earth Sciences, University of Farhat Abbas, Setif, Algeria

⁴ Department of Earth and Universe Sciences, Laboratory of Sedimentary Environment, Mineral and Hydric Resources of Algeria Eastern, Larbi Tebessi University, Tebessa, Algeria

⁵ Department of Earth Sciences, Khemis Miliana University, Algeria

✉ Corresponding author: Khaoula.bedri@g.enp.edu.dz

Summary

Fragmentation efficiency is important concerned in mining and quarrying as it effects on the productivity of different mining operations. Various parameters effect on the quality of the fragmentation. However, this research was aimed to study the effect of powder factor, burden and spacing on the blasting fragmentation in the Djebel Bouzegza C01 quarry, Boumerdes, Algeria. For the evaluation of the average size fragment, it had been used the processing image Split Desktop (P50) and compared with the results of the predictive model Kuz Ram (X50). The highest values of X50 (680.00 mm) and P50 (645.45 mm) were recorded when the largest values of (burden × spacing)



<https://gll.urk.edu.pl>

that were ($4.5 \text{ m} \times 4.5 \text{ m}$) and in the smallest value of the powder factor which was $0.20 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$. The Fragmentation Indicator FI gives the affectedness of the Kuz Ram Model. After plotting the results on 3D surface, it has improved the results of the average size when the burden will be less than 3.70 m and the powder factor will be less than $0.64 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$ while to minimized the percentile of oversize fragments, it was obtained that the burden will be less than 3.70 mm, otherwise the powder factor was more than $0.30 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$. Blast design parameters and the powder factor are therefore important variables in improving the results of blast fragmentation.

Keywords

design blast • powder factor • Kuz Ram model

1. Introduction

Rock fragmentation is one of the most important factors for efficient mining operations, as it minimises production costs and optimises the mining [Yilmaz 2023, Souza et al. 2018, Gharbie et al. 2009]. Blasting is the first step in reducing the size of fragments, followed by crushing and milling processes [Saadoun et al. 2022, Benyoucef et al. 2022]. The efficiency of blasting operation depends on the distribution of size fragmented rocks which directly affects mining operations such as loading, hauling, crushing and grinding [Segarra et al. 2018]. There are both controllable and uncontrollable variables that affect rock fragmentation. Controllable variables include blast design parameters and explosives properties while uncontrollable variables depend on geological structure, discontinuities, physio-mechanical properties and the presence of water [Akbari et al. 2015, Singh et al. 2015, Taib et al. 2022, 2023a, 2023b, 2024a, 2024b].

Assessment of blast results is always the concern for the mining engineers. However, analysis by processing digital image method offers a faster and more cost-effective alternative for evaluating rock fragmentation. This method involves determining the fragments size by capturing photos of the fragmented rock and analysing them using image processing software. In addition, several empirical models were developed to predict the distribution size of fragments, considering blast design parameters and rock properties. One of the most amongst model is the Kuz Ram model, which was proposed by Kuznetsov [1973] by developing Rosin and Rammler function and later it was developed by Cunningham [2005]. The Kuz Ram model was known by its simplicity, as it requires only a few input parameters such as blast design parameters and rock properties. As a result, it provides information on the mean fragment size, uniformity index and distribution of particles size [Cunningham 2005, Lawal 2021, Singh et al. 2015, Souza et al. 2018, Kerbati et al. 2020].

To improve the results of blast fragmentation, this study was carried out to investigate the influence of blast design parameters on the desired size of fragmented rock in the Djebel Bouzegza C01 quarry. For this purpose, the Kuz Ram model and the digital image processing method were used in three blast benches. By analysing the results obtained, it was evaluated the effect of blast design parameters on the degree of fragmentation blast. The findings from this study contribute to a better understanding of the controllable factors affecting blast fragmentation and can potentially provide approaches for improving blasting operations in open cast-mines and quarries.

2. Materials and methods

2.1. Analysis of fragmentation by Digital Image Processing

Split Desktop software, developed by the University of Arizona, uses digital image processing to determine the size distribution of the rock fragments. Its technique is based on the grey scale of fragmented rock, by taking digital images of the muck pile, followed by five main steps including opening the image, scaling the image, determining the image scale, using manual delineation for precision, analysing the size of the fragments size for each image, and displaying the size distribution results in of diagram form [Tavakol Elahi et al. 2017, Siddique et al. 2009, Akbari et al. 2015, Souza et al. 2018]. Digital image analysis using Split Desktop software is a valuable tool for mining engineers who need to assess the quality of blast fragmentation.

2.2. The Kuz Ram model

The Kuz-Ram model is the empirical model widely used to evaluate the distribution of blasted fragments, it has been developed to predict the average fragment size (X50) and to calculate the uniformity index (n) for the muck pile of a bench blast. The Kuz-Ram model gives a formula to determine the average size of rock fragments (X50, in cm) generated by a bench blast as follows:

$$X50 = A \cdot Q^{1/6} \cdot (115/E)^{19/30} / q^{0.8} \quad (1)$$

It considers various parameters, including the rock factor A is, the amount of TNT explosive in the blast hole Q(kg), the relative weight strength of the explosive (RWS) with respect to ANFO E (%), the RWS of the TNT is 115 and the powder factor q.

Rock factor A is generally 7 for medium hard rocks, 10 for hard, highly fissured rocks, 13 for hard, weakly fissured rock.

The formula of the uniformity index (n) is presented as follows:

$$n = (2.2 - 14B/d) \cdot (1 - W/B) \cdot [1 + (S/B - 1)/2] \cdot L/H \quad (2)$$

where:

- d – the blast hole diameter (mm),
- B – the burden (m),
- S – the spacing (m),
- W – the standard deviation of the drilling accuracy (m),
- L – the charge length (m),
- H – the bench height (m).

Rock factor A represents the blast ability of the rock mass and is related to the density and quality of the rock mass. It must be correctly determined to use the Kuz-Ram model. Cunningham adopted redefined the rock factor A as a function of the discontinuities, density and hardness of the rock using Lilly's blast ability index. However, several factors such as joints conditions, spacing and hardness influence factor A. This means that A' rock factor ranges from 1.7 to 21, rather than 7 to 13.

The uniformity index (n) is calculated as follows:

$$n = (2.2 - 14B/d)(1 - W/B) \sqrt{((1+S/B)/2) \cdot \text{abs}((L_b - L_c)/L_{\text{tot}} + 0.1))} \cdot 0.1 (L_{\text{tot}}/H) \quad (3)$$

where:

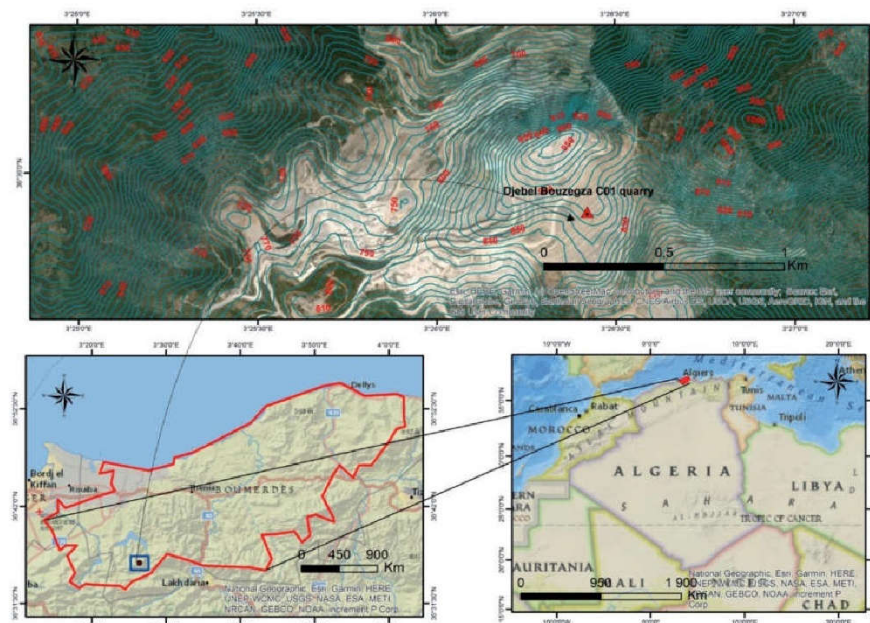
L_b and L_c denote the bottom and column charge lengths, respectively (m),

$L_{\text{tot}} = L_b + L_c$.

Recent studies [Cardu and Calzamiglia 2021, Yilmaz 2022, Saadoun 2022, Bedri et al. 2023] have used the Kuz-Ram model for its simplicity and effectiveness in accurately predicting blast fragmentation with minimal input data. However, it is important to recognize the limitations of this model, such as the assumption of a homogeneous blast and the geological and geotechnical variations that can affect fragmentation. Despite these limitations, the Kuz-Ram model is still a valuable tool in the mining industry for evaluating fragmented rock.

3. Study area

The site chosen for this study was conducted at the Djebel Bouzegza C01 quarry, which is operated by the company of Cosider Quarries and located in Kherrouba city, in Boumerdes province; the northern of Algeria at 36°35'54" N of latitude, 3°26'25" E of longitude and between 790 m and 900 m of altitude (Fig. 1).



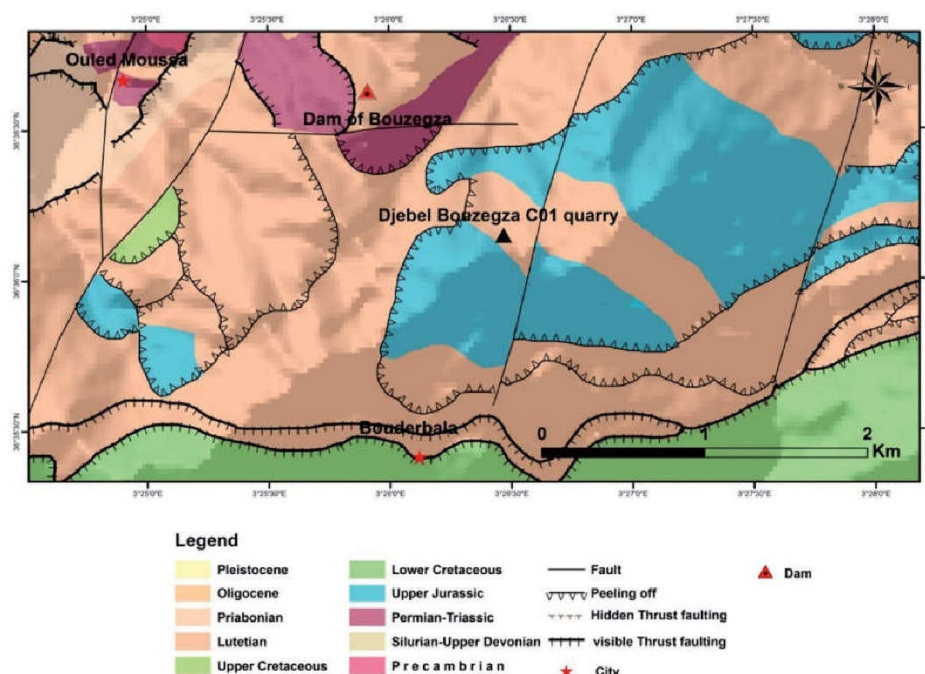
Source: Authors' own study

Fig. 1. Location map of the study area

The Djebel Bouzegza C01 quarry is an important producer of aggregates (Table 1) and primarily consists of limestone deposits from the Upper Jurassic era. The limestone formations form a massive rock mass, with a summit of limestones from the Middle Eocene era [Khokha and Mors 1979]. Within this massif, various joint sets and discontinuities intersect the calcareous formations (Fig. 2).

Table 1. Physico-mechanical properties of Djebel Bouzegza C01 quarry

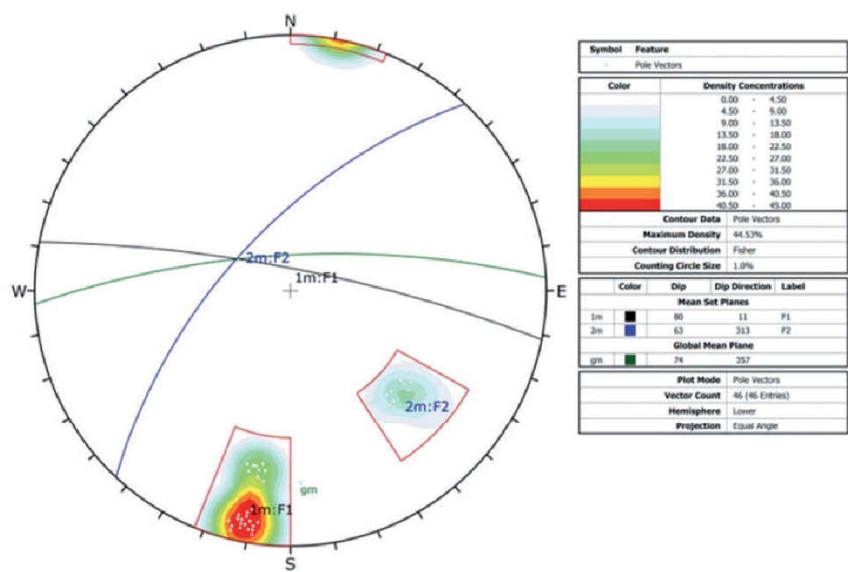
Density [kg/m ³]	Compression strength [MPa]	Fragmentation coefficient [%] (Los Angeles)	Wear resistance [%] (Micro Deval)	Porosity
2.69	107	24	11	0.49



Source: Authors' own study

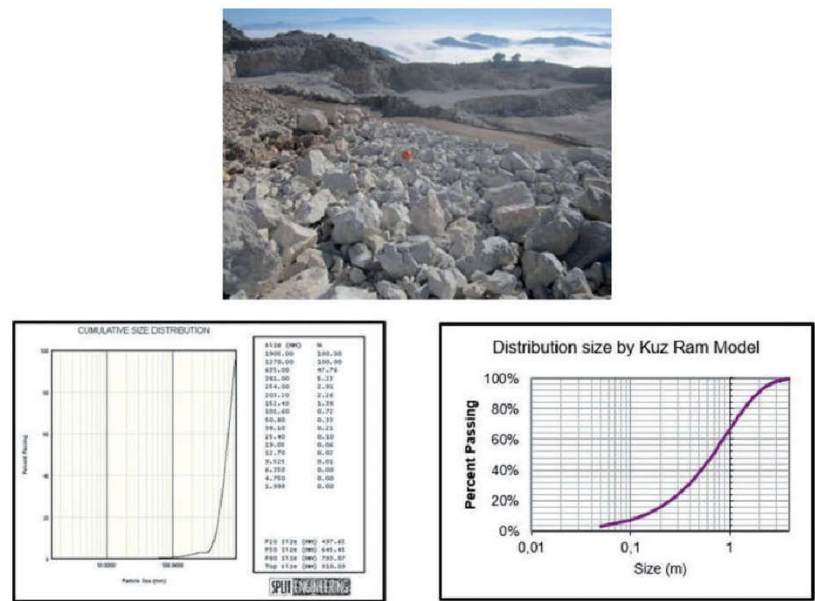
Fig. 2. Geology of Djebel Bouzegza C01 Massif

The main family of discontinuities was characterised by a dip direction of 357°, a dip of 74° and joint spacing of 0.212 m (Fig. 3).



Source: Authors' own study

Fig. 3. Discontinuous parameters by Dips of bench blast in the quarry of Djebel Bouzegza C01



4. Results and discussion

Blast design parameters have an effective impact on the quality of blast fragmentation. However, three blasts were conducted in Djebel Bouzegza C01 quarry to study the effect of drilling pattern and powder factor on the size of the fragmented rock. Burden and spacing are important parameters in blast design, and the ratio between burden and spacing (S/B) is 1 in this study. The main type of explosives used were Anfomil and TEMEX II. The desired size of the fragmented rock was set to a maximum of 1000 mm according to the quarry's equipment of loading, hauling, and opening of the crusher. Table 2 and Table 3 show the parameters of blast design in the five blast blocks.

The results of digital processing image using Split Desktop software P50 were compared to the results of average size X50 of the Kuz Ram model (50 means 50% of passing fragments).

It was defined the fragmentation indicator as the ratio of the average size predicted by Kuz Ram model to the average size measured by processing image software. Table 3 shows the results of P50 and X50 and the FI values for each blast.

$$FI = \frac{X50 \text{ predicted}}{P50 \text{ measured}} \quad (4)$$

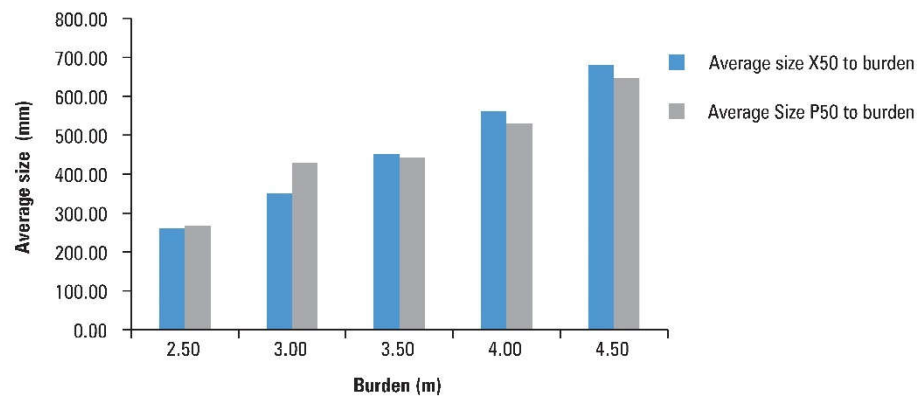
Table 2. Parameters of blast design in Djebel Bouzegza C01 quarry

Hole diameter [mm]	Hole depth [m]	Subdrilling [m]	Stemming [m]	Charge length [m]
89	13.00	1.00	4.00	9.00

Table 3. Results of blast fragmentation X50, P50 and FI for five blasts

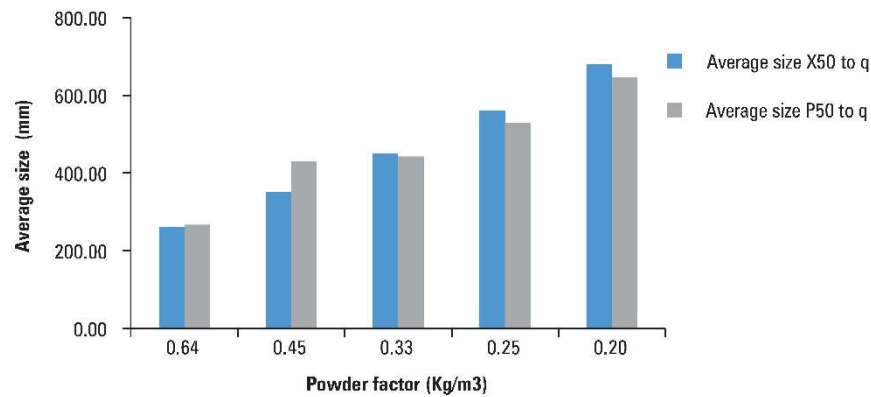
	Blast A	Blast B	Blast C	Blast D	Blast E
Burden B [m]	2.50	3.00	3.50	4.00	4.50
Spacing S [m]	2.50	3.00	3.50	4.00	4.50
Powder factor q [kg/m ³]	0.64	0.45	0.33	0.25	0.20
X50 of Kuz Ram [mm]	260.00	350.00	450.00	560.00	680.00
P50 of Split-Desktop [mm]	266.10	428.54	441.68	529.12	645.45
FI	0.98	0.82	1.02	1.06	1.05

It was observed in Figure 3 that Blast A had the smallest burden and spacing values (2.5 m × 2.5 m), resulting in the lowest average size of fragments with processing image by Split Desktop P50 (266.51 mm), even with the Kuz Ram model X50 (260.00 mm). Therefore, Blast E had the biggest burden and spacing values (4.5 m × 4.5 m) which resulted in the highest average size of fragments with Kuz Ram model X50 (680.00 mm) and by processing image P50 (645.45 mm).



Source: Authors' own study

Fig. 5. Effect of burden on the average size X50 and P50



Source: Authors' own study

Fig. 6. Effect of powder factor on the average size X50 and P50

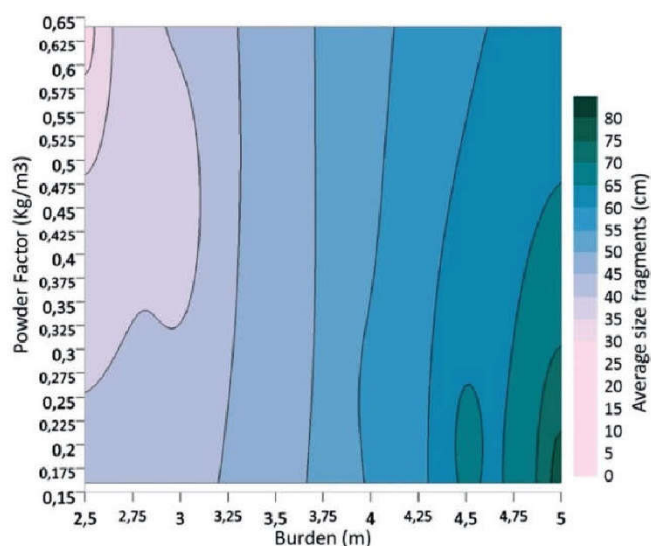
When the burden and spacing are small, there is less confinement for the explosive gases generated during the blasting process. This can lead to the escape of gases, which reduces the effectiveness of the blast. The escapement of explosive gases reduces the pressure and energy available for breaking the rock, leading to a less effective blast. It may result in incomplete fracturing or insufficient displacement of the rock mass. However, the larger burden and spacing can result in the formation of oversize fragments. These oversized fragments may not be desirable for certain applications and can make the blasted rock outcomes inadequate and irregular.

By analyzing the effect of powder factor on blasting rock fragmentation, Figure 6 shows that the average size of fragments by the Kuz Ram model X50 and by processing image using Split Desktop P50 increase as when the powder factor decreases. The high

powder factor results in a more energetic blast and causes an excessive crushing of the mass rock, which results in a smaller and more irregular fragmentation. For a small powder factor causes more oversize fragments, as a results, the muck pile will not be with suitable size for the different mining operations.

The efficiency of blast fragmentation can be assessed by calculating the Fragmentation Indicator (FI). In this study, it was found that the values of the fragmentation indicator were between 0.82 and 1.06, it suggests that when the average size of fragments predicted by the Kuz Ram model X50 is close to the average size of fragments measured using the digital processing image P50. The fragmentation indicator results show that the Kuz Ram model was dependable and accurate. Therefore, the predictive model of Kuz Ram was used to improve the fragments size distribution, it was chosen the (burden $\times$ spacing) varied from (2.5 m $\times$ 2.5 m) to (5.0 m $\times$ 5.0 m) and the powder factor varied from 0.16 kg $\cdot$ m⁻³ to 0.64 kg $\cdot$ m⁻³, as shown in Table 4. A surface graph can display the relationship between burden or spacing, powder factor and the results of blast fragmentation. Hence, it was plotted on 3D surface the burden or spacing and the powder factor as variables and the average size and the percentile of oversize fragments as results.

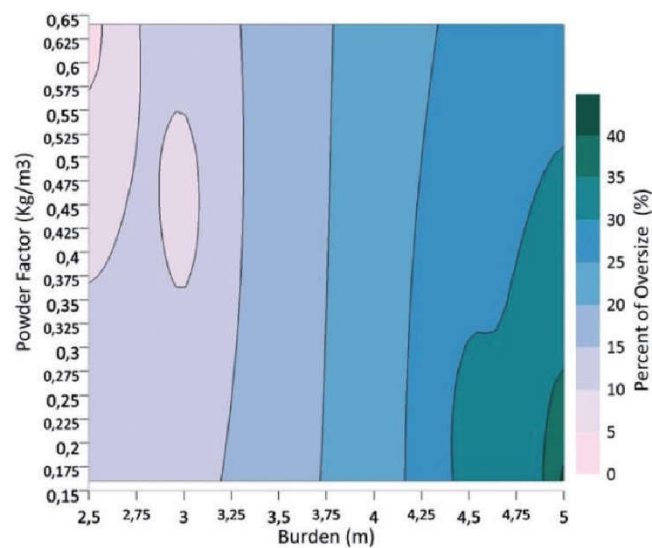
As mentioned above, the suitable size is set of 1000 mm a maximum, so the average size can be between 450 mm and 700 mm. In order to improve the results of the average size according to the parameters of blast design, when the average size is more than 450 mm and less than 600 mm, the burden will be between 3.20 m and 4.30 m, the powder factor will be less than 0.64 kg $\cdot$ m⁻³, when the average size is more than 600 mm and less than 700 mm, the burden will be between 4.30 m and 4.85 m and the powder factor will be between 0.30 kg $\cdot$ m⁻³ and 0.64 kg $\cdot$ m⁻³, as shown in Figure 7.



Source: Authors' own study

Fig. 7. The relationship between the burden, powder factor and the average size fragments

With the aim of minimizing the percentile of oversize fragments, which was set a maximum of 20%, the burden will be less than 3.70 mm and the powder factor will be less than $0.64 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$, as shown in Figure 8. It was observed that the parameters were more affectedness on the quality of blast fragmentation when the burden was less than 3.70 mm, otherwise the powder factor was more than $0.30 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$. To improve the results of blast fragmentation, it is necessary to play on the controllable variables such as the blast design parameters especially when the non-controllable variables are well known.



Source: Authors' own study

Fig. 8. The relationship between the burden, powder factor and the percentile of oversize fragments

5. Conclusion

Various methods and techniques have been used to assess the effeteness of blasting. However, this study was conducted to evaluate the effect of powder factor and pattern drilling as burden and spacing on the results of blasting in the Djebel Bouzegza C01 limestone quarry. Using the Split Desktop processing image and the Kuz Ram model, the study found that the burden, spacing, and powder factor all had a significant effect on the size of the fragmented rock. As it was chosen the ratio between burden and spacing(E/B) to be 1, the results showed that as the burden increased, the average fragment size increase. This is because a larger burden allows for more explosive energy to be released, resulting in a larger fragments size. While the powder factor also had a significant effect on the average fragment size, as the powder factor decreases, it causes more percentile of oversize fragments, and the outcomes of blasting will not be with the desired size for the different mining operations.

For improving the results of blast fragmentation, it was defined FI fragmentation indicator as an approach between the averages size measured using the Split Desktop processing image and the other predicted by Kuz Ram model of fragments. The results show that Kuz Ram model is effectiveness in accurately predictive blast fragments. However, studying the burden, spacing and powder factor as variables, the findings of the Kuz Ram model were plotted on 3D surface to improve the average size fragment and minimize the oversize percentile were predicted.

If the characteristics geological and geotechnical are controlled in the quarry, this study can contribute to the field of blast design and fragmentation as the results can be used by mining engineers to optimize their blast designs and to achieve the desired fragmentation.

References

- Adebola J.M., Ajayi O.D., Elijah P. 2016. Rock fragmentation prediction using Kuz-Ram model. *J. Environ. Earth Sci.*, 6(5), 110–115.
- Akbari M., Lashkaripour G., Bafghi A.Y., Ghafoori M. 2015. Blastability evaluation for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines. *International Journal of Mining Science and Technology*, 25(1), 59–66.
- Bakhtavar E., Khoshrou H., Badroddin M. 2015. Using dimensional-regression analysis to predict the mean particle size of fragmentation by blasting at the Sungun copper mine. *Arabian Journal of Geosciences*, 8, 2111–2120.
- Bedri K., Malek O.H., Mira F., Hadji R., Taib H. 2023. Optimizing the blast fragmentation quality of discontinuous rock mass: Case study of Jebel Bouzegza Open-Cast Mine, North Algeria. *Mining of Mineral Deposits*, 17(4), 35–44.
- Benyoucef A.A., Gadri L., Hadji R., Slimane H., Mebrouk F., Hamed Y. 2023. Empirical graphical and numerical model for the schematization of underground mining operations in the heterogeneous rock masses, case of Boukhadra mine, NE Algeria. *Arabian Journal of Geosciences*, 16(3), 165.
- Bhandari S. 2020. Changes in fragmentation processes with blasting conditions. In: *Rock Fragmentation by Blasting*. CRC Press, 301–309.
- Cardu M., Calzamiglia A. 2021. Analysis of the techniques for assessing the features of blast-induced fragmentation in an open pit quarry. In *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 833, 1, 012121. IOP Publishing.
- Cunningham C. 1983. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. *Proc. First Int. Symp. Rock Fragmentation by Blasting*, 439–453.
- Cunningham C.V.B. 2005. Le modèle de fragmentation Kuz-Ram – 20 ans après. Dans les actes de la conférence de Brighton, 4, 201–210. Fédération européenne des ingénieurs des explosifs.
- Faramarzi F., Ebrahimi Farsangi M.A., Mansouri H. 2013. An RES-based model for risk assessment and prediction of backbreak in bench blasting. *Rock mechanics and rock engineering*, 46, 877–887.
- Fredj M., Hafsaoui A., Riheb H., Boukarm R., Saadoun A. 2020. Back-analysis study on slope instability in an open pit mine (Algeria). *Natsional'nyi Hirnychiy Universytet. Naukovyi Visnyk*, 2, 24–29.

- Gheibie S., Aghababaei H., Hoseinie S.H., Pourrahimian Y. 2009. Modified Kuz – Ram fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(6), 967–973.
- Hafsaoui A., Talhi K. 2011. Instrumented Model Rock Blasting. *Journal of Testing and Evaluation*, 39(5), 842–846.
- Kansake B.A., Temeng V.A., Afum B.O. 2016. Comparative analysis of rock fragmentation models – a case study. 4th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference, 1–11.
- Kerbati N.R., Gadri L., Hadji R., Hamad A., Boukelloul M.L. 2020. Graphical and numerical methods for stability analysis in surrounding rock of underground excavations, example of Boukhadra Iron Mine NE Algeria. *Geotechnical and Geological Engineering*, 38(3), 2725–2733.
- Khokha V., Mors M. 1979. Rapport de la prospection détaillée du gisement de calcaire de Kédara, Sonarem.
- Kuznetsov V.M. 1973. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. *Soviet Mining Science*, 9, 144–148.
- Lawal A.I. 2021. A new modification to the Kuz-Ram model using the fragment size predicted by image analysis. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 138, 104595.
- Mohamed F., Riadh B., Abderazzak S., Radouane N., Mohamed S., Ibsa T. 2019. Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the Kuz-Ram model Cas of Jebel Medjounes Quarry. *Aspects in Mining & Mineral Science*, 2(4).
- Morin M.A., Ficarazzo F. 2006. Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz-Ram model. *Computers & Geosciences*, 32(3), 352–359.
- Saadoun A., Fredj M., Boukarm R., Hadji R. 2022. Fragmentation analysis using digital image processing and empirical model (KuzRam): A comparative study. *Journal of Mining Institute*, 257, 822–832.
- Segarra P., Sanchidrián J.A., Navarro J., Castedo R. 2018. The fragmentation energy-fan model in quarry blasts. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 51, 2175–2190.
- Singh P.K., Roy M.P., Paswan R.K., Sarim M.D., Kumar S., Jha R.R. 2016. Rock fragmentation control in opencast blasting. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(2), 225–237.
- Souza J.C.D., Silva A.C.S.D., Rocha S.S. 2018. Analysis of blasting rocks prediction and rock fragmentation results using Split-Desktop software. *Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração*, 15(1), 22–30.
- Taib H., Benabbas C., Khiari A., Hadji A., Dinar H. 2022. Geomatics-based assessment of the neotectonic landscape evolution along the Tebessa-Morsott-Youkous collapsed basin, Algeria. *Geomatics, Landmanagement and Landscape*, 3, 131–146. <http://dx.doi.org/10.15576/GLL/2022.3.131>
- Taib H., Hadji R., Hamed Y., Bensalem M.S., Amamria S. 2023a. Exploring neotectonic activity in a semiarid basin: A case study of the Ain Zerga watershed. *Journal of Umm Al-Qura University for Applied Sciences*, 1–14.
- Taib H., Hadji R., Hamed Y. 2023b. Erosion patterns, drainage dynamics, and their environmental implications: A case study of the hammamet basin using advanced geospatial and morphometric analysis. *Journal of Umm Al-Qura University for Applied Sciences*, 1–16.
- Taib H., Hadji R., Hamed Y., Gentilucci M., Badri K. 2024a. Integrated geospatial analysis for identifying regions of active tectonics in the Saharian Atlas, and review analysis of methodology and calculation fundamentals. *Journal of African Earth Sciences*, 105188.
- Taib H., Hadji R., Hamed Y., Bensalem M.S., Amamria S., Houda B. 2024b. Évaluation de l'activité tectonique relative dans un bassin semi-aride: Analyse des indices géomorphiques

- et des paramètres morphométriques dans le bassin versant de la Meskiana. *Revue euro-méditerranéenne pour l'intégration environnementale*, 1–16.
- Tavakol Elahi A., Hosseini M.** 2017. Analysis of blasted rocks fragmentation using digital image processing. Case study: limestone quarry of Abyek Cement Company. *International Journal of Geo-Engineering*, 8, 1–11.
- Yilmaz O.** 2023. Prédiction du facteur de roche dans le modèle Kuz-Ram et estimation de la charge par la taille moyenne des fragments. *Géomécanique pour l'énergie et l'environnement*, 33, 100415.