

REPUBLIQUE DU CAMEROUN

Paix-Travail-Patrie

\*\*\*\*\*

UNIVERSITE DE YAOUNDE I

\*\*\*\*\*

CENTRE DE RECHERCHE ET DE  
FORMATION DOCTORALE EN  
SCIENCES, TECHNOLOGIES ET  
GEOSCIENCES

\*\*\*\*\*

UNITE DE RECHERCHE ET DE  
FORMATION DOCTORALE  
PHYSIQUE ET APPLICATIONS

\*\*\*\*\*

B.P.812 Yaoundé

Email : crfd\_stg@uy1.uninet.cm



REPUBLIC OF CAMEROON

Peace-Work-Fatherland

\*\*\*\*\*

UNIVERSITY OF YAOUNDE I

\*\*\*\*\*

POSTGRADUATE SCHOOL OF  
SCIENCES, TECHNOLOGY AND  
GEOSCIENCES

\*\*\*\*\*

RESEARCH AND POSTGRADUATE  
TRAINING UNIT FOR PHYSICS AND  
APPLICATIONS

\*\*\*\*\*

P.O.Box 812 Yaoundé

Email : crfd\_stg@uy1.uninet.cm

LABORATOIRE DE PHYSIQUE DE L'ENVIRONNEMENT TERRESTRE

LABORATORY OF PHYSICS OF EARTH'S ENVIRONMENT

DEPARTEMENT DE PHYSIQUE

DEPARTMENT OF PHYSICS

OPTION : GEOPHYSIQUE ET GEO-EXPLORATION

OPTION : GEOPHYSICS AND GEOEXPLORATION

**INFLUENCE DES DISCONTINUITES NATURELLES ET  
DES PROPRIETES MECANQUES DANS LA  
FRAGMENTATION DU MARBRE PAR ABATTAGE A  
EXPLOSIF EN AFRIQUE CENTRALE**

*Thèse présentée en vue de l'obtention du Doctorat/PhD de Physique  
Option : Géophysique et Géoexploration*

*Par :*

**NJOCK Michel Constant**

Matricule : 06W418

**Master en Physique**

Sous la direction de :

**NJANDJOCK NOUCK PHILIPPE**

*Professeur*

*Université de Yaoundé I*

*Faculté des Sciences*

**Année 2023**





DEPARTEMENT DE PHYSIQUE  
DEPARTMENT OF PHYSICS

# ATTESTATION DE CORRECTION DE LA THESE DE DOCTORAT/PhD

Nous, Professeur **HONA Jacques**, Examineur, et Professeur, **NDJAKA Jean-Marie Bienvenu**, Président du jury de la Thèse de Doctorat/PhD de Monsieur **NJOCK Michel Constant**, Matricule **06W418**, préparée sous la direction du Professeur **NJANDJOCK NOUCK Philippe** intitulée : « **Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques dans la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale** », soutenue le **Vendredi, 10 mars 2023**, en vue de l'obtention du grade de Docteur/PhD en Physique, Spécialité **Physique de l'Environnement Terrestre**, option **Géophysique et Géoexploration** attestons que toutes les corrections demandées par le jury de soutenance ont été effectuées.


En foi de quoi, la présente attestation lui est délivrée pour servir et valoir ce que de droit.

Fait à Yaoundé le ...**14 MARS 2023**.....

L'Examineur

  
**Hona Jacques**  
Maître de Conférences

Le Président du jury

  
**Ndjaka Jean-Marie Bienvenu**  
Professeur

Le Chef de Département de Physique

  
  
**Ndjaka Jean-Marie Bienvenu**  
Professeur

# Dédicace

---

*Je dédie cette thèse de Doctorat/PhD à :*

*ma défunte mère **NGO NJOCK Madeleine** et*

*ma grand-mère **EYADI SIPORA**.*

## Remerciements

---

**Ces travaux de thèse de Doctorat/ PhD n'auraient pas abouti sans la présence de DIEU Tout-Puissant qui a toujours été à mes côtés, à veiller sur moi, m'a donné la santé, la force, le courage, l'intelligence et la sagesse pour la réalisation de ce travail. A vous Seigneur Jésus-Christ, merci de me combler de toutes ces grâces.**

J'adresse également mes remerciements à ces personnalités et personnes qui n'ont ménagé aucun effort pour l'aboutissement de ces travaux. Je distingue ainsi trois catégories, à savoir la communauté universitaire, ma famille ainsi que mes amis.

S'agissant de la communauté universitaire, je tiens à remercier en premier lieu, mon directeur de thèse qui est le **Pr. NJANDJOCK NOUCK Philippe** pour la confiance qu'il m'a accordé en acceptant de diriger mes travaux de thèse. De par ses qualités humaines et morales (humilité, simplicité, empathie, dynamisme), le partage de ses connaissances et compétences, son soutien indéfectible, il est devenu tout au long de cette thèse mon mentor par ses conseils et sa rigueur au travail. Il m'a appris à être sérieux, rigoureux, travailleur acharné, humble et altruiste, et pour tous cela, je vous remercie Professeur.

Je remercie également le **Pr NDJAKA Jean Marie**, président du jury de soutenance de cette thèse, pour sa grande disponibilité à la relecture dans les délais, des documents que je lui ai adressés ainsi que, pour ses multiples conseils et encouragements.

J'adresse aussi mes remerciements aux Professeurs **HONA Jacques**, et **ENYEGUE A NYAM Françoise**, **OWONA ANGUE Marie Louise**, **EYIKE YOMBA Albert**, membres du jury de soutenance de cette thèse, pour leurs conseils ; ainsi que pour leurs futurs commentaires et suggestions qui aideront à améliorer la qualité de ce document. Il en est de même des experts externes dont le **Pr. NDJAKA Jean Marie**, **Pr. MEYING Arsène** et du **Pr. EYIKE YOMBA Albert**.

Mes remerciements vont également à mes encadreurs et enseignants du laboratoire de Physique de l'environnement terrestre, pour leurs enseignements et leurs conseils constructifs. Il s'agit de sa **Majesté le Pr. NOUAYOU Robert**, du **Pr. NDOUGSA MBARGA Théophile**, du **Pr. OWONA ANGUE Marie Louise**, du **Pr. ENYEGUE Françoise** et du **Dr MELI'I Jorelle Larissa**.

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

Je remercie aussi les enseignants du Département de Physique, qui ont assuré mon encadrement académique. Il s'agit du **Pr NDJAKA Jean-Marie Bienvenu**, Chef du Département de Physique ; Les Professeurs : **MANGUELLE-DICOUM Eliezer**, **KOFANE Timoléon Crépin**, **BEN BOLIE**, **NANA NBENDJO**, **HONA Jacques**, **BODO Bertrand**, **VONDOU Derbetini**, et j'en oublie certainement.

J'exprime ma gratitude à tous mes aînés et camarades de laboratoire **NGUEMHE fils**, **MBOUOMBOU NGAPOUTH Ibrahim**, **KOFFI Yvonne**, **GWETH Marthe**, **TAMTO Linda** pour leurs soutiens indéfectibles.

Un grand merci aux responsables de la Faculté des Sciences, que sont : le Pr. **TCHOUANKEU Jean Claude**, Doyen de la Faculté des Sciences et tous les Vice-doyens, pour les facilitations administratives.

Un grand merci également aux responsables de l'Ecole Doctorale, que sont : le Pr. **OWONO OWONO Luc Calvin**, Coordonnateur de l'Unité de Recherche et de Formation Doctorale Physique et Applications ; et le Pr. **PEGNYEMG Dieudonné**, Coordonnateur du Centre de Recherche et de Formation Doctorale en Sciences, Technologies et Géosciences, pour leurs disponibilités et le traitement diligent du dossier relatif à cette thèse de Doctorat/PhD.

Un merci particulier à la société **CIMENCAM**, par l'intermédiaire de son Directeur Général, pour m'avoir offert l'opportunité de réaliser le stage de fin d'étude d'ingénieur de conception au sein de son entreprise. Aussi, mes remerciements vont à l'endroit du Chef Service carrière et le Responsable du Laboratoire des essais mécaniques de **CIMENCAM-Figuil**, pour m'avoir accordé leur soutien tant logistique que technique.

Ces remerciements seraient incomplets si je n'en adressais pas, à ceux qui ont particulièrement assuré le soutien affectif tout au long de ce travail doctoral. Ma reconnaissance va donc également à ma famille et amis. Il s'agit de **LIKOUM Oscar**, **TOLONGUI NJOCK Rebecca**, **BAPOUPA NJOCK Martin Xavier**, **NJOCK NJOCK Michel Alain**, **NGOKOBI NJOCK Isaac Valery**, **CHEUDJEU Antony**, **Pr MEYING Arsène**, **Dr GOUET Hervé**.

Pour clore, que toutes celles et tous ceux qui ont, d'une manière ou d'une autre, apporté une contribution à cette œuvre scientifique, et dont les noms auraient été involontairement oubliés, trouvent ici l'expression de ma sincère reconnaissance.

# Table des matières

---

<b>Dédicace</b> .....	<b>i</b>
<b>Remerciements</b> .....	<b>ii</b>
Table des matières.....	iv
Liste des figures.....	vii
Liste des tableaux.....	ix
Liste des symboles et abréviations.....	xi
Résumé .....	xv
Abstract.....	xvi
Introduction générale.....	1
<b>CHAPITRE I : PRESENTATION DE LA FRAGMENTATION DES ROCHES A EXPLOSIF ET DE LA CARRIERE DE BIDZAR</b> .....	<b>6</b>
Introduction.....	7
I-1. Présentation de la zone d'étude .....	7
I-1-1. Cadre géographique .....	7
I-1-2. Géomorphologie.....	9
I-1-3. Géologie .....	10
I.1.4. Caractéristiques physico-mécaniques du marbre de Bidzar.....	13
I.2. Tir à explosif.....	13
I.2.1. Définition.....	13
I.2.2. Explosif.....	13
I.3. Mécanisme de fragmentation des roches à l'explosif.....	19
I.3.1. Mécanisme d'abattage à l'explosif.....	19
I.3.2. Mécanisme de fragmentation.....	20
I.4. Influence des discontinuités et des propriétés mécaniques sur la fragmentation des roches à l'explosif.....	32
I.4.1. Influence des discontinuités sur la fragmentation des roches.....	32
I.4.2. Influences des propriétés mécaniques sur la fragmentation des roches.....	34
I.5. Problématique.....	37

# Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

Conclusion.....	38
<b>CHAPITRE II : MATERIELS ET METHODES.....</b>	<b>39</b>
Introduction.....	40
II.1. Matériels .....	40
II.1.1. Abattage à explosif.....	44
II.1.2. Séquence d’amorçage.....	49
II.1.3. Paramètres géométriques du tir.....	53
II.1.4. Charge explosive.....	56
II.1.5. Matériels de tir.....	62
II.2. Méthode.....	62
II.2.1. Revue de la littérature sur les méthodes de prédiction de la fragmentation	
II.2.2. Méthode de Kuz-Ram.....	65
Conclusion.....	71
<b>CHAPITRE III : RESULTATS ET DISCUSSION .....</b>	<b>72</b>
Introduction.....	73
III.1. Résultats.....	73
III.1.1. Résultats sur la qualité du massif de Bidzar.....	73
III.1.2. Résultats sur l’orientation des plans de discontinuité.....	75
III.1.3. Résultats sur l’influence des discontinuités sur la consommation d'explosif.....	79
III.1.4. Résultats sur la tirabilité des plans de discontinuité.....	80
III.1.5. Résultats sur la fragmentation en fonction de la résistance à la compression et du facteur de poudre.....	80
III.1.6. Résultats sur la fragmentation en fonction du pendage des plans de tir et de la maille de foration .....	83
III.2. Discussion.....	91
III.2.1. Qualité de la roche de Bidzar .....	91
III.2.2. Plans de discontinuités.....	92
III.2.3. Influence des discontinuités sur la consommation d'explosif .....	94
III.2.4. Tirabilité des plans de discontinuités et proposition des plans de tir.....	95

# Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

III.2.5. Fragmentation en fonction de la résistance à la compression et du facteur de poudre .....	95
III.2.6. Fragmentation en fonction du pendage des plans de tir et de la maille de foration .....	97
Conclusion.....	100
<b>Conclusion générale et perspectives.....</b>	<b>102</b>
<b>Référence bibliographique.....</b>	<b>105</b>
<b>Annexe.....</b>	<b>I</b>
<b>Publication de l’auteur.....</b>	<b>II</b>



## Listes des figures

---

<b>Figure I-1.</b> Carte de localisation et géomorphologique de la zone d'étude.....	8
<b>Figure I-2.</b> MNT de la carrière de Bidzar et ses environs. ....	9
<b>Figure I-3.</b> Carte géologique de la zone d'étude.....	11
<b>Figure I-4.</b> Discontinuités de la carrière de Bidzar.....	12
<b>Figure I-5.</b> Mécanisme d'abattage à l'explosif (Mouloud, 2010).....	20
<b>Figure I-6.</b> Plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet) (Mouloud, 2010).....	21
<b>Figure I-7.</b> Conditions idéales de la détonation (Mouloud, 2010).....	21
<b>Figure I-8.</b> Processus de fragmentation (Nitro-Bickford, 2002).....	24
<b>Figure I-9.</b> Zones d'endommagement autour d'un trou de mine (De Lile, 2012).....	29
<b>Figure I-10.</b> Différentes zones pour une charge sphérique appliquée à un modèle (Changshou, 2013).....	31
<b>Figure I-11.</b> Distribution 3D des discontinuités dans un massif (Coulombe, 2011).....	32
<b>Figure I-12.</b> Adaptation du plan de tir en fonction des discontinuités (Burle, 1979).....	34
<b>Figure II-1.</b> Implantation des trous de forage.....	41
<b>Figure II-2.</b> Foration sur la plateforme de tir.....	41
<b>Figure II-3.</b> Opérations de chargement et d'amorçage.....	43
<b>Figure II-4.</b> Séquence de mise à feu (De Lile, 2012).....	44
<b>Figure II-5.</b> Types d'amorces.....	46
<b>Figure II-6.</b> Différents types de raccordement d'un circuit lors d'un tir à l'explosif .....	47
<b>Figure II-7.</b> Configuration d'amorçage des explosifs (Nitro-Bickford, 2002).....	48
<b>Figure II-8.</b> Principaux types de mailles utilisées lors des tirs des mines (Coulombe, 2011).....	51
<b>Figure II-9.</b> Visualisation des paramètres géométrique du tir.....	52
<b>Figure II-10.</b> Exemple d'un circuit de tir électrique et ses différents paramètres (Boussaid, 2015).....	57
<b>Figure II-11.</b> Mesure structurale des plans de discontinuité au front de taille.....	58
<b>Figure II-12.</b> Essai de compression uniaxiale au pressiomètre .....	60
<b>Figure III-1.</b> Direction majeures des plans de discontinuités de la carrière de Bidzar... ..	76
<b>Figure III-2.</b> Courbe de la consommation d'explosif en fonction de la fréquence des fractures.....	79
<b>Figure III-4.</b> Facteur de poudre fonction de la résistance à la compression de la roche....	83
<b>Figure III-4.</b> Pourcentage des blocs passant au concasseur pour les plans de tir de pendage 60°	

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

70°, 75°, 82°, 85°, 86°, 90° avec les mailles de foration 3 m × 3 m, 4 m × 4 m et 4,5 m × 4,5 m.....84

**Figure III-5.** Courbe de distribution de Rosin-Rammler suivant les plans de tir de pendage 60°, 75°, 82°, 90° avec le maille de foration 3 m × 3 m.....85

**Figure III-6.** Courbe de distribution de Rosin-Rammler suivant les plans de tir de pendage 60°, 75°, 82°, 90° avec la maille de foration 4 m × 4 m.....86

**Figure III-7.** Courbe de distribution de Rosin-Rammler suivant les plans de tir de pendage 60°, 75°, 82°, 90° avec le maille de foration 4,5 m × 4,5 m.....87

## Liste des tableaux

---

<b>Tableau I-1.</b> Caractéristiques physiques et mécaniques du marbre de la carrière de Bidzar (Wouatong et al, 2017). .....	13
<b>Tableau II-1.</b> Coefficient de dureté des roches (Coulombe, 2011).....	49
<b>Tableau II-2.</b> Caractéristiques des explosifs de la carrière de Bidzar.....	56
<b>Tableau II-3.</b> Consommation d'explosif en fonction des fréquences de discontinuité .....	62
<b>Tableau II-4.</b> Paramètres du facteur de roche (Mohammad et al, 2019, Shaib et al, 2020).....	68
<b>Tableau III-1.a.</b> Caractéristiques du marbre de Bidzar.....	73
<b>Tableau III-1.b.</b> Résistance à la compression, pendage des plans de discontinuité et coefficient de dureté.....	74
<b>Tableau III-2.</b> Paramètres géométriques des discontinuités de la carrière de Bidzar.....	74
<b>Tableau III-3.</b> Tirabilité (qet) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression suivant les mailles de foration 3 m × 3 m 4 m × 4 m et 4,5 m × 4,5 m.....	80
<b>Tableau III-4.</b> Facteur de poudre (K), indice (n) d'uniformité et tirabilité (qet) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression avec la maille de foration 3 m × 3 m.....	80
<b>Tableau III-5.</b> Facteur de poudre (K), indice (n) d'uniformité et tirabilité (qet) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression avec la maille de foration 4 m × 4 m.....	84
<b>Tableau III-6.</b> Facteur de poudre (K), indice (n) d'uniformité et tirabilité (qet) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression avec la maille de foration 4,5 m × 4,5 m.....	82
<b>Tableau III-7.</b> Paramètres du modèle de prédiction de Kuz-Ram qet, k, X/Xc, Qe, Xm, n, Xc, P(x) avec la maille de foration 3 m x 3 m suivant les pendages des plans de tir et leur résistance à la compression.....	88

Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

**Tableau III-8.** Paramètres du modèle de prédiction de Kuz-Ram  $qet, k, X/Xc, Qe, Xm, n, Xc, P(x)$  avec la maille de foration 4 m x 4 m suivant les pendages des plans de tir et leur résistance à la compression .....89

**Tableau III-9.** Paramètres du modèle de prédiction de Kuz-Ram  $qet, k, X/Xc, Qe, Xm, n, Xc, P(x)$  avec la maille de foration 4,5 m x 4,5 m suivant les pendages des plans de tir et leur résistance à la compression ..... 90

# Liste des symboles et des abréviations

---

## **Symboles**

E : Energie

$\Sigma$  : Somme

$\tau$  : deformation

$\sigma$  : contrainte

$\rho$  : masse volumique

## **Abréviations**

N : Nord

O : Ouest

E : Est

S : Sud

NE : Nord-Est

NO : Nord-Ouest

SE : Sud-Est

SO : Sud-Ouest

N-S : Nord- Sud

NNE-SSO : Nord Nord Est - Sud Sud Est

NNO-SSE : Nord Nord Ouest - Sud Sud Est

ENE-OSO : Est Nord Est – Ouest Sud Ouest

ESE-ONO : Est Sud Est- Ouest Nord Ouest

km : kilomètre

s : seconde

J : joule

m: mètre

SRTM: Shuttle Radar Topography Mission

# Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

VOD: velocity of detonation

Li : i<sup>ème</sup> ligne de mesure

Pa : pascal

GLCM: gray level co-occurrence matrix

ACP: principal component analysis

PC: principal component

SNAP: sentinel application platform

DEM: digital elevation model

Mpa: méga pascal

°: degré

C: celsius

kg : kilogramme

t : tonne

L : litre

$\mu$  : angle d'inclinaison du forage

$\alpha$  : coefficient de dureté de la roche

$\emptyset$ : angle de frottement

i : angle de rugosité des surfaces de fracture

X : longitude

Y : latitude

Z : altitude

f : coefficient de dureté

ANFO : ammonium nitrate fioul

CO<sub>2</sub> : dioxygène

H<sub>2</sub>O : eau

# Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

mm : millimètre

cm : centimètre

RMD : rock mass description

JF : joint factor

JPA : joint plane angle

JPS : joint plane spacing

HF : hardness factor

RDI : rock density influence

cm: centimetre

%: pour cent

MNT : modèle numérique de terrain

WARCS: West and Central African Rift System

D<sub>1</sub> : première phase de déformation

CZM : crush zone model

D<sub>2</sub> : deuxième de déformation 2

Ma : million d'années

ES2 : espacement des discontinuités de classe 2

ID2 : densité de fissure de classe 2

TCM: two component model

RQD: rock quality designation

KCO: Kuznetsov Cunnigham Ouchterlony

C&K: Chung et Katsabanis

USI : unité du système internationale

U.S. : United states

# Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

DMR : détonateur à micro-retard

BOSZ : Bétaré-oya shear zone

LVC : Ligne Volcanique du Cameroun

CCZ: Central Cameroonian shear zone

SSZ: Sanaga shear zone

Rc : résistance à la compression

Rt : résistance à la traction

C<sub>0</sub> : vitesse du son dans la roche

Ks : coefficient standard

φ : diamètre des explosifs

UCS : uniaxial compressive strength

Ym : young's modulus

A<sub>0</sub> : premier horizon

A<sub>1</sub> : deuxième horizon

2D : deux dimension

3D : trois dimension

P<sub>1</sub> : premier plissement

L<sub>1</sub> : première linéation

S<sub>1</sub> : première schistosité

P<sub>2</sub> : deuxième plissement

L<sub>2</sub> : deuxième linéation

S<sub>2</sub> : deuxième schistosité

TNT : trinitrotoluène



## Résumé

---

Les discontinuités naturelles ainsi que les propriétés mécaniques sont les paramètres difficilement contrôlables et influençant considérablement la fragmentation du marbre après tir. En Afrique Centrale, la carrière de Bidzar est la seule produisant du marbre. Cette carrière est confrontée depuis des décennies à des problèmes de fragmentation de blocs nécessitant des tirs multiples qui engendrent d'énormes coûts et de nombreux problèmes environnementaux. Cette étude a pour objectif, la prédiction de la fragmentation du massif de la carrière de Bidzar ainsi que, l'amélioration des connaissances géologiques et mécaniques de celui-ci. Pour cela, la méthode de Kuz-Ram a été utilisée et les paramètres opérationnels tels que, le pendage des plans de discontinuité, la résistance à la compression, la distance entre les discontinuités et la densité des discontinuités ont été investigués. A cet effet, la tirabilité en fonction du pendage des plans de discontinuité ainsi que, la fragmentation en fonction du facteur de poudre, de la résistance à la compression et de la maille de foration ont été étudiées. Les résultats obtenus montrent que, le massif de la carrière est hétérogène constitué principalement de marbre, de pendage d'environ  $85^\circ$ , fissuré, de dureté moyenne, de facteur de roche égal à 10,455, de classe III, de tirabilité difficile  $0,2654 \text{ kg/m}^3$ . Le marbre de la carrière de Bidzar est d'excellente qualité avec un RQD de 93%. Les fractures et les plans de discontinuité sont espacés et de classe ES2, la densité des fractures et des plans de discontinuité est faible et de classe ID2. Le massif de la carrière est intercepté par un réseau des plans de discontinuité marqué par trois familles de direction, majeures (N30-40E, N40-50E, N160-170E), secondaires (N10-20E, N50-60E, N80-90E, N140-150E, N150-160E, N170-180E) et minoritaires (N00-10E, N20-30E, N40-50E, N70-80E, N100-110E, N110-120E, N120-130E, N130-140E). Enfin, la variation de l'intensité de la fragmentation est causée par les différences entre les pendages des plans de tir, leur résistance à la compression, et la variation des mailles de foration. Le niveau de fragmentation croît avec la diminution du pendage des plans de tir et inversement avec leur résistance à la compression. Le résultat de la prédiction de la fragmentation après tir dans la carrière de Bidzar en fonction des plans de tir et des mailles de foration donne une productivité entre 60,08% et 71,78% des blocs de marbre qui passent au concasseur. Les plans de tir dont les résistances à la compression sont supérieures à 90 Mpa produisent une meilleure fragmentation après tir.

**Mots clés :** discontinuité naturelle, propriété mécanique, abattage à explosif, fragmentation, model de Kuz-Ram, carrière de marbre.

## Abstract

---

Natural discontinuities as well as mechanical properties are the difficult-to-control parameters that significantly influence the fragmentation of marble after blasting. In Central Africa, the Bidzar quarry is the only one producing marble, plagued for decades by block fragmentation problems, requiring multiple blasts that cause huge costs and environmental problems. The objective of this study is to predict the fragmentation of the Bidzar rock quarry and to improve its geological and mechanical knowledge using the Kuz-Ram method. Thus, blastability as a function of the dip of the discontinuity planes as well as fragmentation as a function of the powder factor, compressive strength and drilling mesh were studied. The results obtained show that, the rock quarry is heterogeneous, consisting mainly of fissured marble of medium hardness. Its dip is about  $85^\circ$ , its rock factor is 10.455 and it is class III, with a difficult blastability of  $0.2654 \text{ kg/m}^3$ . The marble from the Bidzar quarry is of excellent quality with an RQD of 93%. The fractures and discontinuity planes are spaced and of class ES2. The density of the fractures and discontinuity planes is low and of class ID2. The rock quarry is intercepted by a network of discontinuity planes marked by three families of direction, major (N30-40E, N40-50E, N160-170E), secondary (N10-20E, N50-60E, N80-90E, N140-150E, N150-160E, N170-180E) and minority (N00-10E, N20-30E, N40-50E, N70-80E, N100-110E, N110-120E, N120-130E, N130-140E). Finally, the variation in fragmentation intensity is caused by differences in the dips of the blasting planes, their compressive strength, and the variation in the drilling mesh. The level of fragmentation increases with the decrease in the dip of the blasting planes and inversely with their compressive strength. The result of the prediction of fragmentation after blasting in the Bidzar quarry as a function of blasting planes and the drilling mesh gives a productivity between 60.08% and 71.78% of the block that pass to the crusher. Blasting planes design whose compressive strengths are above 90 Mpa produce better fragmentation.

**Keywords:** Natural discontinuity, mechanical property, blasting, fragmentation, Kuz-Ram model, marble quarry

# **Introduction générale**

---

La fragmentation des roches par dynamitage a toujours été et demeure dans l'exploitation minière, l'un des aspects les plus importants, et fait l'objet de nombreuses études (Belland, 1968 ; Ash, 1973 ; Rustan 1990 ; Sang Ho Cho et al, 2004 ; Gheibie et al, 2009 ; Stjepan et al, 2011 ; Biessikirski et al, 2019 ; Huang et al, 2020 ; Shaib et al, 2020 ; Salmi et Sellers, 2021 ; Yusong et al, 2021). Elle est la première phase du cycle de production dans l'exploitations minière et constitue l'un des paramètres les plus importants pour évaluer l'efficacité d'un tir d'abattage à explosif. La fragmentation est une opération très importante car elle impacte sur les coûts de toutes les activités minières de production telles que le chargement, le transport, la manutention, le concassage, le broyage, la consommation d'énergie ; et dans l'environnement avec les problèmes de surpression aérienne et de vibration souterraine (Ouchterlony et Sanchidrian, 2019 ; Yusong et al, 2021). La taille des fragments obtenus ne doit pas non plus dépasser l'ouverture de l'installation de concassage pour un fonctionnement efficace (Ebrahimi et al, 2015 ; Jug et al, 2017 ; Mohammad et al, 2019 ; Shaib et al, 2020 ; Huang et al, 2020 ; Zhendong et al, 2020). Par ailleurs, la connaissance des propriétés de la matrice rocheuse est importante dans la modélisation d'un tir. Ces propriétés (discontinuités naturelles et caractéristiques physico-mécaniques) sont fondamentales pour l'optimisation de la fragmentation et constituent les paramètres difficilement contrôlables d'un tir (Adebayo et al, 2007 ; Akbari et al, 2015 ; Jug et al, 2017 ; Behrouz, 2018).

Au cours des dernières décennies, plusieurs chercheurs ont mené des études concernant l'influence des discontinuités naturelles et des caractéristiques physico-mécaniques sur la fragmentation des roches par abattage à explosif. Les tirs effectués sur les talus orientés perpendiculairement à la direction des joints principaux donnent une meilleure fragmentation avec des fragments rocheux de taille plus petite (Ash, 1973 ; Hustrulid, 1999 ; Singh, 2005). La fragmentation d'un massif rocheux se produit principalement le long des discontinuités et son intensité est caractérisée par la distance entre les fractures, leur largeur et position dans le massif rocheux (Ash, 1973 ; Fogelsen et al, 1958 ; Devkota et al, 2009 ; Coulombe, 2011). Les plans de discontinuité considérés comme des plans de tir permettent de choisir l'orientation du front d'abattage qui favorise la meilleure fragmentation de la roche, assure la stabilité du front et minimise les difficultés d'abattage (Belland, 1968 ; Ash, 1973 ; Coulombe, 2011 ; Abu Bakar et al, 2013 ; Yahyaoui et al, 2018).

A propos de l'influence des propriétés physico-mécaniques sur la fragmentation, plusieurs études ont montré leurs importances sur les résultats du dynamitage et celles-ci représentent les paramètres incontrôlables du tir (Ash, 1973 ; Adebayo et al, 2007 ; De Lile,

2012 ; Segaetsho, 2017 ; Segaetsho et al 2019 ; Mulenga, 2020). La fragmentation par explosion est également influencée par la résistance à la compression, la résistance à la traction, la densité de la roche, le coefficient de Poisson, le module de Young et la porosité (De Lile, 2012 ; Jug et al, 2017 ; Segaetsho, 2017). La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse rocheuse pour l'exploitation minière (De Lile, 2012). La résistance à la compression quant à elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation (Rustan, 1990). Ceci étant dit, une plus grande quantité d'énergie explosive est utilisée pour l'extension des fissures dans les roches à haute résistance dynamique (Segaetsho, 2017). La densité de la masse rocheuse est également considérée comme un facteur important influençant la fragmentation des roches provoquée par l'explosion. (Behrouz, 2018). La signification du coefficient de Poisson est que les roches avec les coefficients de Poisson faibles répondent plus favorablement aux efforts de dynamitage (Segaetsho et al, 2019). Cruise (2011) et De Graaf (2011) s'accordent à dire que, les roches à faible module d'élasticité se déforment davantage avant la rupture, absorbant ainsi plus d'énergie que les roches plus rigides, ce qui les rend moins réactives. La porosité a pour effet de réduire la pression gazeuse de la roche, les gaz étant coincés dans les pores (Segaetsho, 2017).

Les discontinuités qui sont étudiées dans la carrière de marbre de Bidzar sont d'origine naturelle, acquises lors du phénomène volcano-sédimentaire varié qui a prévalu dans la zone (Wouatong et al, 2017). Ces discontinuités sont en effet, les plans de stratification et de fracture dans un plan subvertical à vertical, pouvant correspondre aux plans de tir. Plusieurs chercheurs ont développé des méthodes pour prédire la fragmentation des roches après tir, l'une d'entre elle est le modèle de Kuz-Ram. Ce modèle élaboré par Kuznetsov et Rammler reste le plus viable et généralement utilisé en industrie minière et dans la recherche pour prédire la fragmentation (Bowa, 2015 ; Adebola et al, 2016 ; Mariz et al, 2019).

La carrière de Bidzar est la seule carrière de marbre en Afrique centrale. Depuis des décennies d'exploitation, cette carrière est confrontée à un problème de fragmentation après tir. En effet, le résultat après le tir est loin d'être satisfaisant. Lors du tir dans la carrière, il y a production excessive de gros blocs en permanence, nécessitant la mise en œuvre des tirs secondaires, ce qui entraîne d'énormes coûts et de nombreux problème environnementaux. Cependant, des interrogations subsistent quant à la compréhension de ce problème, notamment sur les paramètres qui influencent la fragmentation d'un massif après tir. L'exigence des industries des mines et carrières de même l'objectif du concepteur du tir étant de produire un maximum de blocs qui passent au concasseur, on pourrait donc se poser la question pourquoi

## **Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

la fragmentation des roches après tir dans carrière n'atteint elle pas les résultats escomptés et surtout quelle est la proportion des fragments qui passent au concasseur après tir. Ainsi, quels sont donc les facteurs qui contrôlent la fragmentation des roches ?

Etant entendu que, la prédiction de la fragmentation des roches est essentielle pour analyser et optimiser le résultat du dynamitage, l'objectif principal de ce travail est, d'estimer la distribution des fragments de blocs de marbre pouvant passer au concasseur considérant l'effet des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques en utilisant le modèle de prédiction de Kuz-Ram et, de rehausser l'information géologique et mécanique sur le massif de ladite carrière. Les objectifs spécifiques de thèse sont les suivants :

- Réaliser la rosace directionnelle et la carte des linéaments de la zone d'étude ;
- Ressortir le réseau de discontinuité associée ;
- Evaluer les paramètres mécaniques du massif de marbre ;
- Déterminer les plans de tir de la carrière ;
- Dédire le plan optimal de tir et le plan limite de tirabilité ;
- Mettre en évidence la relation entre la tirabilité et les plans de discontinuité ;
- Mettre en évidence la relation entre le facteur de poudre, le pendage des plans de tir, la résistance à la compression et la fragmentation ;
- Mettre en exergue la relation entre la fragmentation, le pendage des plans de tir, la résistance à la compression, le facteur de poudre et la maille de foration.
- Estimer la distribution des fragments de blocs de marbre pouvant passer au concasseur en fonction des discontinuités existants et des propriétés mécaniques de la roche.

Ce document est articulé en trois chapitre comme-suit : le chapitre 1 qui concerne la revue de la littérature sur la zone d'étude, la conception d'un tir à explosif, les méthodes de prédiction de la fragmentation des roches et de la problématique. Dans cette partie, il question de présenter la zone d'étude sur le plan géographique, géomorphologique et géologique, de citer les différents types d'explosifs et leurs caractéristiques, de décrire le processus de fragmentation des roches par explosifs, de présenter l'influence des discontinuités et des caractéristiques mécaniques sur la fragmentation des roches et déduire la problématique. Dans le chapitre 2, il est question d'élaborer le processus de réalisations d'un tir, l'évaluation des paramètres géométriques d'un tir et le calcul des quantité d'explosifs, les matériels utilisés et les techniques de prise des données géologiques et physico-mécaniques sur le terrain seront énumérer, puis la description de la méthode de Kuz-Ram pour la prédiction de la fragmentation

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre  
par abattage à explosif en Afrique Centrale**

des roches. Dans le chapitre 3 enfin, sont présentés les résultats du travail et la discussion concernant la l'information géologique et mécanique du marbre de la carrière de Bidzar ainsi que sa fragmentation après tir.

# **CHAPITRE I : PRESENTATION DE LA FRAGMENTATION DES ROCHES A EXPLOSIF ET DE LA CARRIERE DE BIDZAR**

---



## **Introduction**

La fragmentation des roches par explosif constitue l'un des indices les plus importants pour estimer l'efficacité des travaux de dynamitage (Bowa, 2015 ; Ayodele et al, 2019 ; Huang et al, 2020 ; Salmi et Sellers, 2021). L'optimisation de cette opération est très importante afin de minimiser les coûts de production et dans une certaine mesure réduire les problèmes de surpression aérienne et de vibration souterraine (Akbari et al, 2015 ; Ouchterlony et Sanchidrian, 2019 ; Yusong et al, 2021). En général, le résultat du tir après abattage est généralement en désaccord avec la fragmentation attendue, ceci due généralement aux imperfections de la roche par la présence des discontinuités au sein de la matrice rocheuse mais aussi par les hétérogénéités et les propriétés intrinsèques de celle-ci. Dès lors, il est crucial pour le concepteur de connaître les propriétés structurales et mécaniques de son massif avant le tir, de maîtriser la conception du tir à explosif dans son ensemble et éventuellement la prédiction de la fragmentation pour optimiser l'opération d'abattage. Dans ce chapitre, il sera précisément question de présenter le cadre géographique, géomorphologique, géologique de la zone d'étude, de définir et présenter les types d'explosifs, de décrire le mécanisme de fragmentation des roches par explosifs, de présenter l'influence des discontinuités et des caractéristiques mécaniques sur le processus de fragmentation, les paramètres d'un tir à explosif et enfin dégager la problématique.

### **I.1. Présentation de la zone d'étude**

#### **I.1.1. Cadre géographique**

La carrière de marbre de Bidzar se situe dans la région du Nord Cameroun, plus précisément dans le département du Mayo-louti, à 25 km au nord de l'arrondissement de Figuil, dans la localité de Bidzar (Figure I-1). Elle se localise aux coordonnées géographiques entre 09°55' et 09°56' de longitude Nord, et entre 14°07'13'' et 14°07'68'' de latitude (Wouatong et al, 2017). Celle-ci limitrophe à l'est par le Tchad, au nord par Maroua, à l'ouest par Guider et au sud par Figuil. On y accède par une route secondaire vers l'ouest située à une distance de 2 km de la route nationale N°1 Figuil-Maroua. La zone de Bidzar est une plaine d'altitude oscillant entre 327 m et 453 m et entourée de montagnes. Les altitudes les plus basses se rencontrent au niveau des mayo et culminent au niveau des collines. La carrière de Bidzar est un gisement de marbre située en Afrique Centrale entre le Nigeria, le Tchad, la République Centrafricaine et le Cameroun. Ce marbre rentre non seulement dans la fabrication du ciment de la société Cimencam mais aussi, dans la décoration. Il s'agit d'une carrière industrielle dont la production annuelle varie entre 1.100.000 et 250.000 tonnes par an. Cette carrière est une

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

exploitation à ciel ouvert qui s'étend sur une superficie de 112 hectares. Le massif de la carrière correspond à un gisement de type métamorphique constitué principalement de marbre en grande proportion et de schiste intercalé entre les bancs de marbre en faible proportion. Il existe plusieurs variétés de marbre au sein de cette carrière : le marbre gris, le marbre rose et le marbre noir.

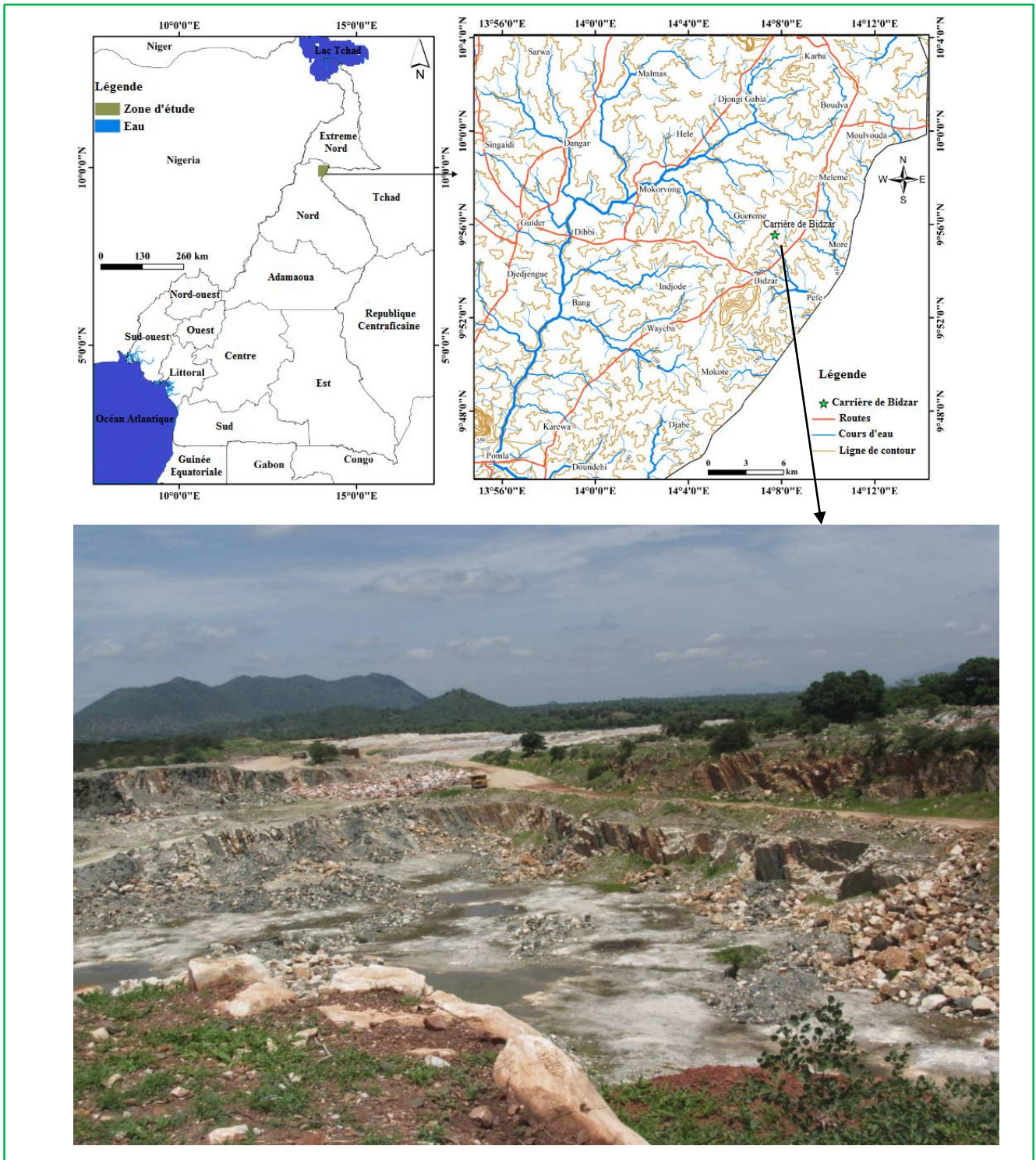
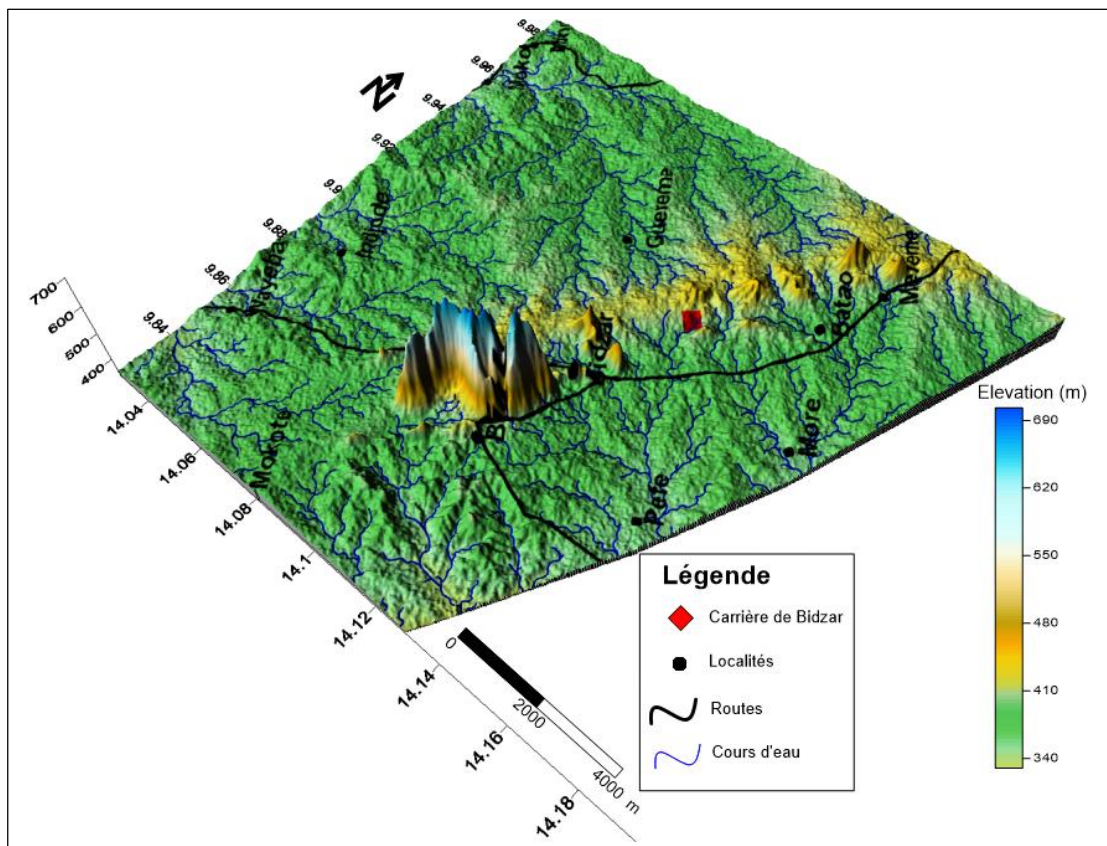


Figure I-1. Carte de localisation et géomorphologique de la zone d'étude.

### I.1.2. Géomorphologie

La carrière est située sur un affleurement avec une altitude moyenne de 450 m. La topographie de la carrière est représentée par de basses altitudes au niveau des vallées 330 m, et par des hautes altitudes au sommet d’affleurement 435 m (Figure I-2). Le massif de la carrière est hétérogène constitué de marbre dans un plan subvertical à vertical en alternance à certains endroits avec des couches schiste suivant une orientation majeure N-S avec un pendage d’environ 85°. La lithologie de la zone est composée d’un horizon A<sub>0</sub> qui est la terre argileuse et d’un horizon A<sub>1</sub> marqué par une alternance continue de bancs subvertical à vertical de marbre et de schiste. Le réseau hydrographique de la zone d’étude est dendritique et parallèle constitué principalement des cours d’eau saisonniers (mayo) qui coulent majoritairement dans la direction des grandes fractures et se jettent dans le mayo-Louti et le mayo-Figuil qui sont des affluents de la Bénoué. Le climat est de type soudano-sahélien caractérisé par une longue saison sèche qui dure sept mois (Novembre-Mai) et une courte saison de pluie qui dure cinq mois (Juin-Octobre). Les températures maximales sont de 48,8 °C en Mars et 47,8 °C en Avril avec une température moyenne annuelle de 34,875°C. La pluviométrie moyenne est de 86,935mm d’eau par an (Wouatong et al, 2017).



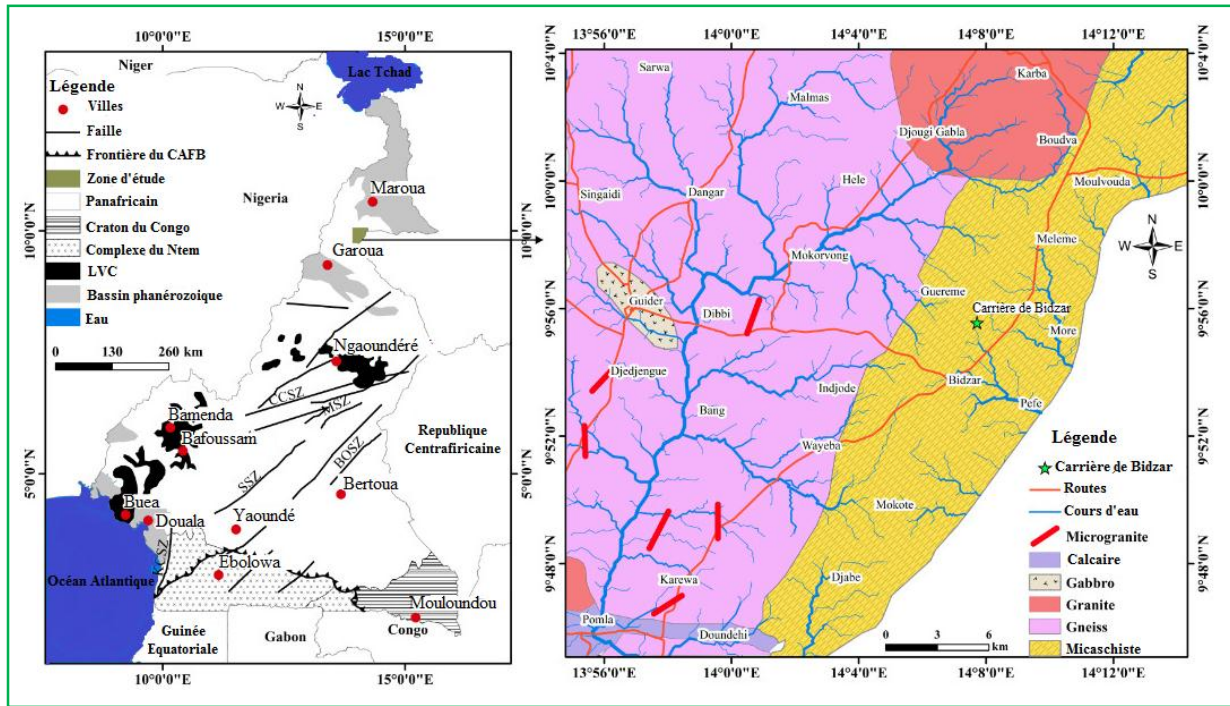


### **I.1.3. Géologie**

#### **I.1.3.1. Contexte géologique**

Notre zone d'étude appartient au large système de rift de l'Afrique de l'ouest et centrale WARCS (West and Central African Rift System) qui s'étend de la Bénoué (Nigéria) jusqu'au Soudan et dont l'origine est liée à l'ouverture de l'atlantique sud au Crétacé inférieure (Ngounouno et al, 2001). La zone d'étude fait partie du segment nord de la gamme panafricaine de l'Afrique centrale au Cameroun (Figure I-3). Les études en cours dans ce domaine consistent à faire la distinction entre les formations précambriennes représentées par les roches cristallophylliennes et les formations ignées plus ou moins dominées par des intrusions granitiques déformées. Ces formations sont regroupées en cinq principales unités géologiques : unité de schiste néo-protérozoïque d'origine volcanique et volcano-sédimentaire, l'unité de gneiss néo-protérozoïque qui est en accord avec celle du schiste (Wouatong et al, 2017). Cependant le degré de métamorphisme des schistes est l'un des faciès du domaine des schistes verts aux amphibolites tout en sachant que celui du gneiss est caractérisé par une forte température. A ces différentes unités, s'ajoutent le phénomène volcano-sédimentaire varié avec la naissance des formations variées qui sont dites être un gisement de marbre gris dont la carrière fait partie (Wouatong et al, 2017). En effet, ce gisement de marbre provient d'un phénomène volcano-sédimentaire varié qui a prévalu dans la zone de Bidzar et dont la principale empreinte tectonique est la phase de déformation  $D_2$ , caractérisée par un métamorphisme à haut degré qui a conduit à la transformation des argiles en schiste, le calcaire en marbre et le grès quartzitique en schiste vert (Wouatong et al, 2017). Durant ce phénomène, il y a eu formation des demi-grabens, et dans ces demi-grabens deux faisceaux de filons et sills ramifiés de roches magmatiques se recoupent ou sont interstratifiés dans les sédiments du Crétacé inférieur (Ngounouno et al, 2001). Dans cette carrière, on y trouve d'autres types de roches comme le granite, la dolomite, schiste, quartzite et talcshiste.

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale



**Figure I-3.** Carte géologique de la zone d'étude.

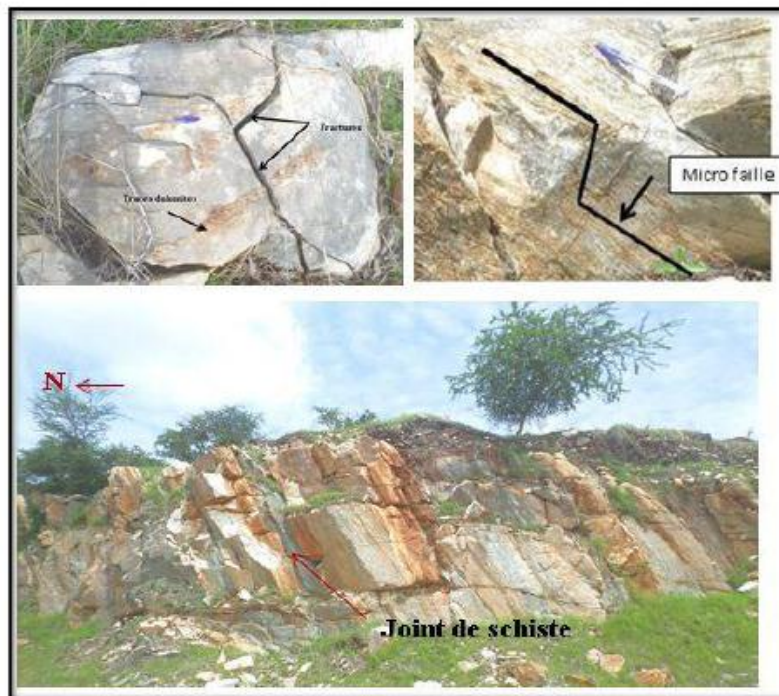
### I.1.3.2. Tectonique

L'histoire tectonique de la zone est caractérisée par deux phases de déformation qui se sont développées au Néoprotérozoïque. La phase de déformation  $D_1$  est responsable du plissement  $P_1$  et de la schistosité  $S_1$  sur les schistes, globalement NNE-SSO à N-S. La phase de déformation  $D_2$ , considérée comme phase majeure de déformation, elle a mis en place une schistosité  $S_2$ , globalement NE-SO à pendage subvertical, plan axial des plis  $P_2$ , et porteuse d'une linéation  $L_2$  (Ndjeng, 1998). La principale empreinte tectonique est liée à la phase de déformation  $D_2$ , caractérisée par un métamorphisme de haut degré entraînant la transformation des argiles en schiste, le calcaire en marbre et le grès en quartzite atteignant le faciès du schiste vert (Ndjeng, 1998). Les granitoïdes panafricains syn à post-tectonique qui ont subi la déformation  $D_1$  (620-630 Ma) de composition calco-alkaline, le syn granitoïde après la déformation  $D_2$  (600-580 Ma) constitue la plus grande proportion des roches plutoniques panafricaines de la région du Nord Cameroun de la ceinture panafricaine du centre de l'Afrique, à la déformation  $D_2$  post-tectonique (560-540 Ma) les granitoïdes correspondaient aux granites et à la syénite leucocratique à texture variable (aplitique, porphyroïde, pegmatitique), qui se présente sous forme de dômes ou inselberg sur la face coupant la structures régionales  $D_2$  et le plissement de la plaine (Ndjeng, 1998). Ces deux phases de déformations qui se sont produits au Néoprotérozoïque sont responsables des multiples fracturations qui existent dans la zone de

Bidzar et ses environs donnant ainsi plusieurs directions de fracturation N-S, NE-SO, NNE-SSO, ENE-OSO, ESE-ONO, NNO-SSE.

### **I.1.3.3. Discontinuités de la carrière de Bidzar**

On désigne par discontinuité, une interruption de la continuité de roche qui résulte de la formation du massif. En effet, ce sont des zones de faiblesse par lesquelles le massif va se rompre plus facilement suite une forte l'énergie de choc, et ce choc va prolonger les petites discontinuités à partir des fissures préexistantes influençant ainsi le processus de fragmentation du massif. On distingue les discontinuités naturelles et celles anthropiques. Les discontinuités d'origine naturelle sont celles qui ont été mise en place naturellement soit par des phénomènes géologiques ou mécaniques alors que les discontinuités d'origine anthropique sont les discontinuités provoquées par les activités de l'homme à l'exemple les tirs de mines. Les discontinuités qui sont étudiées dans le cadre de notre travail sont celles d'origine naturelle. Ces discontinuités sont les diaclases, fentes de tension, les joints de stratifications, les plans de fractures, les plans de stratification, les micro- failles, les fissures, les fractures et les cavités (Figure I-4). Les fissures et les fractures sont parfois vides ou remplies de matériel dolomitique ou quartzique. Les plans de discontinuités de la carrière de Bidzar sont visibles au front de taille (Figure I-4) et constitués de plans de fracture, des joints de schiste intercalés entre les bancs de marbre, des plans de stratification qui sont les zones de contact marbre-schiste.



**Figure I-4.** Discontinuités de la carrière de Bidzar.

#### I.1.4. Caractéristiques physico-mécaniques du marbre de Bidzar

Les propriétés physico-mécaniques des roches abattues jouent un rôle majeur dans les résultats du tir. Elles constituent les facteurs qui influencent sur la fragmentation des roches après un tir à explosif. Les propriétés mécaniques et physiques du marbre de Bidzar sont données dans le Tableau I-1.

**Tableau I-1.** Caractéristiques physiques et mécaniques du marbre de la carrière de Bidzar (Wouatong et al, 2017).

Caractéristiques du marbre de Bidzar	valeur
Dureté	3
Densité absolue (g/cm <sup>3</sup> )	2,77
Densité apparente (g/cm <sup>3</sup> )	2,75
Résistance à la fragmentation (%)	32-31
Résistance à l'usure (%)	33-25
Résistance à la compression simple (MPa)	75
Résistance à la tension indirecte (MPa)	8,9
Module de Young (MPa)	106
Coefficient de Poisson	0,28

## I.2. Tir à explosif

### I.2.1. Définition

Le tir à explosif est le processus de fracturation de la matière par l'utilisation d'une quantité calculée d'explosif afin de briser un volume prédéterminé de matière. Dans sa majeure partie, l'explosif est placé dans un trou de forage qui aura été réalisé préalablement à l'aide d'un matériel spécifique (une foreuse) et c'est dans cette configuration que son efficacité en termes de fragmentation est la meilleure.

On distingue plusieurs types de tir à explosif : tir à l'air libre, tir à l'anglaise, tir d'abattage à explosif (ou tir de mine), tir en nappe, tir de terrassement, tir en site sensible, tir de découpage des talus, tir en tranchée, tir en site maritime, démolition, tir d'ébranlement- tir cratère, tir de puits, tir fente, tir fissure, pétardage, tir par grands fourneaux, tir par mines pochées (Nitro-Bickford, 2002).

## **I.2.2. Explosifs**

### **I.2.2.1. Définitions**

Pour certains auteurs (Mouloud, 2010 ; Menacer, 2011), un explosif est un mélange chimique constitué par un comburant (ou oxydant), un combustible (ou réducteur) et divers autres produits, et, qui peut se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière, en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température.

Pour d'autres, un explosif est un mélange chimique constitué par un comburant (ou oxydant), un combustible (ou réducteur) et divers autres produits, et, qui peut se décomposer selon différents modes dont la combustion, la déflagration ou la détonation (Nitro-Bickford, 2002).

### **I.2.2.2. Constituants explosifs**

Les produits explosifs sont utilisés pour les effets de leur explosion dans le but de fracturer la roche. Leur conception les rend donc explosif par destination, ce qui les rend différent des produits explosifs par accident. La décomposition d'un explosif se fait en différent modes : la combustion, la déflagration ou la détonation. Les constituants des explosifs peuvent être (Nitro-Bickford, 2002). :

- Des comburants : dont le rôle est d'apporter de l'oxygène pour permettre la combustion complète des composés organiques explosifs et la combustion des ingrédients non explosifs. Il s'agit en général de nitrates minéraux : nitrate d'ammonium, nitrate de sodium, etc.
- Des combustibles : fioul, huiles diverses, tourbe, farine de bois, aluminium, etc. Certains d'entre eux ont un rôle annexe : absorber de la nitroglycérine pour diminuer la sensibilité au choc de l'explosif, apporter une énergie complémentaire à explosif (aluminium).

### **I.2.2.3. Classification des explosifs**

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité. Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation. On distingue (Nitro-Bickford, 2002).

On distingue deux grandes familles d'explosifs (Mouloud, 2010) :



- Les explosifs primaires prennent spontanément leur régime de détonation par simple échauffement, ou sollicitation mécanique de faible énergie (choc, friction, claquage diélectrique). On classe habituellement dans la catégorie des explosifs primaires les explosifs plus sensibles que la pentrite (les principaux sont le styphnate de plomb, l'azoture de plomb). Les explosifs primaires : très sensibles et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc.

- Dans les conditions normales d'emploi, un explosif secondaire (pentrite et autres explosifs civils) ne peut être amorcé que par l'onde de choc généralement fournie par un explosif primaire. Tous les explosifs industriels sont des explosifs secondaires. Pour information, les explosifs militaires sont majoritairement primaires. Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leurs détonations ne peuvent être amorcées facilement que par la détonation d'un autre explosif.

#### **I.2.2.4. Mode de décomposition des explosifs**

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

- Combustion : vitesse de propagation de quelques millimètres à quelques mètres par seconde. On trouvera les poudres pour arme de tous calibres, propergols pour propulseurs de roquettes, missiles lanceurs spatiaux, composition pyrotechnique diverses (retardatrices, fumigènes, éclairantes).

- Déflagration : vitesses de propagation de quelques centaines de mètres par seconde : On trouvera la poudre noire fine, les compositions d'allumage etc.

- Détonation : transmission de la détonation se faisant par déplacement d'une onde de choc dans le produit, avec une vitesse de plusieurs milliers de mètres par seconde. Tous les explosifs utilisés dans les travaux publics, mines et carrières sont du type détonant à exception faite de la

Le mode de décomposition dépend essentiellement : de la nature de l'explosif, sa sensibilité à l'amorçage et son confinement. Suivant le comportement de l'explosif lors de sa réaction, son confinement et sa vitesse de décomposition. On distingue deux types d'explosion (Nitro-Bicford, 2002, Mouloud, 2010 ; Hadjadj, 2014) : la déflagration et la détonation.

➤ **Déflagration**

La déflagration est une combustion explosive se propageant par conductivité thermique. En brûlant une particule de substance explosive chauffe les particules voisines. Une fois la température inflammation atteinte, ces particules brûlent à leur tour et chauffent d'autres particules. Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement les conditions ambiantes etc. Les substances explosives solides dont le régime normal de décomposition est la déflagration sont appelées des poudres.

➤ **Détonation**

La détonation est une réaction chimique extrêmement rapide, exothermique et auto entretenue. Cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc. C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet « points chauds ». La détonation est le régime de décomposition le plus rapide et donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants, ce qui est le plus généralement recherché dans l'emploi des explosifs. Cette réaction chimique exothermique donne des gaz (surtout CO<sub>2</sub> et H<sub>2</sub>O) dont la température est comprise entre 1000 et 4000 ° C. La pression est de 1000 à 25000 MPa soit 10 à 250 Kbars. La vitesse de détonation est comprise entre 1000 et 8000 m/s, plus généralement 2000 à 7000 m/s pour les explosifs civils.

**I.2.2.5. Caractéristiques des explosifs**

Le choix de l'explosif dépend en grand parti de la nature du massif en place, c'est-à-dire des propriétés physiques et mécaniques des roches et principalement de leur dureté. La densité d'un explosif affecte sa sensibilité. Plus la densité est faible, plus la sensibilité de l'explosif est élevée. De plus, la présence d'eau dans le massif à abattre influence également sur le choix de l'explosif, car il existe des explosifs très sensibles et d'autres peu sensibles à l'eau. Un explosif est caractérisé par deux pressions (Mouloud, 2010) :

- Pression de détonation : c'est la pression dynamique associée avec l'onde de détonation.
- Pression d'explosion : c'est la pression développée lorsque l'explosif réagit pour donner les produits de détonation à son volume original.

En réalité, les caractéristique principales d'un explosif son données par :

- **L'énergie de transmission dans le rocher** : des études entreprises notamment aux (USA) et (Canada) et reprises dans certains pays européens, ont montré que le transfert de l'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur lorsque le rapport impédances mécaniques de l'explosif et du rocher  $I$  est compris entre 0,4 et 0,7 et se rapproche de 1 (Eq.I.1) (Mouloud, 2010 ; Hadjadj, 2014) :

$$I = [(d_{ch} \times D)/(\rho_r \times V_c)] \quad (I.1)$$

Où :

$D$  : vitesse de détonation de l'explosif (m/s) ;  $\rho_r$  : densité de la roche ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $V_c$  : vitesse des ondes de compression dans la roche (m/s) ;  $d_{ch}$  : densité de chargement de l'explosif dans le trou ( $\text{kg/m}^3$ ).

Les produits  $(d_{ch} \times D)$  et  $(\rho_r \times V_c)$  sont appelés impédances mécaniques de l'explosif et du rocher. La relation du rapport des impédances mécaniques montre que plus la roche est dure et dense, plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité Eq (I.2) et Eq (I.3).

$$I_e = (d_{ch} \times D) \quad (I.2)$$

$$I_r = (\rho_r \times V_c) \quad (I.3)$$

$I_e$  : impédance de l'explosif ;  $I_r$  : impédance du rocher.

En pratique pour augmenter les valeurs du rapport des impédances, on joue sur la valeur de  $(d_{ch})$  donnée par Eq (1.4), en améliorant le couplage de la charge (diamètre de charge plus grand, ou explosif en vrac de façon à obtenir  $D_e = D_t$ ). D'une manière générale un bon couplage permet d'améliorer les résultats du tir.

$$d_{ch} = \rho_e \times (D_e/D_t)^2 \times k_t \quad (I.4)$$

Où :

$d_{ch}$  : densité de charge de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ),  $\rho_e$  : masse volumique d'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $(D_e/D_t)$  : représente le couplage de la charge ;  $D_e$  : diamètre de la charge explosive (mm). ;  $D_t$  : diamètre du trou (mm) ;  $K_t$  : coefficient de tassement de l'explosif (-).

- **Le coefficient d'énergie de l'explosif** : ce coefficient est noté « S » et déterminé par calcul thermodynamique. Il est par ailleurs utilisé dans de nombreuses formules de calcul d'abattage en particulier dans les formules de Langefors et Kilhstrom. Elle est donnée par la formule Eq (I.5) (Mouloud, 2010) :

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

S : coefficient d'énergie ;  $Q_r$  : quantité de chaleur dégagé par la détonation (J) ;  $V_r$  ( $m^3$ ) : volume de gaz ( $m^3$ ) ; Q : quantité de chaleur dégagé par la détonation (J) ; V : volume de gaz ( $m^3$ ).

$Q_r$  et  $V_r$  sont les valeurs correspondantes à un explosif de référence.

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

#### **I.2.2.6. Types d'explosifs**

Selon leur vitesse de transformation de la matière on distingue (Mouloud, 2010) :

- Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde) ;
- Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (2000 à 8000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

#### **A. Explosifs déflagrants**

Le seul explosif industriel déflagrant autorisé pour le traitement des roches est la poudre noire comprimée (Nitro-Bickford, 2002). La poudre noire est constituée d'un mélange de salpêtre, de charbon de bois et de soufre, finement pulvérisé (Figure I-6). Elle se présente en cartouche cylindrique creuse de plusieurs éléments. On emploiera les explosifs déflagrants lorsqu'on voudra simplement obtenir des blocs sans fissures.

#### **B. Explosifs détonants**

On distingue deux grands types d'explosifs détonants qui sont : les cartouches explosives et les explosifs en vrac, tous deux étant à base de nitrate d'ammonium. Dans les cartouches, nous avons : la dynamite (stabilisation de la nitroglycérine), les gels et les émulsions (tous deux obtenus par gazéification). Les explosifs en vrac quant à eux, comprennent le nitrate d'ammonium en granulés et l'ANFO.

### **(i) Dynamites**

On appelle dynamite un explosif à base de nitroglycérine. On distingue deux modes principaux de fabrication pour les dynamites (Nitro-Bickford, 2002) : les dynamites à absorbant inerte (produit qui n'intervient pas dans la réaction chimique) et les dynamites à absorbant actif qui peut être un combustible (farine de bois) ou un sel comburant (nitrate d'ammonium).

### **(ii) Explosifs nitratés**

Pour fabriquer des explosifs nitratés, on réalise des mélanges de nitrate d'ammonium et de divers combustibles tels que la farine de bois ou la tourbe. Pour rendre ces mélanges sensibles à l'amorçage, on y ajoute du trinitrotoluène (TNT). En raison de l'absence de nitroglycérine, on appela ces produits, explosifs de sûreté. Les nitratés sont encartouchés et se présentent sous la forme d'une matière pulvérulente hétérogène de couleur beige foncé à marron (Nitro-Bickford, 2002). En raison de la grande solubilité du nitrate d'ammonium, les explosifs nitratés ont une résistance à l'eau médiocre.

Les plus largement utilisés dans les mines et carrières sont les Nitrate-fiouls. Les nitrates-fiouls gels sont sensibles à l'eau et très peu sensibles aux chocs. Les Nitrate-fiouls sont composés de : nitrate d'ammonium ( $\approx 94\%$ ) et fioul domestique ( $\approx 6\%$ ).

### **(iii) Gels**

La base de la composition chimique des gels est la même que celle du nitrate fioul : un combustible et un comburant (Nitro-Bickford, 2002). Le comburant est principalement le nitrate d'ammonium, mais on peut utiliser aussi d'autres minéraux (nitrate de calcium, de sodium). Le combustible est en général une huile minérale, mais il peut aussi être constitué d'urée, de sucre, de glycol ou d'aluminium de très fine granulométrie (qualité peinture). Ils sont le plus souvent conditionnés en cartouches avec enveloppe plastique souple fermée par des agrafes métalliques. Les gels sont insensibles à l'eau et très peu sensibles aux chocs.

### **(iv) Emulsions explosives**

Les émulsions sont des solutions aqueuses de nitrate d'ammonium (de calcium ou de sodium) et d'huile minérale émulsifiée. Le mélange des deux liquides, en principe non miscibles car de densité différente est effectué à l'aide de mélangeurs, en provoquant une agitation violente. Plus les gouttelettes sont fines, plus stable est l'émulsion. Pour le rendre explosive, il faut la sensibiliser en y introduisant des minuscules bulles de gaz qui permettent

la détonation du mélange par effet de points chauds. Les gels sont insensibles à l'eau et très peu sensibles aux chocs.

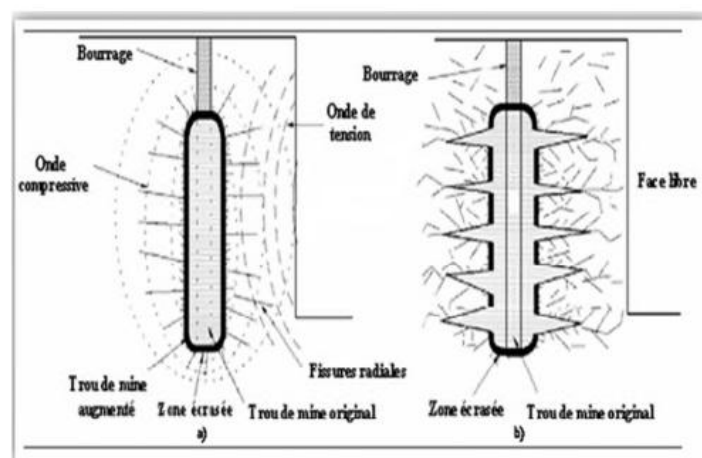
### I.3. Mécanisme de fragmentation des roches par explosifs

#### I.3.1. Mécanisme d'abattage à explosif

Le mécanisme d'abattage à explosif réside dans l'influence de l'explosif et les propriétés des roches. Ce mécanisme est décrit comme suit :

- La détonation d'explosif génère une onde de choc dans la roche qui devient rapidement une onde de déformation compressive radiale (Figure I-5.a). Cette dernière se propage dans la roche générant une série des fissures radiales dans toutes les directions. Cette onde de choc est faible après réflexion sur une surface libre de la masse à abattre et aucun mouvement de la roche n'est produit. Il est aussi assez faible qu'il n'y a pas probablement de mouvement en formation de cratère, mais la forme de cratère semble d'être dépendante de la vitesse longitudinale du son et celle de propagation des fissures dans la roche.

- Cependant le bourrage commence à faire réduire la pression dans le trou foré. Cette réduction dans la pression permet à la roche de se délatrer donc une expansion des fissures dans lesquelles les gaz parcourent à la vitesse locale du son (Figure I-5.b). Ce qui provoque une seconde compression de la roche ouvrant rapidement les fissures. Puisque la pression élevée des gaz avance, la roche soumise au cisaillement qui provoque fissuration aux angles droits des fissures initiales. Ce processus continu jusqu'à les gaz peuvent se libérer directement dans l'atmosphère soit à travers les faces libres ou à travers le trou après l'éjection du bourrage.



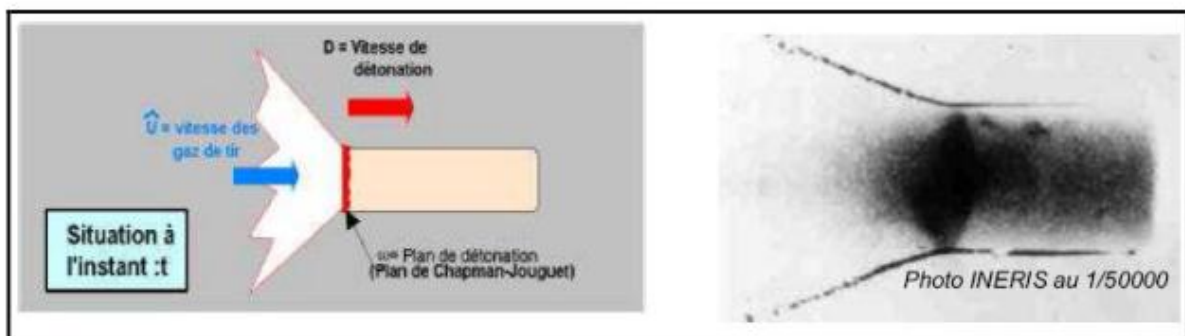
**Figure I-5.** Mécanisme d'abattage à explosif : (a) propagation de l'onde de choc, (b) expansion de pression de gaz (Mouloud, 2010).

### I.3.2. Mécanisme de fragmentation

#### I.3.2.1. Théorie de base (équation d'Hugoniot-Rankine)

En expérimentation à l'air libre, à un instant ( $t$ ), on distingue lors d'une détonation (Mouloud, 2010) :

- Un plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet) séparant la zone qui a déjà détoné de celle qui va se décomposer. L'épaisseur de ce plan est en moyenne de l'ordre du centimètre, elle n'est que de quelques millimètres pour les dynamites. Le plan de détonation se propage à une vitesse  $D$  (Figure I-6);
- Un cône formé par la détente des gaz. L'angle que fait ce cône varie en fonction de la vitesse de détonation. Il est caractéristique de la détonation, on l'appelle angle Mach. La vitesse de déplacement des gaz qui forment ce cône est notée  $\hat{U}$ .



**Figure I-6.** Plan de détonation (plan de Chapman-Jouguet) (Mouloud, 2010).

On cherche la relation entre les vitesses,  $\hat{U}$ ,  $D$  et les caractéristiques physiques de l'explosif (Mouloud, 2010) :

Pour cela on va écrire un système de 3 équations qui traduisent :

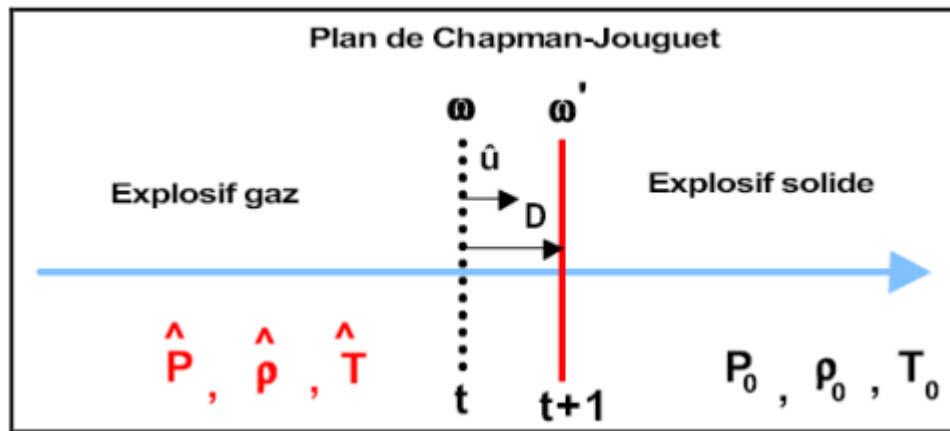
A/ La conservation de la masse.

B/ La conservation de l'énergie.

C/ La conservation de la quantité de mouvement.

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

Le graphe ci-dessous schématise les conditions idéales de la détonation :  
décomposition parfaite sans perte d'énergie (Figure I-7).



**Figure I-7.** Conditions idéales de la détonation (Mouloud, 2010).

Le plan de Chapman-Jouguet noté ( $\omega$ ) sépare l'explosif solide de l'explosif gaz.

L'état initial (explosif solide) est (Mouloud, 2010) :

- À la pression  $P_0$ .
- Sa densité est  $\rho_0$ .
- Et se trouve à la température  $T_0$ .

L'état final correspondant est Eq (I.6) :

$$(D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho} \quad (I.6)$$

D'où la relation Eqs (I.7), (I.8):

$$D \times s \times t \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho} \quad (I.7)$$

$$D \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \quad (I.8)$$

- La vitesse des gaz du tir  $\hat{U}$ .
- La densité  $\hat{\rho}$ .
- La température  $\hat{T}$ .

On va écrire trois équations qui traduisent les relations physiques entre l'état initial et l'état final (Mouloud, 2010) :



➤ **Conservation de la masse**

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

➤ **Conservation de l'énergie**

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

➤ **Conservation de la quantité de mouvement**

Le travail nécessaire à la mise en mouvement du plan qui entraîne les gaz est équivalent aux forces de pression engendrée par les gaz. Une quantité de mouvement s'exprime par le produit (masse × vitesse). Au lieu d'écrire les valeurs physiques de manière classique (ex : pour calculer une masse on multiplie le volume par la densité) on va faire intervenir le temps et la vitesse de détonation ou celle des gaz.

• **Règle A : équation de conservation de la mass**

La masse d'explosif que traverse l'onde de choc par unité de temps (t) et par unité de surface d'onde (s) est Eq (I.9) :

$$D \times s \times t \times \rho_s \quad (I.9)$$

( $D \times s \times t$  Correspond à un volume)

La masse correspondante à des produits de détonation est Eq (I.10) :

$$(D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho} \quad (I.10)$$

D'où la relation Eqs (I.11), (I.12) :

$$D \times s \times t \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times s \times t \times \hat{\rho} \quad (I.11)$$

$$D \times \rho_0 = (D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \quad (I.12)$$

• **Règle B : équation de conservation des énergies**

Soit  $E_0$  l'énergie interne de l'explosif par unité de masse dans les conditions initiales et  $\hat{E}$  l'énergie interne des produits de détonation. Nous pouvons écrire que la somme des variations des énergies internes et des énergies cinétiques de la matière est égale aux travaux des forces de pression appliquées dans la même unité de temps (t) d'où l'équation Eq (I.13) :

$$\rho_0 \times D \times (\hat{E} - E_0) + \rho_0 \times D \times \hat{U}^2 / 2 = \hat{P} - \hat{U} \quad (\text{I.13})$$

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

Le travail nécessaire à la mise en mouvement du plan correspond à la masse d'explosif traversé par l'onde de choc (Figure I-20) multiplié par la vitesse de propagation du plan de Chapman Jouguet soit (Eq (I.14) (Mouloud, 2010) :

$$D \times \rho_0 \times D = P_0 \quad (\text{I.14})$$

Les forces de pression engendrées par les gaz sont égales à la masse de ces dernier multipliée par leur vitesse, soit Eq (I.15) :

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

D'où la relation Eq (I.16) :

$$(D - \hat{U}) \times \hat{\rho} \times (D - \hat{U}) - D \times \rho_0 \times D = \hat{P} - P_0 \quad (\text{I.16})$$

A partir de ces trois équations, on établit la relation de Chapman-Jouget Eq (I.17) :

$$(D - \hat{U}) = \hat{a} \quad (\text{I.17})$$

Où  $\hat{a}$  est la vitesse de son dans le gaz. Plus les gaz sont denses plus cette vitesse sera élevée.

**N.B** : Si  $D$  et  $\hat{U}$  sont de même sens, le régime est détonant.

• Si  $D$  et  $\hat{U}$  sont de sens opposé, le régime est déflagrant.

**I.3.2.2. Processus de fragmentation**

Le mode d'action de l'explosif dans le massif rocheux (Figure I-8) s'effectue en quatre phases (Nitro-Bickford, 2002) :

**a) Phase 1 : temps  $t_0 + \varepsilon$**

La colonne d'explosif est transformée en quelques millisecondes en colonne de gaz. Ces gaz à haute pression (600 à 900 MPa) et haute vitesse (1800 à 2200 m/s) entrent violemment en contact avec la paroi et créent une onde de choc sur l'interface explosif gaz/roche. L'onde de choc qui se propage dans l'explosif est transmise au massif sous la forme d'un champ de contrainte (Figure I-8.a).

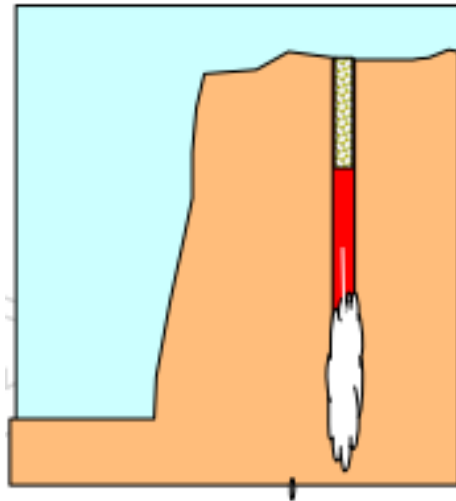


Figure I-8.a. Propagation de l'onde de choc (Nitro-Bickford, 2002).

**b) Phase 2 : temps  $t_0 + 0,7$  ms**

L'intensité du champ de contraintes s'atténue rapidement avec l'éloignement de la charge. Ce champ de contrainte se déplace dans la roche à une vitesse d'abord proche celle de la vitesse de détonation de l'explosif puis à la vitesse de déplacement des ondes sismiques dans la roche. Ce champ de contrainte est de nature compressive (contrainte de compression) mais aussi extensive (traction). Comme les contraintes de compression ont une intensité largement supérieure à la résistance à la compression de la roche, celle-ci est broyée et pulvérisée à proximité immédiate du trou (Zone A). Ensuite on dépasse la zone de pré-rupture. Cela induit des fissurations radiales Zone B (dues à des contraintes de traction). Au-delà de la zone B, on est en zone élastique, l'onde de choc traverse le massif à la vitesse  $C_0$  (vitesse du son dans la roche) sans la détruire (Figure I-8.b).

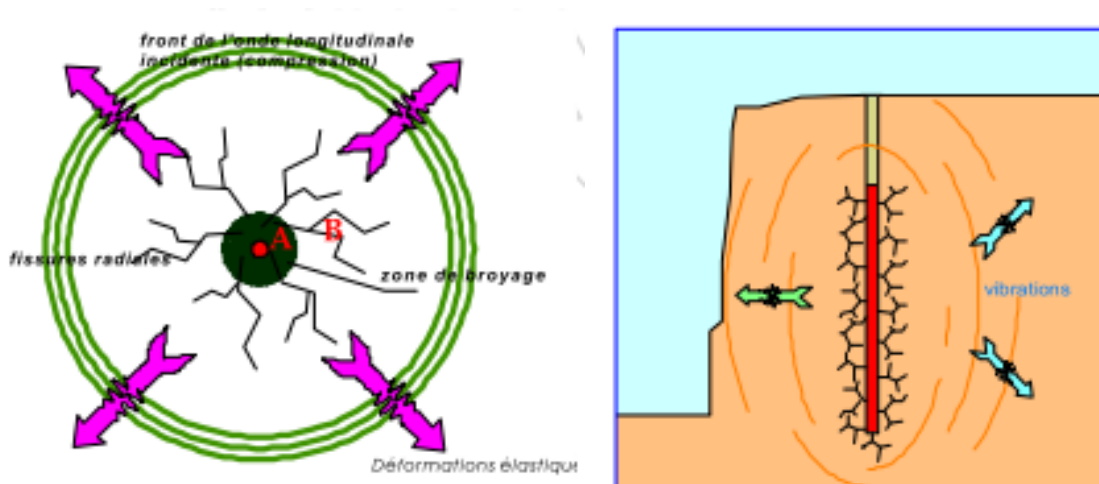


Figure I-8. b. Fissuration radiale (Nitro-Bickford, 2002).

c) **Phase 3** : temps  $t_0 + 1,3$  ms

Lorsque le champ de contrainte atteint le front de taille, une partie traverse la surface et l'autre se réfléchit. La roche étant très résistante à la compression mais peu à la traction (en moyenne  $R_t = R_c/20$ ), l'onde réfléchie dépasse largement  $R_t$ , elle provoque un phénomène de fissuration sensiblement parallèle au front de taille ou écaillage. Cette onde réfléchie se propage vers l'arrière et va croiser le réseau de fissurations radiales précédemment formé. Pratiquement dans le même temps, les gaz résiduels pénètrent dans les fissures et les écartent. La pression diminue. Le champ de contraintes n'a d'effets utiles à l'abattage du massif que lorsqu'il se propage vers les surfaces de réflexion constituées par le plan vertical du front et horizontal du gradin supérieur. Vers l'arrière et vers le bas, ce champ de contraintes se perd dans le sol et on le retrouve à distance respectable du tir sous forme de vibrations (Figure I-8.c).

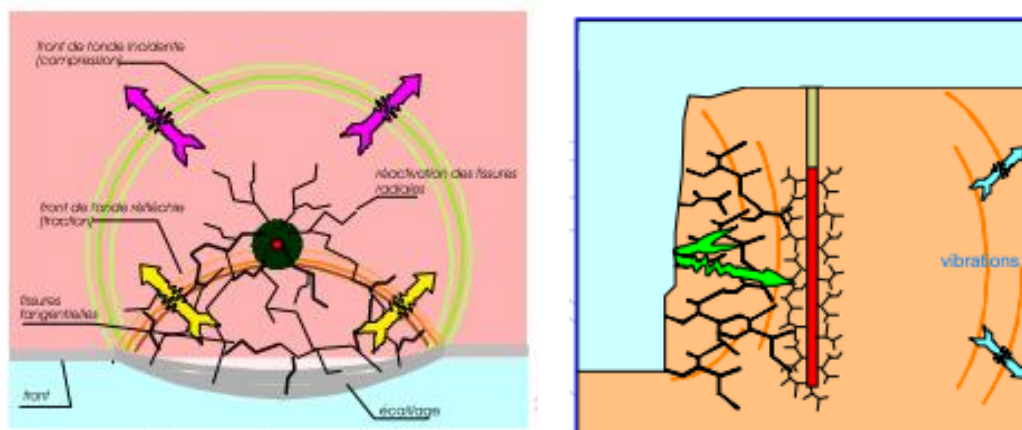
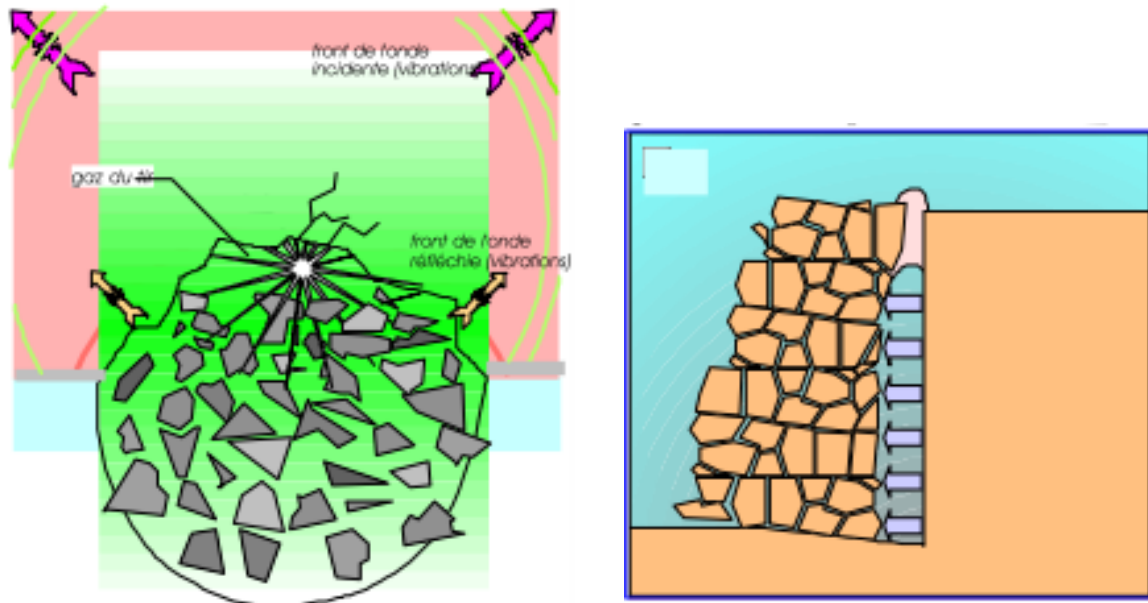


Figure I-8.c. Propagation des ondes sismiques (Nitro-Bickford, 2002).

d) **Phase 4** : : temps  $t_0 > 15$  ms

A ce stade, aucun déplacement de matériaux ne s'est encore effectué. Le bourrage qui ferme le trou de mine est encore en place s'il est correctement dimensionné. Le trou est alors rempli de fumées de tir sous haute pression, qui en se détendant, s'engouffrent dans les fissures pour les agrandir, disloquant le massif et propulsant les blocs vers la surface libre (Figure I-8.d). C'est la détente brutale des gaz à travers les fissures créées par l'onde de choc ou à travers des fissures naturelles du massif qui est à l'origine du bruit émis par les tirs.



**Figure I-8.d.** Fragmentation complète du massif (Nitro-Bickford, 2002).

**Figure I-8.** Processus de fragmentation (Nitro-Bickford, 2002).

### I.3.2.3. Energie transmise par l'explosif

L'énergie d'un explosif libérée au cours d'une détonation se manifeste sous deux formes. Ainsi, L'énergie d'un explosif libérée au cours d'une détonation peut être décomposée en deux types d'énergie (De Lile, 2012) : Une énergie de choc véhiculée par une onde de choc qui sera transmise dans le milieu connexe (terrain) ; une énergie de gaz qui s'exprime sous la forme d'un gaz à très haute température et pression. L'énergie libérée lors de la détonation d'un explosif se manifeste sous deux formes : une énergie de choc, portée par une onde de contrainte, qui se transmet dans le milieu extérieur, et l'énergie des gaz d'explosion. La première étape du processus est ainsi la transmission de l'onde de choc au massif rocheux. Dans le cas d'une onde de choc plane parallèle à la surface de discontinuité, dans les conditions de l'élasticité linéaire, le transfert d'énergie peut être donné par la formule suivante Eq (I.18) (Coulombes, 2011 ; Hadjadj, 2014). :

$$\frac{E_{tr}}{E_i} = \frac{4I}{(1+I)^2} \quad (I.18)$$

$E_{tr}$  : énergie de l'onde transmise (J) ;  $E_i$  : énergie de l'onde incidente (J) ;  $I$  : rapport d'impédances de l'explosif et de la roche.

Le rapport d'impédance de l'explosif est donné par la formule Eq (I.19) (Mouloud, 2010) :

$$I = [(\rho_e \times D)/(\rho_r \times V_c)] \quad (I.19)$$

$I$  : rapport impédance mécanique (acoustique);  $\rho_e$  : masse volumique de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $D$  : vitesse de détonation de l'explosif (m/s) ;  $\rho_r$  : masse volumique de la roche ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $V_r$  : vitesse du son dans la roche (m/s).

L'impédance mécanique (acoustique) est donnée par la formule Eq (I.20) :

$$Z = \rho \cdot V \quad (\text{I.20})$$

$Z$  : impédance mécanique (acoustique) de l'explosif ou du rocher ( $\text{Pa.s/m}$ ) ;  $\rho$  : est la masse volumique du massif ou de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $V$  : vitesse de propagation des ondes ou de la détonation pour l'explosif (m/s).

### **I.3.2.4. Mécanisme d'endommagement**

#### **I.3.2.4.1. Endommagement des roches**

La détonation d'un explosif dans un trou de mine permet de définir trois zones bien distinctes sous l'action combinées des ondes de contraintes et de l'énergie des gaz : c'est l'effet explosif sur la roche. Ces zones sont (Figure I-8) : la zone sismique, la zone de fissuration radiale et la zone de broyage,

Pour prévoir les zones d'endommagement des explosifs, il faut identifier le mécanisme d'endommagement. La théorie la plus courante de « la rupture » de la roche par dynamitage consiste en deux étapes (Changshou, 2013) :

- (i) Dans la première étape, l'onde de choc provoque la formation de fissures radiales autour du trou de forage et l'écrasement de la roche.
- (ii) Dans la deuxième étape, les gaz pénètrent dans les fissures, les élargissent et les allongent. Ce mécanisme est à l'origine du phénomène de « l'effet arrière ».

#### **I.3.2.4.2. Zones d'endommagement**

Lors du processus d'endommagement des roches, on distingue deux qui ont des contraintes de poussée majeures différentes qui agissent en fonction de dommage à causer. On distingue : la zone de fissuration radiale et la zone de broyage.

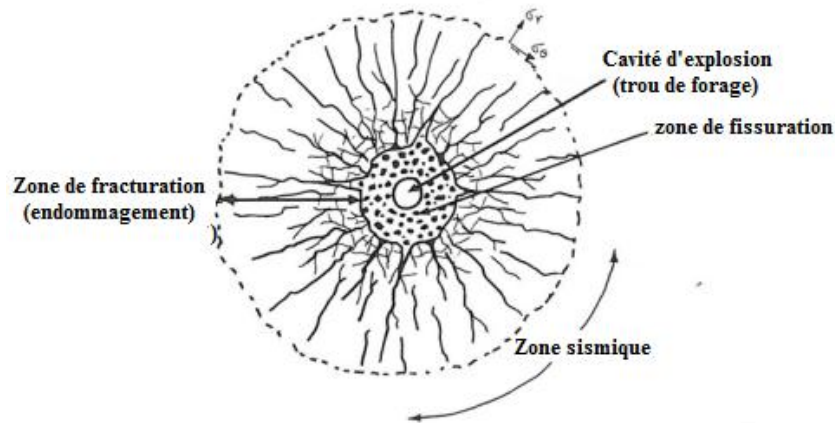
« **La zone de fissuration radiale** » correspond à la création de fissures par des tractions orientées tangentiellement par rapport au trou. Des fissures tangentielles peuvent également se former, à la faveur de discontinuités localisées dans la roche. Les fissures radiales peuvent être créées par le passage de l'onde de choc, ouvertes par la pression interne des gaz d'explosion, les

deux phénomènes étant largement combinés (De Lile, 2012). En effet, lors de l'analyse de l'effet de gaz Lors de la détonation de l'explosif, on observe des fissurations radiales au voisinage immédiat du trou de mine par transformation de la pression statique des gaz en contraintes de traction. C'est ce qui explique la fissuration en "étoile", bien visible autour d'un trou ayant fait "canon" (Cruise, 2011). Donc, lors de la création des fissurations radiale, l'effet des gaz est prépondérant par rapport l'effet de choc (Figure I-9).

« **La zone de broyage ou d'écrasement** » est à l'interface immédiate entre explosif et roche. Sa portée est faible et généralement de l'ordre de deux à plusieurs rayons de trou. Dans cette zone, la roche est intensément fragmentée par des mécanismes combinés de compression et de cisaillement. Au-delà de la zone de fissuration radiale, les niveaux de contrainte tangentielle dynamique atteints (que ce soit par la pression interne des gaz ou par l'action des ondes de choc) sont trop faibles pour poursuivre la rupture. L'énergie mécanique résiduelle est propagée dans la roche sous forme d'ondes sismiques ou convertie en énergie cinétique pour la mise en mouvement des fragments. A l'échelle d'un plan de tir, de l'endommagement arrière peut être observé : on parle d'effets arrière. Il est généralement admis que ces ondes de traction jouent un rôle important dans le processus de fragmentation de la roche abattue. L'analyse de l'effet de choc, les éléments fins correspondent à la zone de broyage (De Lile, 2012). La résistance à la compression a été dépassée par la contrainte de choc due à la détente rapide des gaz (Changshou, 2013). La zone peu broyée correspond à la partie parcourue par la contrainte de choc de valeur inférieure à la résistance  $R_c$ . Donc, lors de la création d'une zone de broyage (ou de fines), seul l'action les ondes de chocs subsistent (Figure I-9).

« **La zone sismique** » est encore appelée zone d'extension de la fissure. Dans leur tentative de s'échapper et d'équilibrer la pression interne du forage avec la pression atmosphérique, les gaz pénètrent les fissures formées, favorisant ainsi leur propagation. Les fissures dominantes s'étendent aux dépend des fissures moins développées, et se développent au maximum de leur potentiel lorsque la pression des gaz en leur sein ne peut plus les provoquer (Figure I-9).





**Figure I-9.** Zones d'endommagement autour d'un trou de mine (De Lile, 2012).

### I.3.2.4.3. Paramètres de la détonation

Lors du processus d'endommagement de la roche, quatre (04) facteurs fondamentaux sont en jeu et coexistent pour l'écrasement complet de la roche ainsi que sa mise en mouvement déplacement (Changshou, 2013). Il s'agit de (Figure I-10) : la roche, trou de forage, l'air et les explosifs. A la fin du processus d'endommagement, il y a émission des particules et du gaz et la propagation des ondes de choc sous forme d'onde sismique. Les paramètres de l'onde de choc comprennent la pression de l'onde de choc, la vitesse des particules et la vitesse de l'onde de choc. La pression de l'onde de choc d'un explosif est la pression de détonation. Cette pression interagit avec l'air entre l'explosif et la paroi du trou de forage. La pression résultante passe alors de l'air à la roche entourant le trou de forage. La détonation étant un processus d'endommagement, celle-ci est caractérisé des paramètres fondamentaux (Changshou, 2013) : la pression de détonation dans le trou, la densité des particules, la vitesse des particules, la vitesse des ondes de choc, les impédances mécaniques des explosifs et de la roches, le rayon de broyage et le rayon de fissuration.

Plusieurs équations caractérisent ces paramètres. Ces équations sont données les formules de Hino (1956) Eqs (I.21), (I.22), (I.23), (I.24), (I.25), (I.26), (I.27), (I.28) :

(1) Pression de détonation dans le trou :

$$P_{CJ} = \frac{1}{1+\gamma} \rho_0 D^2 \quad (I.21)$$

$P_{CJ}$  : pression de détonation (Pa) ;  $\rho_0$  : densité de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $D$  : vitesse de détonation (VOD) (m/s) ;  $\gamma$  : exposant isentropique ( $\approx 3,0$ ).

(2) Densité des ondes de choc :

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

$$\rho_{CJ} = \frac{\gamma+1}{\gamma} \rho_0 \quad (I.22)$$

$\rho_{CJ}$  : densité des particules ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $\rho_0$  : densité de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $\gamma$  : exposant isentropique ( $\approx 3,0$ ).

(3) vitesse des particules :

$$V_{CJ} = \frac{1}{1+\gamma} D \quad (I.23)$$

$V_{CJ}$  : vitesse des particules des ondes de détonation (m/s) ;  $D$  : vitesse de détonation (VOD) (m/s) ;  $\gamma$  : l'exposant isentropique ( $\approx 3,0$ ).

(4) vitesse des ondes de choc :

$$C_{CJ} = \frac{1}{1+\gamma} D \quad (I.24)$$

$V_{CJ}$  : vitesse des ondes de choc (m/s) ;  $D$  : vitesse de détonation (VOD) (m/s) ;  $\gamma$  : l'exposant isentropique ( $\approx 3,0$ ).

(6) Impédance mécanique (acoustique) de l'explsoif :

$$Z_{CJ} = \rho_0 D \quad (I.25)$$

$Z_{CJ}$  : impédance mécanique (acoustique) de l'explosif ( $\text{Pa.s/m}$ ) ;  $\rho_0$  : densité de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $D$  : vitesse de détonation (VOD) (m/s).

(7) Impédance mécanique (acoustiques) de la roche :

$$Z_x = \rho_r V_p \quad (I.26)$$

$Z_x$  : impédance mécanique (acoustique) de la roche ( $\text{Pa.s/m}$ ) ;  $\rho_r$  : densité de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $V_p$  : vitesse des ondes P dans la roche (m/s).

(8) Rayon de broyage :

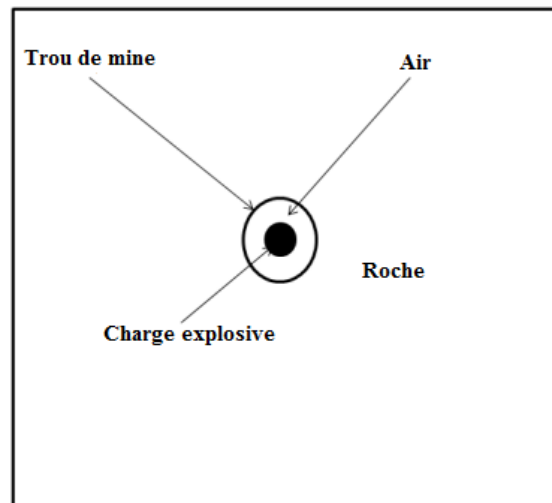
$$R_{Crack} = \sqrt{\frac{V_s}{V_p}} \times \sqrt[3]{q} \quad (I.27)$$

$R_{Crack}$  : rayon de broyage (m) ;  $q$  : poids de l'explosif (U.S.I) ;  $V_p$  : vitesse des ondes S dans la roche (m/s) ;  $V_s$  : vitesse des ondes P dans la roche (m/s).

(9) Rayon de fissuration :

$$R_{crush} = \sqrt{\frac{V_p}{V_s}} \times \sqrt[3]{q} \quad (I.28)$$

$R_{crush}$  : rayon de fissuration (m) ;  $V_s$  : vitesse des ondes S dans la roche (m/s) ;  $V_p$  : vitesse des ondes P dans la roche (m/s) ;  $q$  : poids de l'explosif (U.S.I).

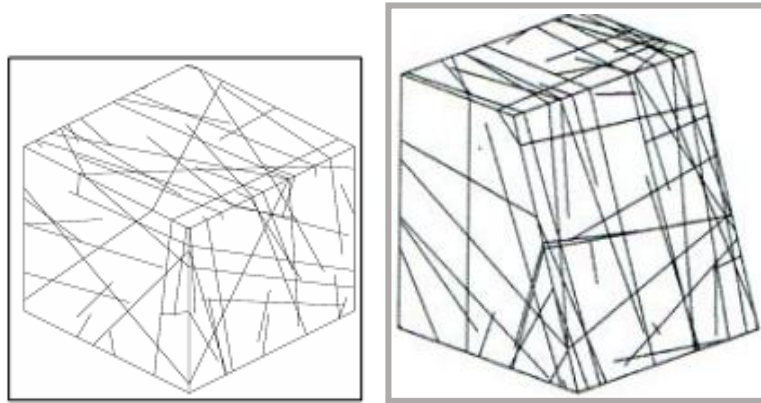


**Figure I-10.** Différentes zones pour une charge sphérique appliquée à un modèle de trou (changshou, 2013).

#### **I.4. Influence des discontinuités et des propriétés mécaniques sur la fragmentation des roches à explosif**

De nombreux chercheurs qui ont étudié l'influence des structures rocheuses sur le dynamitage ont conclu que ces caractéristiques structurelles ont une plus grande influence sur les résultats du dynamitage que les propriétés mécanique, explosives et la géométrie du dynamitage (Belland, 1966 ; Ash (1973 ; Changshou, 2013 ; Bradai, 2016). La principale caractéristique d'un massif rocheux est d'être hétérogène, ce qui vient compliquer la conception et la réalisation d'un tir. Cette hétérogénéité affecte la structure du massif en fonction des contraintes tectoniques (présence de discontinuités) subies historiquement (Changshou, 2013). Ces discontinuités recoupent de manière aléatoire l'ensemble du massif (Figure I-11) influence considérablement le tir, de même que la fragmentation des blocs rocheux. Globalement les caractéristiques de la matrice rocheuse influent beaucoup sur les performances de la foration et la transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci. Les

propriétés de la matrice rocheuse mises en jeu sont : la densité, la résistance à la traction et à la compression, le module de Young, le coefficient de Poisson, la porosité et l'impédance acoustique. Pour une performance optimale du dynamitage, il est essentiel que l'influence des propriétés de la masse rocheuse sur le processus de dynamitage soit bien comprise. Ces facteurs (discontinuités et propriétés mécaniques) constituent les paramètres les moins incontrôlables d'un tir (Annexe I-1).



**Figure I-11.** Distribution 3D des discontinuités dans un massif (Coulombe, 2011).

#### **I.4.2. Influence des discontinuités sur la fragmentation des roches**

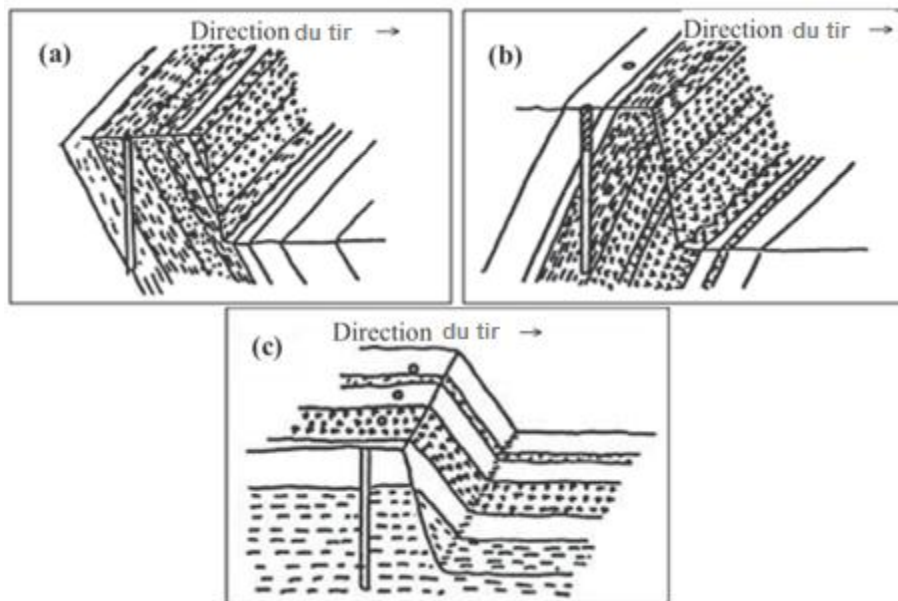
Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers. Les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches. Ces discontinuités peuvent intervenir selon leurs orientations, fréquences, continuité, matériaux de remplissage, épaisseur et caractéristiques mécaniques. L'influence des discontinuités sur le degré de fragmentation d'un massif rocheux est caractérisée par la distance entre les fissures, leurs largeurs et places dans le massif (Fogelson et al, 1958).

Le réseau des grandes familles de discontinuités dont les plans de stratification, foliation et fractures ont une Influence sur le tir car ces discontinuités représentent des zones de faiblesse. Il est donc clair qu'il faudrait les prendre en compte dans la mise en œuvre l'opération d'abattage (Burkle, 1979). Les essais sur les effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales dans le massif ont conduit à des résultats contradictoires. Burkle avança qu'une orientation du front de tir parallèle à la direction des joints principaux provoquerait la propagation sur une plus grande distance de l'énergie de la déformation dans la zone limitée par la discontinuité, ce qui favoriserait une meilleure fragmentation ; Belland arriva en effet aux mêmes conclusions pendant ses essais de tir dans une mine de fer et Tidman, observa les mêmes phénomènes dans une mine de cuivre. (Hadjadj, 2014). Cependant, des

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

essais effectués dans une carrière de dolomie par Ash (1973) donnèrent les résultats contraires. En général, il obtient une meilleure fragmentation pour les tirs effectués sur les talus orientés perpendiculairement à la direction des joints principaux, observa les mêmes résultats pendant ses essais sur les séries de calcaire et de gés. Enfin, les essais au laboratoire de Singh et Harries ont donné les fragments rocheux de taille plus petite dans le cas où la direction des joints simulés est perpendiculaire au talus (Kamoulete, 2010 ; Boussaid, 2015).

Sur le terrain, les praticiens choisissent, s'ils le peuvent, de travailler avec ou contre le pendage suivant les résultats escomptés (Figure I-12). Il est donc important de connaître la direction et le pendage des joints, la fréquence des joints mais aussi la nature des remplissages pour évaluer ce qui sera transmis, réfléchis par les différentes discontinuités géologiques (Menacer, 2011). Le tir le long de la direction du pendage ou avec pendage, c'est à dire la configuration où les bancs pendent vers la fosse, conduit à une meilleure sortie de pied et un tas d'un profil bas, mais a des effets arrière qui peuvent être importants. D'un autre côté le tir à contre pendage, peut conduire à des problèmes de pied et provoque un tas de profil élevé ; les effets arrière tendent à être plus faibles aussi Burkle, (1979).



**Figure I-12.** Adaptation du plan de tir en fonction des discontinuités (Burle, 1979) : ((a) représentation schématique du tir avec pendage, (b) représentation schématique du tir contre le pendage, (c) représentation schématique du tir le long de la direction de pendage).

### I.4.3. Influences des propriétés mécaniques sur la fragmentation des roches

#### I.4.3.1. Résistance à la Compression

La résistance de la roche est mesurée comme la force sous laquelle les roches se brisent ou se cassent. Les roches peuvent se briser Les roches peuvent se briser de trois manières : compression, tension et cisaillement. La roche est généralement plus résistante en compression, de sorte que les conceptions du dynamitage doivent s'efforcer de placer la roche en tension pour la briser et en cisaillement pour créer des surfaces lisses (Gadikor, 2018). La résistance à la compression détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation (Rustan, 1990). La résistance de la roche à laquelle on se réfère communément est la résistance statique à la compression. Il est intéressant de noter que la résistance à la compression dynamique de la roche est de l'ordre de dix fois supérieure à sa résistance à la compression statique communément référencée. Ceci étant dit, une plus grande quantité d'énergie explosive est utilisée pour l'extension des fissures dans les roches à haute résistance dynamique (Segaetsho, 2017).

#### **I.4.3.2. Résistance à la traction**

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la matrice rocheuse pour l'abattage des roches à explosif. 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. À un moment donné, la contrainte de traction tombe sous le seuil de contrainte dynamique où de nouvelles fissures se forment, mais la contrainte de traction résiduelle est suffisante pour continuer à étendre les fissures préexistantes (Segaetsho, 2017). La résistance de la roche détermine aussi le niveau de vibration du sol nécessaire pour provoquer des fissures et des écaillages (Behrouz, 2018). Les roches à haute résistance nécessitent un niveau élevé de contrainte dynamique pour provoquer l'écaillage et la fissuration (Singh et Narendrula, 2007). En conséquence, la mise en œuvre d'un dynamitage identique sur des roches ayant des résistances à la traction différente, entraîne des fragmentations diverses induites par le dynamitage.

#### **I.4.3.3. Module de Young**

Le module de Young est une indication de la déformabilité de la matrice rocheuse ; plus celui-ci est important, plus il est difficile pour les gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche (Mouloud, 2010). Les roches présentent généralement un comportement élastique (Cruise, 2011), elles sont généralement décrites à l'aide du module de Young. Le module de Young est couramment utilisé comme mesure de rigidité de la roche et à des fins de dynamitage, les roches rigides ayant tendance à produire une énergie d'égalisation plus élevée dès le début

du processus de détonation (Behrouz, 2018). De Graaf (2011) s'accorde à dire que, les roches à faible module d'élasticité se déforment davantage avant la rupture, absorbant ainsi plus d'énergie que les roches plus rigides, ce qui les rend moins réactives. Le module de Young caractérise la raideur de la roche. Des roches raides telles que les basaltes ou les granites ont un module élevé (80000 MPa). Les roches tendres ont un module faible (5000 à 8000 MPa). Le module d'élasticité caractérise la rigidité de la roche et sa capacité à résister aux influences extérieures. Il est difficile pour les gaz explosifs de comprimer et d'étirer la roche si le module de Young de la roche est élevé. Il est constaté que la pression des gaz doit être inférieure à 5% du module de Young pour un dynamitage efficace (Gadikor, 2018).

#### **I.4.3.4. Coefficient de Poisson**

C'est le rapport entre l'écrasement et la dilatance. Il traduit l'aptitude de la roche à se comprimer sur elle-même et à transmettre latéralement les pressions qu'elle supporte. La signification du coefficient de Poisson est que les roches avec les coefficients de Poisson faibles répondent plus favorablement aux efforts de dynamitage (Segaetsho et al, 2019). Les valeurs proches de 0 représentent les roches à forte cohésion (roches éruptives). A l'inverse les valeurs proches de 0,5 représentent les roches à faible cohésion (roches sédimentaires).

#### **I.4.3.5. Densité**

La densité de la masse rocheuse est également considérée comme un facteur important influençant la fragmentation des roches provoquée par l'explosion. En général, la facilité ou la difficulté de briser la roche est dictée par la densité de la roche (Behrouz, 2018). La variation de la densité a un impact significatif sur les performances de l'explosion et la fragmentation induite par l'explosion (Behrouz, 2018). Les roches à haute densité ont tendance à nécessiter une énergie explosive plus élevée que les roches à faible densité afin d'obtenir le résultat souhaité en matière de rupture de la roche, ceci étant dû à l'inertie accrue de la roche de densité plus élevée (Segaetsho, 2017). Les concepteurs d'explosifs utilisent la densité de la roche pour concevoir des facteurs d'énergie ou de poudre appropriés. Pour les boute-feux, des densités précises sont importantes lors de la conversion des volumes de roches en poids pour les propriétés des billes de dynamitage. Elle indique l'énergie nécessaire pour déformer et déplacer la roche et affecte les propriétés de propagation de l'énergie de la roche. Propriétés de propagation de l'énergie de la roche. Cependant, les roches poreuses ayant une densité plus faible absorbent l'énergie et rendent la fragmentation difficile (Gadikor, 2018).



#### **I.4.3.6. Porosité**

La porosité d'une roche est une mesure de l'espace vide à l'intérieur de la roche. Une roche très poreuse présente un pourcentage élevé de vides ou d'espaces interstitiels. Ces vides ou espaces ouverts peuvent augmenter la capacité d'une roche à absorber et éventuellement à retenir l'eau. L'extrême porosité d'une peut réduire efficacement le confinement de l'énergie). La porosité des roches affecte également les performances du dynamitage. Lors du dynamitage des roches très poreuses, une plus grande dissipation de l'énergie a lieu et un broyage et une production des fines considérables se produisent. Le travail de fragmentation d'une roche très poreuse est donc effectué presque entièrement par la composante d'énergie de soulèvement de la sortie d'énergie totale d'un explosif. Les roches poreuses sont sensibles à l'influence de la pression de l'eau interstitielle qui réduit considérablement la résistance à la compression et au cisaillement. La porosité a pour effet de réduire la pression gazeuse de la roche, les gaz étant coincés dans les pores. La propagation des fissures est également entravée par les vides des pores (Segaetsho, 2017).

#### **I.5. Problématique**

Certains auteurs à l'instar de Cunnigham (2005), Shaib et al (2020) ; Huang et al, (2020) ; Zhendong et al (2020)., pensent qu'il est souvent difficile d'obtenir le résultat escompté de la fragmentation après le tir. La présence des gros blocs nécessite une fragmentation secondaire pour réduire davantage les matériaux tirés aux tailles acceptables, augmentant ainsi les coûts de production, les pertes de temps et les effets destructeurs de l'environnement (Rustan, 1990 ; De Lile, 2012 ; Mohammad et al, 2018 ; Yahyaoui et al, 2018 ; Agyei et al, 2019). En général, lors d'un tir à explosif, il n'y a pas toujours adéquation entre la taille des blocs abattus et la maille du concasseur.

Si le résultat du tir dans la carrière de Bidzar est loin de celui escompté, quelles sont les causes de ce paradigme entre le tir et la fragmentation des blocs attendue ? Quelles sont les facteurs responsables de ce problème ? Serait-ce la géologie du massif ? Ou plutôt les propriétés mécaniques de la roche in situ ? Ou encore une mauvaise conception du tir à réaliser ? Quels sont les paramètres qui contrôlent le tir ? Après tir dans la carrière de Bidzar, quelle est le pourcentage des fragments de blocs qui passe au concasseur ? Ce pourcentage atteint-il la marge de 80% ? Dans ce travail, il sera question de donner des réponses à ses différentes questions en améliorant l'information géologique et mécanique du massif de Bidzar, puis en évaluant la

proportion des blocs qui passent au concasseur après tir au moyen de la méthode de Kuz-Ram.

Les objectifs spécifiques de thèse sont les suivants :

- Réaliser la rosace directionnelle et la carte des linéaments de la zone d'étude ;
- Ressortir le réseau de discontinuité associée ;
- Evaluer les paramètres mécaniques du massif de marbre ;
- Déterminer les plans de tir de la carrière ;
- Dédire le plan optimal de tir et le plan limite de tirabilité ;
- Mettre en évidence la relation entre la tirabilité et les plans de discontinuité ;
- Mettre en évidence la relation entre le facteur de poudre, le pendage des plans de tir, la résistance à la compression et la fragmentation ;
- Mettre en exergue la relation entre la fragmentation, le pendage des plans de tir, la résistance à la compression, le facteur de poudre et la maille de foration.
- Estimer la distribution des fragments de blocs de marbre pouvant passer au concasseur en fonction des discontinuités et des propriétés mécaniques.

## **Conclusion**

Dans ce chapitre, il a été présenté la zone d'étude par, la localisation, la géomorphologie et l'hydrographie, la géologie, la tectonique et les caractéristiques mécaniques de la roche du site d'expérimentation. S'en est suivit l'approche méthodologique par la description des explosifs utilisés lors des opérations d'abattage, ensuite une description détaillée du processus d'explosion et de fragmentation des roches par explosifs. L'influence des discontinuités et des propriétés mécaniques a largement été décrite ainsi que paramètres influençant un tir et enfin la problématique. Dans le prochain chapitre, seront présentés, le processus de réalisation d'un tir, les paramètres géométriques du tir, l'estimation des quantités d'explosifs, les matériels et la méthodologie d'acquisition des données sur le terrain et leur principe d'analyse, ensuite la méthode de prédiction de la fragmentation de Kuz-Ram.

# **CHAPITRE II : MATERIELS ET METHODES**

---

## Introduction

L'abattage à explosif a pour but de fracturer un volume de roche par l'usage des explosifs. Pour ce faire la réalisation de cette opération intègre l'aspect géologique et mécanique et la maîtrise de la technique. Sur le plan géologie et géotechniques, les données structurales et les caractéristiques physico-mécaniques de la roche sont recherchées respectivement, car représentant les facteurs incontrôlables d'un tir, il est important de les connaître et mieux appréhender le massif avant le tir. Quant à la technique, il est question de simuler les son tir avant l'opération tenant compte des paramètres structurales et mécaniques pris sur le terrain afin d'avoir les premières tendances sur la fragmentation du futur tir et ainsi d'ajuster les paramètres géométriques au cas où les résultats prédiction de la fragmentation ne sont pas satisfaisante, permettant ainsi afin d'avoir un résultat meilleur sur le terrain qui est le proche possible des résultats de simulation. Pour ce fait, la méthode Kuz-Ram est utilisée. C'est une méthode largement utilisée dans le domaine scientifique et en industrie car ses formulations prennent en compte, les paramètres structuraux et mécaniques de la roche et les variables de conception qui sont les paramètres géométriques du tir. Dans ce chapitre, seront présentés tour à tour, les étapes d'un tir à explosif, les paramètres géométriques du tir, le calcul des quantités de charge explosive, les matériels utilisés et la méthodologie d'acquisition des données structurales et mécaniques sur le terrain, puis de décrire la méthode de Kuz-Ram pour la prédiction de la fragmentation des roches.

## II.1. Matériels

### II.1.1. Abattage à explosif

Par définition, les tirs d'abattage à explosif ou tirs de mine sont des tirs de volumes importants, c'est-à-dire de plus de 2000 m<sup>3</sup>. L'objectif premier est d'assurer la production d'échelons de terrassement et/ou concassage de forte capacité. La blocométrie est un critère essentiel à atteindre pour garantir la cadence de production souhaitée (Nitro-Bickford, 2002). C'est un tir réalisé avec un front de taille dégagé généralement de grande hauteur (limitée à 15 mètres).

#### I.1.1.1. Etapes d'un tir d'abattage à explosif

Les étapes d'un tir d'abattage à explosif sont :

##### 1<sup>ère</sup> étapes : conception initiale

- **Implantation** : cette étape permet d'établir choisir les paramètres de foration à savoir la banquette, la maille, l'espacement entre les trous (Figure II-1). Puis à marquer les positions des

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

trous de mine sur la surface à abattre et de donner le schéma de l'implantation s'il est carré, quinconce ou rectangulaire et à déterminer les profondeurs des trous par un relevé géométrique et topographique du front de taille (théodolite laser et une mire) car La surface à abattre n'est en générale pas plane, ce qui fait varier les profondeurs des trous.



**Figure II-1.** Implantation des trous de forage.

- **Foration des trous de mine :** cette action consiste à forer une série de trous sur une surface dure (plateforme), en bordure du front de taille afin d'abattre une tranche de matériaux (Figure II-2). Elle consiste à creuser faire des trous pour le placement des explosifs afin de dynamiter le massif. Il est question dans cette étape de déterminer les paramètres de foration On distingue cinq (05) paramètres de foration : diamètre de foration, l'inclinaison du trou, la profondeur du forage ou longueur du trou, la surforation, l'espacement, la banquette, la hauteur du gradin.



**Figure II-2.** Foration sur la plateforme de tir.

## 2<sup>ème</sup> étape : contrôle de la foration et optimisation du plan de tir

Une fois la foration réalisée, le chargement des mines va pouvoir commencer. Le rôle du boute-feu ne se résume pourtant pas à la seule tâche de placer des cartouches dans un trou. L'opération de chargement des explosifs nécessite des préalables, contrôles notamment qui permettront la mise en place des explosifs et le tir avec la plus grande marge de sécurité possible en termes d'incidents et d'accidents de tir. Pour cela, il a la possibilité de faire un certain nombre de mesure pour contrôler la qualité de la foration (inclinaison, déviation), l'épaisseur réelle de la tranche de matériaux à abattre et les caractéristiques du trou (profondeur, propreté, présence d'eau). La mesure de l'inclinaison et de la déviation du forage est mesurée à l'aide d'une torche électrique ou à l'aide des sondes inclinométriques descendues dans le forage qui mesurent à intervalle régulier l'inclinaison et l'azimut du forage. La mesure de la tranche de matériaux à abattre est réalisée par la méthode de la canne à pêche ou la sonde diadème ou d'un profileur de front laser.

- **Plan de chargement** : c'est le remplissage en explosifs dans les trous de mine (Figure I-14). Pour réaliser cette étape, il est nécessaire de connaître les paramètres de chargement des trous de mine que sont : le diamètre des trous, la hauteur du bourrage, la hauteur de la colonne, charge de colonne, la longueur de la charge de pied, la charge de pied, le type d'explosif utilisé en pied, le type d'explosif utilisé en colonne et au pied.
- **Amorçage du tir** : Les explosifs sont connectés entre elle en surface par des relais de surface (raccordements) et programmé de façon différé (avec des micro- retards) afin qu'elle se déclenche une à une de manière séquentielle limitant ainsi l'explosion, les vibrations et le ressenti pour les riverains (Figure II-3). Une charge ne peut contenir qu'une seule charge amorce muni au plus de deux détonateurs excepté le cas d'amorçage. L'amorçage peut être de type latéral, ponctuel, diagonal.





**Figure II-3.** Operations de chargement et d'amorçage.

### **3<sup>ème</sup> étapes : mise en sécurité des lieux**

C'est l'évacuation des personnes du site (distance d'environ 500 m), la signalisation pour le tir imminent et la pose de sismographe sur les premières habitations.

- **Tir** : c'est le déclenchement du tir par le boutefeu. C'est l'étape du tir proprement dit (mise à feu ou explosion (Figure II-4). Il consiste à briser et détacher et fracturer la roche solide par l'usage des explosifs. Une bonne conception et l'exécution du dynamitage sont essentielles à la réussite des opérations minières. Des pratiques inadéquates ou médiocres en matière de dynamitage peuvent avoir un impact sévèrement négatif sur l'économie d'une mine ainsi que l'environnement.





**Figure II-4.** Séquence de mise à feu (De Lile, 2012).

#### **4<sup>ème</sup> étape : analyse du tir**

C'est le temps de Temps de sécurisation. Tous les tirs de mines sont filmés afin de pouvoir être analysé. Les vibrations sont contrôlées par la pose de 4 enregistreurs de vibrations sur les habitations riveraines de la carrière.

- **Vérifications après tir** : Le boute-feu vérifie soigneusement que toutes les charges d'explosif ont bien détoné et procède ou fait procéder à la purge des masses rocheuses instables qui pourraient directement menacer le personnel lors de la reprise du travail.

En cas de raté, total ou partiel, il effectue une nouvelle tentative de mise à feu si c'est possible, ou, en cas d'impossibilité de traiter le raté immédiatement, il balise et fait garder la zone dangereuse en attendant la résolution de l'incident qui doit intervenir au plus tôt.

#### **II.1.2. Séquence d'amorçage**

Après avoir foré et chargé un trou, il est alors nécessaire de lier le modèle. La séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines. Cela implique la pose du cordon le long de la rangée pour former la ligne qui est liée à chaque charge. La séquence d'initiation de la charge influence également la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière et les vibrations qui résultent du tir (Nitro-Bickford, 2002). On la réalise par l'utilisation de micro-retard qui garantit la réaction progressive des faces libres. Dans ce cas, chaque charge parvient à détacher avant l'amorçage de la suivante (Annexe II-1). L'étalement de l'explosion dans le temps qui en résulte conduit en outre à des effets vibratoires

moindres dans le sol. La mise à feu de la charge conditionne le régime de détonation de l'explosif. Cela a évidemment un effet majeur sur son efficacité.

L'utilisation de retards entre trous et lignes permet l'abattage successif des portions d'un plan de tir. La roche abattue par les premiers trous doit déjà avoir amorcé son mouvement lorsque les trous à sa proximité immédiate détonnent, pour favoriser la qualité du tir et du tas abattu (Nitro-Bickford, 2002). D'autre part, l'introduction de retards à l'amorçage est un impératif environnemental incontournable, puisque les vibrations produites en champ lointain par des charges détonnant dans une même plage de temps sont cumulatives.

Le type d'amorçage est un amorçage fond de trou avec des détonateurs électriques ou les détonateurs non électriques à micro-retard. La mise à feu de la charge conditionne le régime de détonation de l'explosif. Cela a évidemment un effet majeur sur l'efficacité du tir. La cartouche amorce peut se trouver en pied, en zone intermédiaire ou en haut de la charge explosive. On distingue trois (03) types d'amorçage (Nitro-Bickford, 2002) :

- amorçage ponctuel (détonateur électrique)
- amorçage latéral (cordeau détonant) ;
- amorçage en diagonale (détonateur électrique ou détonateurs non électrique).

Chaque système d'amorce constitue une technique à part entière qu'il convient de bien maîtriser afin de prévenir tout risque de raté. En général, dans les mines et carrières, on distingue trois (03) systèmes d'amorçage (Figure II-5) :

- au détonateur électrique ;
- au détonateur non électrique (Nonel) ;
- au cordeau détonant.

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale



(a)

(b)

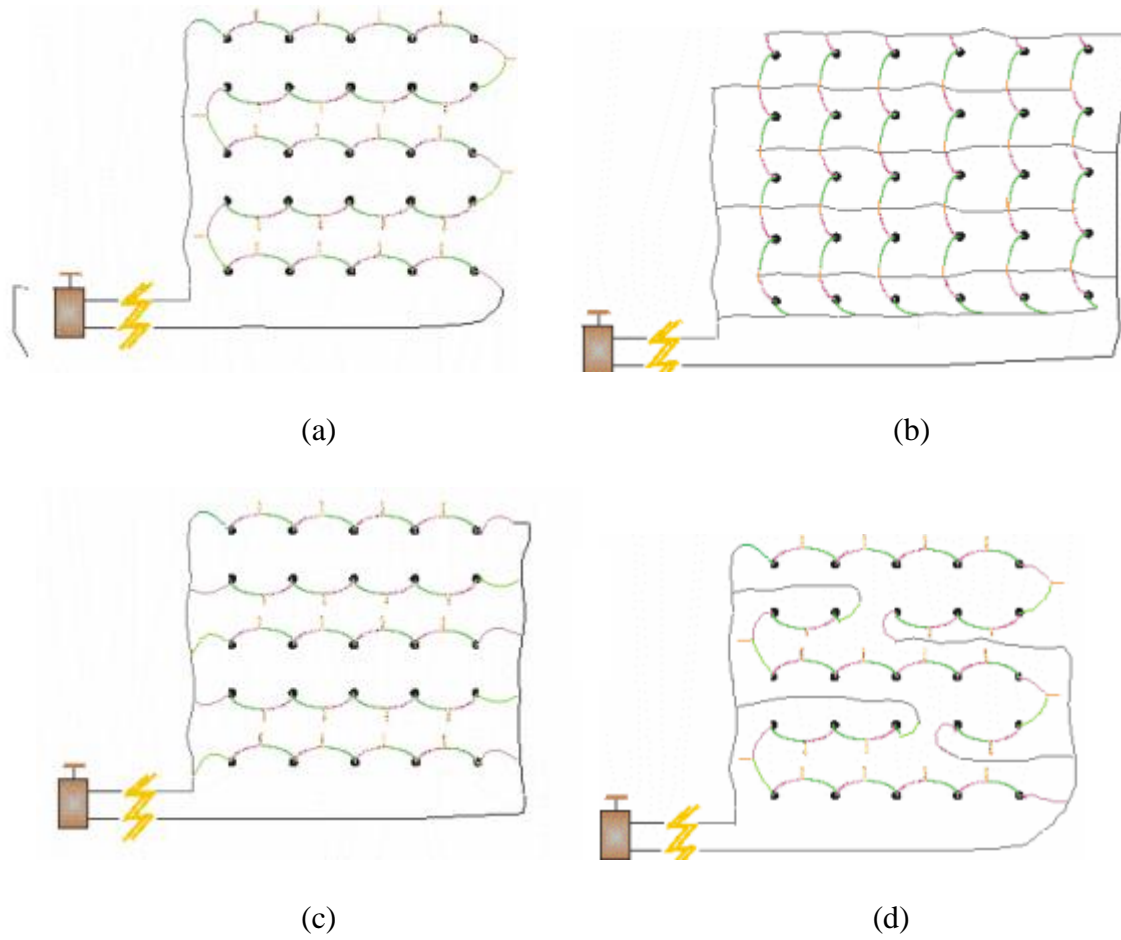


(c)

**Figure II-5.** Types d'amorces : (a) détonateur électrique, (b) détonateur non électrique, (c) cordeau détonant.

### (i) Constitution du circuit de tir

Tous les trous de foration étant chargés, les détonateurs seront reliés entre eux de façon à constituer un circuit électrique. Le raccordement se fait par des relais de surface. Le circuit est généralement autorisé est le circuit « série » (Nitro-Bickford, 2002). Les montages en « parallèle » ou « série-parallèle » ne sont qu'exceptionnellement autorisés (Figure II-6). Quel que soit le mode de raccordement utilisé, il est impératif que tous les détonateurs du tir proviennent d'un seul et même fabricant et soient de même sensibilité. Il est aussi recommandé qu'ils proviennent d'un même lot de fabrication afin de limiter les risques de chevauchement dus à un vieillissement différentiel des détonateurs.



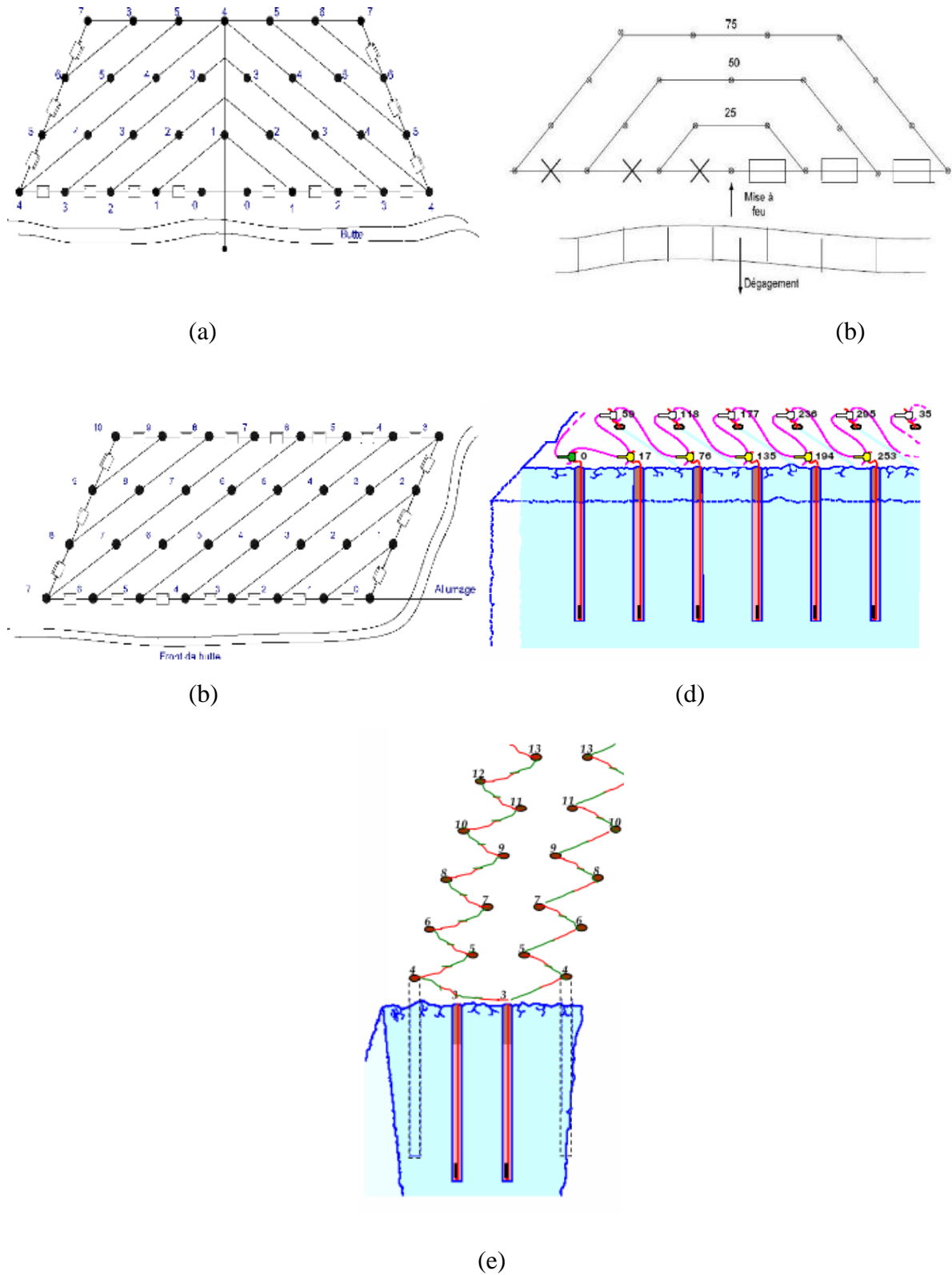
**Figure II-6.** Différents types de raccordement d'un circuit lors d'un tir à explosif : (a) montage en série, (b) montage en parallèle, (c) et (d) montage série-parallèle (Nitro-Bickford, 2002).

### (ii) Configuration d'amorçage des explosifs

On distingue généralement plusieurs configurations d'amorçage pour le dégagement des matériaux à abattre par les explosifs (Figure II-7) :

- configuration en V ;
- configuration en U ;
- configuration orientée ;
- configuration en Zig-zag ;
- configuration en tranchée.

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**



**Figure II-7.** Configuration d'amorçage des explosifs (Nitro-Bickford, 2002). : (a) configuration en (b) configuration en U, (c) configuration orientée et (d) configuration en zig-zag et (e) configuration en tranchée.

### II.1.3. Paramètres géométriques du tir

Les paramètres géométriques du tir sont les paramètres contrôlables. Ils constituent par conséquent des facteurs importants qui influencent considérablement le tir d'abattage. Parmi ces paramètres, on peut citer :

**(1) Diamètre de foration :** tirer avec un diamètre réduit permet une meilleure répartition de l'énergie explosive fournie au sein du massif et permet de déjouer les difficultés techniques posés par des difficultés de réseaux de discontinuités resserrés. Plus une roche est dure, plus il faut un diamètre de foration grand pour réaliser une foration convenable (Menacer, 2011 ; De Lile, 2012). Le diamètre de foration doit être adapté à la nature de la roche et la hauteur du massif (Tableau II-1). Le memento de Grimaud propose une relation entre le diamètre de foration et la longueur de foration Eq (II.1) (Coulombe, 2011) :

$$d = K_s \times \alpha \times \sqrt[3]{L_t} \quad (\text{II.1})$$

d : diamètre de foration (mm),  $K_s$  : coefficient standard ( $K=37$ ),  $\alpha$  : coefficient de dureté de la roche,  $L_t$  : longueur du trou de foration (m).

**Tableau II-1.** Coefficient de dureté des roches (Coulombe, 2011).

Roche	tendre	Peu dure	Dure	Très dure
$\alpha$	1	1,02	1,06	1,26

**(2) Longueur de foration :** la longueur de foration est la longueur totale du trou foré. Elle est donnée par la formule empirique de Langefors et Kihlstrom par l'équation Eq (II.2) (Gaucher, 2011) :

$$L_t = \frac{H}{\cos\mu} + L_s \quad (\text{II.2})$$

$L_t$  : longueur du trou de foration (m),  $L_s$  : surfuration (m),  $H$  : hauteur du gradin (m),  $\mu$  : angle d'inclinaison du trou ( $^\circ$ )

**(3) Surfuration :** le sous-forage est le terme qui définit la profondeur à laquelle un trou sera foré sous le niveau du sol ou du plancher proposé. C'est l'excès de forage pour permettre une bonne sortie de pied et d'aplanir la future plateforme de tir. La profondeur de surfuration normalement préconisée est donnée par la relation empirique Eq (II.3) de Langefors et Kihlstrom (Gaucher, 2011).

$$L_s = 0,3 \times B \quad (\text{II.3})$$



$L_s$  : surforation du trou (m) ;  $B$  : banquette (m).

**(4) Méthode d'amorçage** : la séquence d'amorçage réalise donc un rapport  $E/B$  différent de celui implanté en surface. Cependant, cet amorçage doit respecter plus le rapport espacement sur banquette dessiné en surface. La séquence réalisant un amorçage en diagonal, permet de donner un mouvement au front d'onde. L'amorçage peut être ponctuel, en diagonale ou latéral. (De Lile, 2012).

**(5) Facteur de poudre** : facteur de poudre est la masse explosive pouvant être utilisé pour abattre un mètre cube de roche. Le facteur de poudre peut être déterminé par l'équation (II.4) (Gadikor, 2018 ; Segaletsho, 2017).

$$K = Q_e/V \quad (II.4)$$

$K$  : facteur de poudre ( $kg/m^3$ ) ;  $Q_e$  : masse d'explosif dans le trou de mine ( $kg$ ) ;  $V$  : volume de roche à abattre ( $m^3$ ).

**(6) Banquette** : elle est définie comme la distance entre la première rangée de trous et la face de l'excavation ou encore la distance entre deux rangées successives. Elle détermine alors en grande partie le volume de rocher à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Une banquette trop large génère de gros blocs, alors qu'une banquette très petite est particulièrement gênante car génère de blocs très fins avec des risques de projection considérable (Mouloud, 2010). La formule de la banquette théorique est donnée par la relation empirique de Langefors et Kihlstrom (1979) dans les équations Eq (II.5) :

$$B = 1,08 \times \sqrt{(L_f \times S)} / (C_{in} \times R_t \times \left(\frac{E}{B}\right)) \quad (II.5)$$

$B$  : banquette (m) ;  $R_t$  : coefficient de résistance au tirage,  $E/B$  : rapport de maille,  $C_{in}$  : facteur de contrainte,  $S$  : coefficient d'énergie (-) ;  $L_f$  : charge linéaire ( $kg/m$ ).

**(7) Espacement des trous** : il est défini comme la distance entre deux charges adjacentes dans la même rangée et il contrôle l'effet de contrainte mutuelle entre les charges. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre 0,8 et 1,5 fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique (Mouloud, 2010). Une maille de foration trop large dans ce type de situation peut conduire à des portions entières de gradins peu ou non fragmenté Eq (II.6) (De Lile, 2012).

$$0,8 B < E < 1,5 B \quad (II.6)$$



**(8) Rapport de maille** : le rapport de maille est égal à la valeur de l'espacement sur celle de la banquette ( $E/B$ ). Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être aussi élevé que possible. Pour l'obtention de granulats, on recommande  $1 < E/B < 1,3$ , pour la production d'enrochement on conseille  $0,8 < E/B < 1$ . Un rapport de maille trop faible nuit à la granulométrie moyenne, un rapport trop élevé induit un mauvais découpage du front d'abattage et conduit à la formation de bosses en pied de gradin entre les trous, pour un bon profil du front, ou par commodité, il est souvent voisin de 1 (De Lile, 2012).

**(9) Maille** : la maille est le produit de l'espacement par la banquette. La disposition de la maille doit être telle que la distribution latérale de l'énergie dans le massif soit optimale. Les expériences ont montré que cela peut être obtenu dans le cas d'une maille irrégulière plutôt que celle d'une maille carrée. Autrement dit les trois figures des mailles possibles sont (Figure II-8) (De Lile, 2012) :

- maille carrée dont ( $B=E$ ) ;
- maille rectangulaire ( $B < E$ ) ;
- maille en quinconce ( $B > E$ ).

Où  $E$  et  $B$  sont l'espacement entre les trous et la banquette, respectivement.



**Figure II-8.** Principaux types de maille utilisée lors des tirs des mines (Coulombe, 2011).

**(10) Nombre ligne (ou rangée)** : pour abattre une roche, les trous de mine sont disposés en plusieurs lignes selon une géométrie théorique définie, dicté majoritairement par le diamètre de foration utilisé (De Lile, 2012). Les lignes de tir sont classiquement disposées en configuration parallèle ou quinconce. Les préconisations des géométries de tir dérivent largement du travail de Langefors et Kihlstrom qui reste jusqu'à ce jour comme la référence en la matière avec pour nombre maximal de six (06) lignes pour une fragmentation acceptable (Langefors et Kihlstrom, 1963).

**(11) Chargement des trous** : le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif (Mouloud, 2010).

**(12) Consommation d'explosif :** la consommation d'explosif dont dépend la réserve totale de l'énergie de charge est un facteur qui influe sur l'action de destruction des explosifs et sur la qualité de la fragmentation des roches. Une certaine opinion estime, qu'avec la variation de la consommation spécifique explosive, il est possible d'avoir la fragmentation escomptée. La consommation spécifique d'explosif est donnée par l'équation (II.7) (Ash, 1973) :

$$q = Q_e/V \quad (\text{II.7})$$

q: consommation spécifique d'explosif (kg/m<sup>3</sup>), Q<sub>e</sub>: masse d'explosif par trou (kg), V: volume de roche abattu par trou (m<sup>3</sup>)

**(13) Inclinaison des trous :** les trous inclinés favorisent l'efficacité de la fragmentation et ce par la diminution de la zone de fragmentation réglé, les pertes d'énergie de charge dans le massif et la perte de l'énergie pour la destruction du pied du gradin. L'inclinaison doit varier entre 0 et 10° pour une bonne sortie de pied. La valeur de l'inclinaison dépend du profil du front (Figure II-9). Une inclinaison non maîtrisée par rapport au pendage du front peut avoir des conséquences soit des surplus de banquette, soit des déficits de banquette (De Lile, 2012).

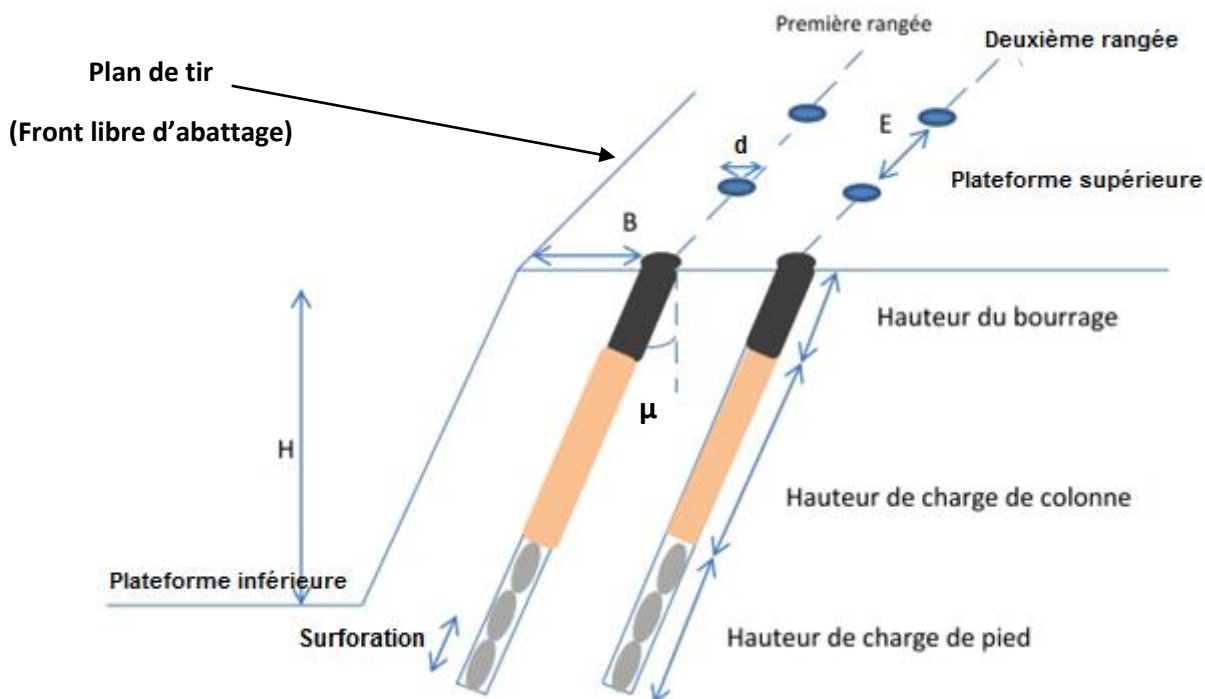


Figure II-9. Visualisation des paramètres géométrique du tir.

## II.1.4. Charge explosive

### II.1.4.1. Paramètres de Langefors

Ce sont les paramètres qui permettent de calculer la quantité de charge explosive à disposer dans un trou de moine. Ils sont au nombre de trois (03) (Braid, 2016) : le bourrage final, la colonne et le pied.

- **Le bourrage final** : En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et débouillage important au moment du tir. Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive. La hauteur de bourrage en C théoriquement préconisé est de l'ordre de la banquette (B) et peut être adapté en fonction du contexte Eq (II.8) (De Lile, 2012).

$$0,3 B \leq H_b \leq B \quad (II.8)$$

$H_b$  : hauteur de bourrage (m) ; B : banquette (m).

- **La colonne** : A cette hauteur, ce sont les explosifs nitrates en vrac (ANFO) qui sont préconisés ainsi que les bourrages intermédiaires aux gravillons dans certaines situations. La hauteur de colonne en B est  $0,7 B$  et la longueur des bourrages intermédiaires ne doit pas dépasser le tiers de la banquette et être alternés. En pratique sur le terrain, le bourrage est généralement défini par le concepteur, ainsi la longueur de colonne est simplement la différence entre longueur du trou avec le bourrage et la longueur de pied. La charge correspondante à cette hauteur est appelé charge de poussée Eq (II.9) (Bradai, 2016) :

$$L_{col} = 0,7 \times B \quad (II.9)$$

$L_{col}$  : longueur de colonne (m) ; B : banquette (m).

- **Le pied** : A ce niveau, ce sont les émulsions (explosifs en cartouches) qui sont préconisées. La hauteur de pied tient compte de la surforation afin de dégager le pied du front vers l'avant. La longueur du pied de cette charge doit être de  $0,6 B$ , soit une sur profondeur maximale de  $0,3 B$  ; cas d'amorçage fond de trou. Langefors et Kihlstrom ont démontré que tout explosif placé en dessous de cette limite à une efficacité pratiquement nulle. La charge correspondante à cette hauteur est appelé charge de cisaillement Eq (II.10) (Mouloud, 2010).

$$L_p = 0,6 \times B \quad (II.10)$$

$L_p$  : longueur de pied (m) ;  $B$  : banquette (m).

#### **II.1.4.2. Quantité d'explosif**

Avant de calculer la répartition des charges explosives dans le trou de mines, il était important d'évaluer d'abord les hauteurs des différentes charges telles qu'explicité ci-dessus.

On distingue en général deux types charges explosives :

- la charge de pied ou charge de cisaillement ;
- la charge de colonne ou charge de poussée.

##### **(i) Charge de pied**

La charge de pied ou charge de cisaillement est la charge qui doit fournir un travail important, il faut cisailer la base du gradin (pied) et dégager les matériaux vers l'avant. La formule est définie par Langefors et Kihlstrom Eqs (II.11), (II.12) (Mouloud, 2010):

$$Q_p = 0,6 \times B \times L_f \quad (\text{II.11})$$

$Q_p$  : charge de pied (kg) ;  $B$  : banquette (m) ;  $L_f$  : charge linéaire (kg/m) ;

$$\text{Avec } L_f = \pi \times R_c^2 \times d_{ch} \times K_t \quad (\text{II.12})$$

$R_c$  : rayon de la cartouche de la cartouche de l'explosif (m) ;  $d_{ch}$  : densité de charge de l'explosif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $K_t$  : coefficient de tassement de l'explosif.

##### **(ii) Charge de colonne**

La charge de colonne ou charge de poussée est la charge qui doit fournir un travail moins important que celui de la charge de cisaillement, il faut pousser le gradin à mi-hauteur et dégager les matériaux vers l'avant. L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire au pied. Cette diminution de l'énergie en colonne est faite dans le but d'avoir une granulométrie uniforme après le tir. Cette diminution d'énergie de colonne peut se faire de trois façons :

- en utilisant un explosif moins puissant que celui utilisé en pied (explosifs nitrates en vrac) ;
- en intercalant les bourrages intermédiaires dans un explosif de même puissance qu'en pied ;
- En combinant les deux solutions précédentes.

Le choix de l'un ou l'autre méthode dépend de présence et de la densité des fissures dans la zone du tir. Langefors et Kihlstrom (1963) préconisent ainsi deux méthodes de calcul :

**- Cas n°1 : explosifs en vrac**

La charge de colonne est donnée par la formule de Langefors et Kihlstrom Eqs, (II.13), (II.14) (Mouloud, 2010) :

$$Q_{col} = L_{col} \times K_{re} \times L_f \quad (II.13)$$

$Q_{col}$  : charge de colonne (kg) ;  $K_{re}$  : coefficient de remplissage de l'explosif utilisé ;  $L_f$  : charge linéaire (Kg/m).

$$\text{Avec } L_{col} = L_t - (L_p + H_b) \quad (II.14)$$

$L_{col}$  : longueur de colonne (m) ;  $L_t$  : longueur du trou de foration (m) ;  $L_p$  : longueur de pied ;  $H_b$  : hauteur de bourrage (m).

**- Cas n°2 : explosifs encartouchés**

La charge de colonne est donnée par la formule de Langefors et Kihlstrom Eq (II.15) (Mouloud, 2010) :

$$Q_{col} = \frac{L_{col} \times K_{re} \times L_f}{\rho_c} \quad (II.15)$$

$Q_{col}$  : charge de colonne (kg) ;  $K_{re}$  : coefficient de remplissage de l'explosif utilisé ;

$\rho_c$  : densité de l'explosif en cartouche (kg/m<sup>3</sup>) ;  $L_f$  : charge linéaire (Kg/m).

**(iii) Consommation spécifique d'explosif**

La consommation spécifique d'explosif est donnée par la formule de Langefors et Kihlstrom Eqs (II.16), (II.17), (II.18), (II.19) (Mouloud, 2010) :

$$Q = (Q_p + Q_{col})/V_{inf} \quad (II.16)$$

$Q$  : consommation spécifique d'explosif (kg/m<sup>3</sup>) ;  $Q_p$  : charge de pied (kg) ;  $Q_{col}$  : charge de colonne (kg) ;  $V_{inf}$  : volume d'influence (m<sup>3</sup>).

$$\text{Avec } V_{inf} = B_p \times E_n \times H \quad (II.17)$$

$V_{inf}$  : volume d'influence (m) ;  $B_p$  : banquettes pratique (m) ;  $E_n$  : entraxe (m).

$$\text{Avec } E_n = 1,1 \times B \quad (\text{II.18})$$

$$B_p = B - W \quad (\text{II.19})$$

$E_n$  : entraxe (m) ;  $B_p$  : banquette pratique (m) ;  $W$  : erreur de déviation du forage (m).

## II.1.5. Matériels de tir

### II.1.5.1. Explosifs de la carrière de Bidzar

Deux types d'explosif sont utilisés à la carrière de Bidzar pour l'abattage du massif de marbre : les émulsions Explus qui sont des cartouches explosives, utilisées comme charge de pied et le gel ANFO (Nitrate fioul) qui sont les explosifs en vrac est utilisé comme charge de colonne. L'émulsion Explus est un explosif secondaire relativement moins qui est amorcé facilement par la détonation (Annexe II-1). Leurs caractéristiques sont données dans le tableau suivant (Tableau II-2).

**Tableau II-2.** Caractéristiques des explosifs de la carrière de Bidzar.

	Vitesse de détonation (m/s)	Résistance à l'eau	Energie totale calculée (kJ/kg)	Energie de gaz mesurée (kJ/kg)	Densité (g/cm <sup>3</sup> )	Coefficient de self excitation (cm)	Energie de choc (kJ/kg)	Couleur	Nature
Explus	3000-7000	Excellent	4500-6700	2000-2400	1,2	5	2100-2500	Gris	Pâteuse
ANFO (Nitrate-Fioul)	3500-4000	Médiocre (soluble)	3500-5000	1400-2000	0,9	0	1500-2000	Gris	Graine

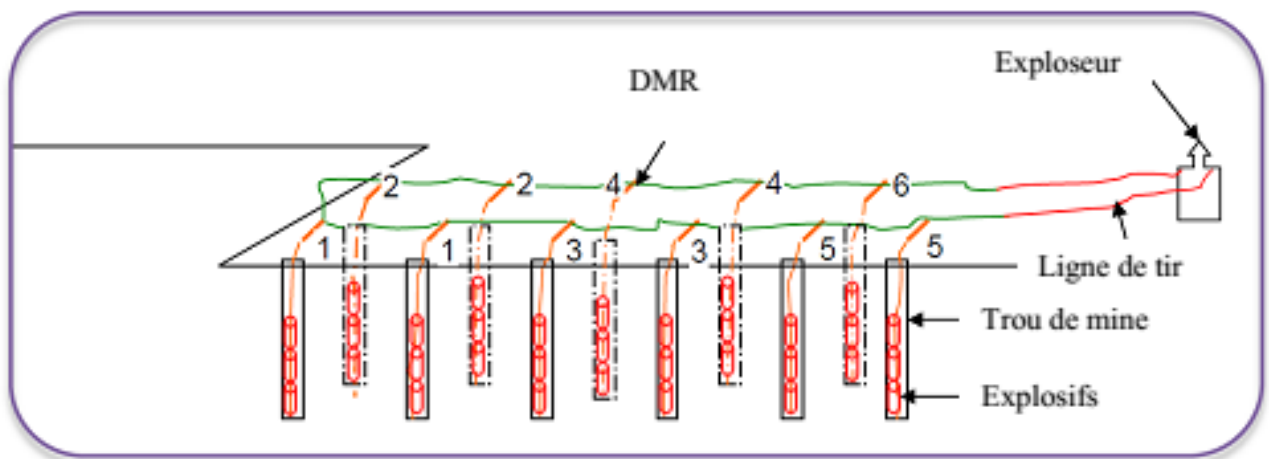
### II.1.5.2. Matériels de travail

Le matériel permettant de réaliser un tir de mine est constitué de (Annexe II-2) : décamètre, gaines, pelles, canne à pêche, brouettes, théodolite, arrosoirs (10 L), sceau (10 L), bourroirs, détonateurs électriques, nitrate en vrac, émulsions en cartouche (Explus), cordeau détonant, l'exploseur, ohmmètre, fil de jonction, raccords de surface.

### II.1.4.3. Tir dans la carrière de Bidzar

Dans la carrière de Bidzar, le type de tir réalisé est le tir électrique (Figure II-10). Lorsque la foration, le chargement et le bourrage sont terminées, le raccordement de surface

des différents trous de mine peut être effectué à l'aide des détonateurs électriques à micro-retard (DMR). L'amorçage est un amorçage fond de trou avec des détonateurs électriques à micro-retard, et que la détonation se fait sur deux étages, le premier étage partant en premier, le deuxième étage suivant quelque milliseconde plus tard avec un amorçage en « U ». On réalise un raccordement « en série » du circuit. Les tirs sont réalisés avec des détonateurs à micro retard de 25 ms entre les rangées et la mise à feu se fait par un exploseur électrique. A la carrière de Bidzar, les tirs sont réalisés avec des détonateurs à micro retard de 25 ms entre les rangées par un exploseur électrique. L'amorçage de la charge explosive quant à lui, est fait au cordeau détonant et positionné au fond de chaque trou. Ce tir électrique donne la possibilité de fragmenter la roche graduellement et permet l'amorçage et la mise à feu électrique d'une volée à un moment précis.



**Figure II-10.** Exemple d'un circuit de tir électrique et ses différents paramètres (Boussaid, 2015).

### II.1.5.3. Paramètres géométriques du tir

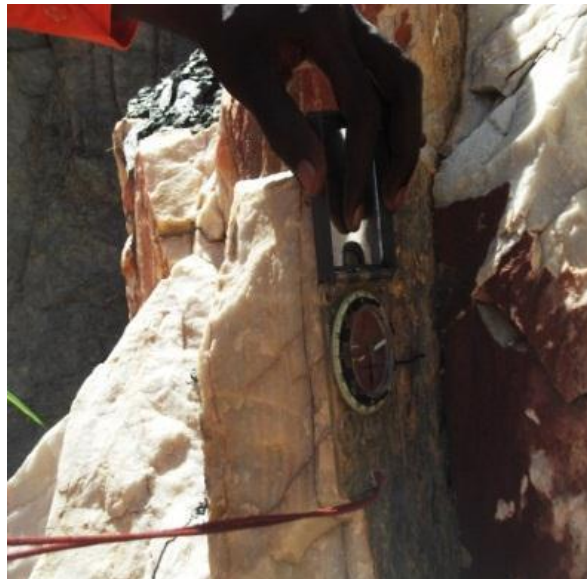
Dans la carrière de Bidzar, le diamètre des trous forés est de 115 mm et la hauteur du front à abattre est 10 m. Les mailles sont carrées avec un rapport de maille 1. Les mailles utilisées sont, 3 m × 3 m, 4 m × 4 m, et 4,5 m × 4,5 m. La hauteur des trous forés est de 10 m avec une surforation de 1 m et un bourrage de tête égal à 2 m pour tous les trous. Le bourrage intermédiaire est presque inexistant. L'amorçage est le type latéral, et se fait au cordeau détonant et un détonateur électrique à microretard est utilisé pour enclencher le départ des trous. On fore les trous perpendiculairement à la direction du front de taille c'est à dire dans la direction N-S. L'angle d'inclinaison des trous de forage est de 5° et est orienté dans le sens du pendage des bancs. Le tir est effectué sur la plate-forme du front de taille de la carrière suivant quatre (04) rangées avec un total de dix (10) trous par ligne.



#### **II.1.5.4. Mesure directe**

##### **(a) Levé des plans de discontinuité**

La technique d'acquisition des données de la fracturation se déroule à l'échelle au front libre d'abattage d'exploitation à l'aide de la boussole à clinomètre et cinquante-neuf (59) plans de discontinuités sont relevés (Figure II-11). Sept (07) plans de discontinuité majeure, N80E60, N20E70, N56E75, N156E82, N40E85, N08E86, N120E90, sont mesurés, puis utilisés pour prédire la fragmentation. Ces plans de discontinuités naturelles sont considérés comme des plans de tir. Chaque plan de tir correspond à un front libre d'abattage et une plateforme de tir précis où sont prélevés les échantillons de roche. Les mesures des orientations des discontinuités du massif permettent un premier classement en familles de discontinuités. On utilise méthode classique qui est rosace des directions majeures des fractures. La rosace directionnelle donne les directions préférentielles des discontinuités, marquées par un nombre élevé de discontinuités dans la classe donnent une idée de la répartition des fractures par famille. (Coulombe, 2011).



**Figure II-11.** Mesure structurale des plans de discontinuité au front de taille.

##### **(b) Mesure de la résistance à la compression**

A chaque plan de discontinuité correspond un front d'abattage et une plateforme de tir précise. Les mesures de la résistance à la compression des plans de tir s'effectuent par prélèvement des échantillons de carottes de roche sur la plateforme contenant le plan de discontinuité et par réalisation des essais de compression au laboratoire sur chacun des dits échantillons (Figure II-12). Cinq (05) échantillons de roche ont été prélevés le long de la direction de chaque plan de discontinuité sur la plateforme de tir. La distance entre chaque point échantillonné est de 100 m et la résistance moyenne de chaque plan de tir est ainsi déterminée.

### (c) Espacement des discontinuités, densité de fissuration et RQD

La méthode de la ligne de mesure est appliquée sur le front libre d'abattage et la plateforme avant le tir permet de calculer la densité linéaire de fracturation. Elle consiste à définir une ligne qui traverse le front, la plate-forme et de mesurer toutes les fractures qui interceptent cette ligne. Cette ligne doit recouper les fractures présentes sur le front et la plate-forme et à une longueur déterminée. Douze lignes de mesure de 12 m de long ont été prises pour chaque tir, et où ont été mesurées l'espacement et la densité des fractures et des plans de discontinuité, ce qui a permis de calculer les paramètres tels que, la densité linéaire et l'espacement moyen entre les discontinuités.

La densité linéaire de fissuration exprime le niveau de fracturation du massif rocheux alors que l'espacement moyen entre les fissures détermine la taille des blocs rocheux observable lors de la fragmentation du massif. La densité linéaire et l'espacement moyen entre les discontinuités sont donnés par la formule de Porokhovi (1995) suivant les équations Eqs (II.20), (II.21). Le RQD (Rock Quality Designation) qui est le premier indice pour l'évaluation de la facturation (Annexe II-3) à partir de l'analyse des carottes développé par Priest et Hudson (Porokhovi, 1995) est donné par la formule Eq (II.22).

$$D_l = N/l \quad (\text{II.20})$$

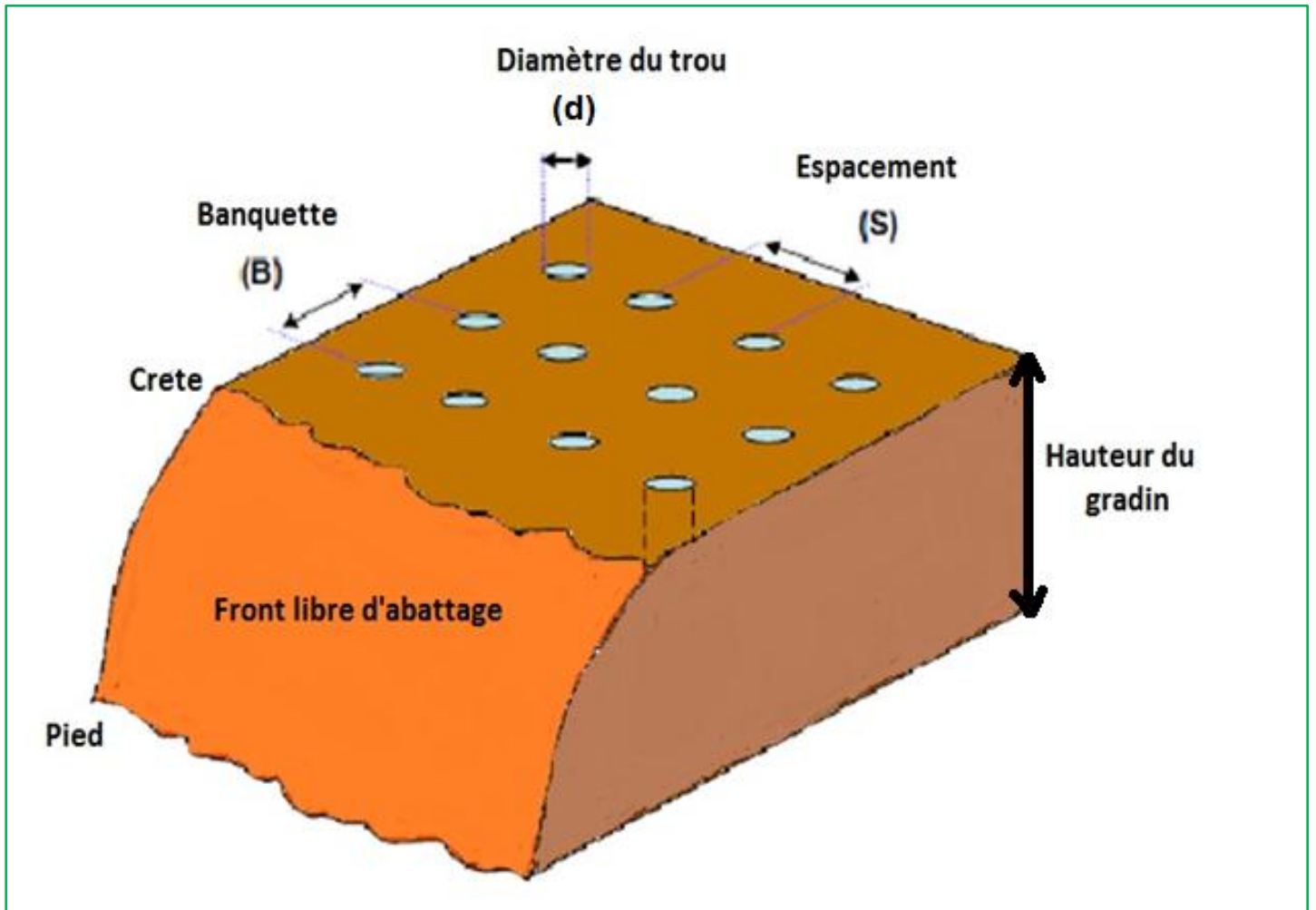
$D_l$  : densité linéaire de fracture (fracture/m) (-) ;  $N$  : nombre de fractures intersectées par la ligne de mesure (-) ;  $l$  : longueur de la ligne de mesure (m).

$$E_m = d/n_d \quad (\text{II.21})$$

$E_m$  : espacement moyen entre les fractures (m) ;  $d$  : somme des distances entre les fractures successives sur une ligne de mesure (m) ;  $n_d$  : nombre de distance entre fractures (-).

$$\text{RQD} = \left( \sum_{i=1}^n x_i / L \right) \times 100 \quad (\text{II.22})$$

RQD : Rock Quality Designation (%) ;  $x_i$  : est la longueur du  $i^{\text{ème}}$  segment exempt de fractures et supérieure à 0,1 m (m) ;  $L$  : longueur totale de la ligne d'échantillonnage sur laquelle le RQD est calculé (m) ;  $n$  : nombre de fractures intersectées par la mesure de la ligne de prélèvement.



**Figure II-12.** Front libre d'abattage, plateforme et paramètres géométriques de tir (Segaetsho, 2017).

#### II.1.5.6. Cartographie des linéaments de la zone d'étude

Le but de la cartographie des linéaments est d'apporter une compréhension structurale de la zone de la carrière de Bidzar et ses environs à travers l'étude des linéaments obtenus par traitement d'images satellitaires. L'approche méthodologique simple basée sur l'utilisation d'image corrigée géométriquement, le rehaussement d'image et le filtrage directionnel a permis l'élaboration d'une carte de linéaments précise et raffinée de la zone de ce massif.

La carte des linéaments sera réalisée à partir de l'image Sentinel 1-A. En effet, Les linéaments sont extraits manuellement par interprétation visuelle de l'imagerie Sentinel 1-A (Sigma08\_VV mono-band). L'image a été préparée par la procédure suivante (Nguemhe et al, 2020) : GLCM (the gray level co-occurrence matrix) a premièrement été réalisé selon la méthode proposé par Haralick (1979). Deuxièmement, ACP (Principal Component Analysis) applique à huit indices de co-occurrence calculés par GLCM. Troisièmement, l'image PC1 est multipliée par elle-même pour minimiser le bruit lors du filtrage. Enfin, des filtres directionnels

ont été appliquées à l'image PC1 × PC1 à 0°, 45°, 90° et 135° pour augmenter la fréquence et renforcer le contraste d'image. L'image Sentinel 1-A déjà géoréférencée est prétraitée à l'aide du logiciel gratuit SNAP (Sentinel application platform) téléchargeable sur <http://step.esa.int/main/download/>. SRTM DEM a été automatiquement téléchargé dans SNAP avec la procédure de correction de terrain (Nguemhe et al, 2020).

Sur la base des filtres directionnels appliqués à l'image PC1 × PC1 sur quatre directions majeures (N-S, NE-SO, E-O et SE-NO), des linéaments ont facilement été reconnus et extraits manuellement. Ces linéaments sont constitués d'une série de petits segments de polygones associés aux fractures.

### **II.1.5.7. Analyse statistique de la fracturation**

Elle consiste premièrement à faire une étude statistique de la distribution (en fréquence) des plans de discontinuités de la carrière exclusivement, ensuite une analyse statistique de la distribution une étude statistique des linéaments de la zone de la carrière de Bidzar et ses environs. Cette étude permet de classifier les directions principales des plans de discontinuités et des linéaments par leur fréquence de leur distribution avec des histogrammes en bâton et circulaire respectivement, qu'on va corrélérer à la rosace directionnelle des plans de discontinuités de la carrière.

### **II.1.5.8. Discontinuités, propriétés mécaniques et consommation d'explosif**

L'académicien Ash a développé une formule empirique entre la consommation spécifique d'explosif, les propriétés de la roche dont la fréquence des fractures et la résistance au cisaillement (Ash, 1973) exprimée dans l'équation (II.23). Tableau II-3 montre les données des fréquences moyennes des fractures collectées sur le terrain et la consommation spécifique d'explosif qui en découle en fonction des paramètres de la roche, et permet de tracer la courbe de Ash.

$$Q_{\text{exp,Anfo}} = 1,4 \tan(\phi + i) / \sqrt[3]{\text{fracture/meter}} \quad (\text{II.23})$$

$Q_{\text{exp,Anfo}}$  : consommation spécifique d'explosifs en ANFO (kg/m<sup>3</sup>);  $\phi$ : angle de frottement interne de la roche en (°);  $i$ : angle de rugosité des surfaces de fracture (°).

L'angle de frottement Eq (II.24) est donné par la relation (M'zonchem et al, 2006).

$$\phi = \arcsin((R_c - 4R_t)/(R_c - 2R_t)) \quad (\text{II.24})$$

$\phi$ : angle de frottement (°) ;  $R_c$  : résistance à la compression (MPa) ;  $R_t$  : résistance à la traction (MPa).

La surface de contact entre les blocs rocheux du massif étant des surfaces planes rugueuses est évaluée par l'angle de rugosité des surfaces de fracture Eq (II.25) (Metftah, 2010) :

$$i = \phi/3 \quad (II.25)$$

$i$  : angle de rugosité des surfaces de fracture (°) ;  $\phi$ : angle de frottement (°).

**Tableau II-3.** Consommation d'explosif en fonction des fréquences de discontinuité.

Fracture/mètre (m <sup>-1</sup> )	0,69	1,06	1,4	1,4	1,5	1,5	1,6	1,64	2,27
Consommation spécifique d'explosif, ANFO (kg/m <sup>3</sup> )	3,566	3,091	2,817	2,817	2,753	2,753	2,694	2,672	2,398

## II.2. Méthode

### II.2.1. Revue de la littérature sur les méthodes de prédiction de la fragmentation

Pour construire un modèle mathématique ou empirique sur le résultat du dynamitage, il faut tenir compte de deux variables de conception de l'explosion : les paramètres contrôlables et les paramètres incontrôlables. Par conséquent, des modèles empiriques ont été développés pour donner un guide approximatif pour la prédiction de la fragmentation de la roche par l'opération de dynamitage. Plusieurs chercheurs ont développé des méthodes pour prédire la fragmentation des roches après tir, l'une d'entre elle est le modèle de Kuz-Ram, qui est un modèle célèbre et le plus utilisée en industrie. Les principaux modèles empiriques comprennent : le modèle de Kuznetsov, Kuz-Ram en (1983) et les modifications du modèle de Kuz-Ram (CZM, TCM, C&K, KCO et Gheibie). Plusieurs modèles de fragmentation empiriques ont été présentés et développés dans la littérature depuis l'introduction par Cunningham du modèle Kuz-Ram en (1983). Ces modèles ont été améliorés au cours des années pour intégrer des facteurs correctifs introduisant l'influence des paramètres non pris en compte par la version d'origine de Kuz-Ram (De Lile, 2012 ; Adebola et al, 2016 ; Gheibie et al, 2009 ; Biessikirski et al, 2019).

« Tous les modèles de la fragmentation des roches » sont effectués principalement sur « la base du modèle de Kuz-Ram » (Shaib et al, 2020). De par sa souplesse et sa simplicité de mise en œuvre d'une part, puis par le fait qu'il prend en compte les caractéristiques intrinsèques du massif (discontinuités propriétés mécaniques), il reste le plus couramment utilisé dans les

milieux industriels et scientifiques (Cunningham, 2005). Ce modèle de Kuz-Ram est utilisé par plusieurs auteurs dans l'application de différentes études à l'exemple de Cunningham (1983 et 1987), qui ont appliqué l'analyse Monte Carlo sur la base du modèle de Kuz-Ram afin d'estimer la production d'un tir à explosif, tandis que le modèle de Gheibie et al. (2009), a modifié le modèle de Kuz-Ram afin de l'utiliser dans les travaux de dynamitage effectués pendant le creusement de tunnels

L'hypothèse sur la fragmentation des roches est déterminée à l'aide de deux types de modélisation (Cunningham 2005). :

- une modélisation empirique (pour mieux estimer la distribution des blocs en tenant compte des discontinuités et des paramètres mécaniques de la roche). Celle-ci fait appel aux modèles empiriques de Kuz-Ram et des modèles de Kuz-Ram modifiées (C&K, KCO et Gheibie).
- une modélisation mécanique (pour mieux estimer la distribution des blocs en tenant compte en appliquant les principes de base de la physique sur la détonation explosive et de l'énergie générée par la transformation de l'explosif à travers la masse rocheuse sur la base des paramètres de résistance). Celle-ci fait appel aux modèles de Kuz-Ram modifiés (CZM, TCM).

- **Modèle de Kuz-Ram**

Dans le domaine aussi complexe que celui de la fragmentation des roches par dynamitage, le modèle de Kuz-Ram fait depuis 20 ans un travail inestimable en favorisant une approche structurée de ce qui peut être fait pour changer le schéma de fragmentation. Le modèle de Kuz-Ram a été développé par Kuznetsov (Kuznetsov, 1973) et modifié par la suite par Cunningham (Cunningham 1983, 1987, 2005) pour évaluer la taille moyenne probable ( $X_{50}$ ) des blocs abattus. Le modèle de Kuz-Ram est l'approche la plus largement utilisée pour prédire la fragmentation des roches par dynamitage et, à l'avantage qu'il combine les propriétés de la roche que sont les discontinuités naturelles, les caractéristiques physico-mécaniques et les variables de conception (Cunningham 1983, 1987 et 2005 ; Biessikirski et al, 2019). Ce modèle a été élaboré par Kuznetsov et Rammmler reste viable et généralement utilisé pour prédire la fragmentation (Adebola et al, 2016 ; Mariz et al, 2019). Le modèle comporte trois équations clés : L'équation de Kuznetsov (1973), l'équation de Rosin-Rammler (1933) et l'indice d'uniformité donné par Cunnigham (1987, 2005). Le modèle de Kuz-Ram, qui a été proposé par Cunningham a été utilisé comme un modèle commun dans l'industrie pour prédire la distribution de la taille de fragmentation de la roche par dynamitage.



- **Modèles CZM et TCM**

Bien qu'il ait été largement utilisé dans la pratique, il a quelques déficits ; l'un est effet de synchronisation, l'autre est le manque de prédiction des fines. Ce déficit du modèle est causé par l'exposant de Rosin-Rammler. Il y a quelques modèles qui ont proposé d'améliorer l'incapacité du modèle de Kuz-Ram à prédire la distribution de la taille des des fragments. Le modèle CZM et le modèle TCM sont deux exemples de modèles de Kuz-Ram étendus pour améliorer la prédiction des fines ; Ils sont connus sous le nom de modèles JKMRC (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre). Ainsi, les chercheurs du Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC) ont investigué la zone de broyage et de fissuration du trou de mine après dynamitage. Ils ont examiné l'origine des matériaux fins en utilisant la fonction de Rosin-Rammler, des modèles tels que le Crushing Zone Model (CZM) et le Two-Component-Model (TCM) ont été développés et mis en œuvre (De Lile, 2012 ; Biessikirski et al, 2019).

- Dans le modèle CZM, la distribution de la taille des fragments est composée de deux parties, une partie grossière donnée par le modèle Kuz-Ram qui correspond à la fracturation par traction et une partie fine qui est dérivée de l'écrasement par compression autour d'un trou de mine. Selon ce modèle, deux mécanismes différents contrôlent les fragments de roche produits par le dynamitage. La partie grossière est produite par la fracturation par traction, et le modèle de Kuz-Ram est utilisé pour prédire cette partie de la distribution des tailles. Cependant, les fines sont produites par la fracturation compressive dans la zone broyée, pour laquelle la fonction Rosin-Rammler obtient une valeur différente de  $n$  et  $X_c$ . La distribution des fines est également de type Rosin-Rammler mais avec des valeurs différentes principalement pour  $n$  et la taille caractéristique  $X_c$  ( $X_{50}$  se réfère maintenant à la partie fine et grossière combinée). Le modèle CZM a ainsi été invalidé par le fait que les données ne sont pas uniquement générées autour du trou, mais aussi par des mécanismes différents (De Lile, 2012 ; Biessikirski et al, 2019).

- Dans le modèle TCM, la distribution de la taille des fragments est également composée de deux distributions de Rosin-Rammler qui représentent le mode de fracture en traction et en compression. Là encore, la distribution de Kuz-Ram donne la partie grossière, mais la partie fine est obtenue, par exemple, à partir de modèles d'explosion à grande échelle. Dans le modèle TCM, l'ajustement des paramètres est libre. Le TCM est un modèle à cinq paramètres dans lequel deux des paramètres sont liés à la fraction grossière, un autre est lié à la fraction fines, et les deux autres sont liés aux matériaux fins de la distribution. Dans le modèle TCM, deux



fonctions de Rosin-Rammler sont utilisées pour la distribution de la taille des blocs (De Lile, 2012 ; Biessikirski et al, 2019).

- **Modèle KCO**

Le modèle KCO (Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony) possède l'avantage conceptuel de prévoir une taille maximale de blocs. Il est constitué de trois équations. La première est la fonction de Swebrec, l'équation de (KCO) pour prédire la distribution de la taille des blocs. Par ailleurs, la communauté scientifique reconnaît généralement que la description des données par la fonction Swebrec est nettement améliorée par rapport à celle obtenue avec une fonction Rosin-Rammler (Biessikirski et al, 2019). La seconde est l'équation prédictive de taille médiane de fragments proposée par Kuznetsov en (1973) est généralement mise à contribution dans les modèles prédictifs. Comme Kuz-Ram, il utilise la médiane le passage de 50 % des blocs comme paramètre central mais il introduit aussi une limite supérieure à la taille du fragment  $X_{max}$ . Le troisième paramètre,  $b$ , est un paramètre d'atténuation de la courbe de la fonction de Swebrec. La fonction Swebrec supprime deux inconvénients de Kuz-Ram - la faible capacité de prédiction dans la plage des fines et la limite supérieure de la taille des blocs (De Lile, 2012).

- **Modèle C&K**

Le modèle (C&K) (Chung et Katsabanis) est une modification du modèle originale de Kuz-RAM. Le modèle C&K calculé 80% des fragments qui passent ( $X_{80}$ ) et définit le coefficient d'uniformité pour 80% des blocs passant au concasseur et une taille moyenne de 50% des fragments passants ( $X_{50}$ ). Le modèle (C&K) a aussi modifié l'équation de prédiction de Kuznetsov de la taille moyenne des blocs. (Adebola et al, 2016 ; Biessikirski et al, 2019).

### II.2.2. Méthode de Kuz-Ram

La méthode utilisée pour la prédiction de la fragmentation dans la carrière de Bidzar est la méthode de Kuz-Ram. Ce modèle comporte trois équations clés, l'équation de Kuznetsov (1973), l'équation de Rosin-Rammler (1933) et celle de Cunningham (1983, 1987 et 2005) comme indiqué dans les équations Eqs (II.7), (II.20), (II.21). La taille des fragments pour que 50% des matériaux passant au concasseur est donnée par l'équation (II.26) de Kuznetsov (1973).

$$X_m = A \times \left(\frac{V}{Q_e}\right)^{0,8} \times Q_e^{0,167} \quad (\text{II.26})$$

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

$X_m$  : taille moyenne des fragments pour que 50% des matériaux passent au concasseur (cm) ;  $A$  : facteur Rock (-) ;  $V$  : volume de roche brisée par trou de mine ( $m^3$ ) ;  $Q_e$  : masse d'explosif dans le trou de mine (kg).

$K$  est le facteur de poudre ou encore la consommation spécifique d'explosif (Adebola et al, 2016 ; Ayodele et al, 2019).

$K$  comme facteur de poudre est la masse explosive pouvant être utilisé pour abattre un mètre cube de roche. Le facteur de poudre peut être déterminé par l'équation (II.27) (Gadikor, 2018 ; Segaetsho, 2017).

$$K = Q_e/V \quad (II.27)$$

$K$  : facteur de poudre ( $kg/m^3$ ) ;  $Q_e$  : masse d'explosif dans le trou de mine (kg) ;  $V$  : volume de roche brisée par trou de mine ( $m^3$ ).

$K$  comme charge spécifique dépend de plusieurs paramètres dont, la fissurité du massif, du volume de roche abattue, de la charge explosive et du degré de fragmentation. Elle est donnée par la formule Eq. (II.28) (Yousfi, 2015 ; Belhous, 2016).

$$K = q_{et} \times K_{ex} \times K_{fiss} \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} \quad (II.28)$$

$K$  : charge spécifique d'explosif ( $kg/m^3$ ) ;  $q_{et}$  : tirabilité de la roche ( $kg/m^3$ ) ;  $K_{ex}$  : coefficient de l'explosif étalon (-) ;  $K_{fiss}$  : coefficient de fissurité du massif (-) ;  $K_d$  : coefficient du degré de fragmentation (-) ;  $K_c$  : coefficient du degré de concentration réelle de la charge (-) ;  $K_v$  : coefficient de l'influence du volume de roche fragmentée (-) ;  $K_{sd}$  : coefficient de la disposition de la charge et de la surface du massif à tirer (-).

-  $K_{ex}$  : coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude au travail de l'explosif étalon Eq. (II.29).

$$K_{ex} = A_{et}/A_{ut} \quad (II.29)$$

$A_{et}$  : aptitude au travail de l'explosif étalon ( $A_{et} = 360 \text{ cm}^3$ ), explosif en colonne ;

$A_{ut}$  : aptitude au travail de l'explosif utilisé ( $A_{ut} = 360 \text{ cm}^3$ ), explosif d'amorçage.

-  $K_{fiss}$  : coefficient qui tient compte de la fissurité du massif Eq. (II.30).

$$K_{fiss} = 1,2 \times L_m + 0,2 \quad (II.30)$$

$L_m$  : distance moyenne entre deux fissures (pour la carrière de Bidzar,  $L_m = 1,08 \text{ m}$ )

## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

-  $K_v$  : coefficient qui tient compte de l'influence du volume de roche fragmentée avec la hauteur du gradin Eq. (II.31).

$$K_v = \sqrt[3]{(L_t/H)} \quad (\text{II.31})$$

H : hauteur du gradin (H=10 m).

-  $K_d$  : coefficient qui tient compte du degré de fragmentation Eq. (II.32).

$$K_d = 0,5/d_m \quad (\text{II.32})$$

$d_m$  : dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée ( pour la carrière de Bidzar,  $d_m = 40 \text{ cm}$  )

-  $K_c$  : coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge (pour les roches à tirabilité difficile,  $K_c = 1,1$  ou  $1,2$ ) ;

-  $K_{sd}$  : coefficient qui tient compte de la disposition de la charge et du nombre surface du massif à tirer par cas en deux surfaces libres (pour le cas de la carrière de Bidzar, il y a deux surfaces libres,  $K_{sd} = 8$ ).

La tirabilité de la masse rocheuse permet de caractériser la classe de celle-ci. Elle varie en fonction des propriétés mécaniques de la roche et du pendage des plans de discontinuités. Elle est donnée par les équations Eqs (II.33), (II.34), (II.35), (II.36) (Yousfi, 2015 ; Belhous, 2016).

$$q_{et} = 0.02 \times (\sigma_c + \sigma_{tr} + \tau) + 2\rho \quad (\text{II.33})$$

$$\sigma_c = 100 \times f \quad (\text{II.34})$$

$$\sigma_{tr} = 0.33 \times \sigma_c \quad (\text{II.35})$$

$$\tau = \sigma_c / 10 \quad (\text{II.36})$$

$q_{et}$  : tirabilité du massif ( $\text{kg/m}^3$ ) ;  $\sigma_c$  : résistance de la roche à la compression simple (MPa) ;  $\sigma_{tr}$  : résistance de la roche à la traction (MPa) ;  $\tau$  : résistance de la roche au cisaillement (MPa) ;  $\rho$  : densité de la roche ( $\text{t/m}^3$ ) ;  $f$  : coefficient de dureté de la roche (-).

Cunningham (2005) a déclaré que, l'évaluation du facteur de roche pour le dynamitage devrait au moins prendre en compte la densité, la résistance mécanique, les propriétés élastiques et la structure du matériau (Tableau II-4). L'équation du facteur de roche se donne par les équations Eqs (II.37), (II.38), (II.39) (Gheibie et al, 2009 ; Mohammad et al, 2019) :

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

$$A = 0,06 \times (RMD + JF + RDI + HF) \quad (II.37)$$

Avec

$$JF = JPS + JPA \quad (II.38)$$

$$RDI = 0,5\rho - 50 \quad (II.39)$$

A : facteur de roche (-) ; RMD : propriétés de la masse rocheuse (-) ; JF : facteur de joint (-) ; RDI : densité d'influence de la roche (-) ; HF : facteur de dureté (-),  $\rho$ : densité de la roche ( $t/m^3$ ).

**Table II-4.** Paramètres du facteur de roche (Mohammad et al, 2019, Shaib et al, 2020).

Paramètres	Sous-catégorie	constante
propriétés de la masse rocheuse (RMD)	Roche friable	10
	Joint verticaux	20
	Roche massive	50
Espacement des plans de joint (JPS)	$S_f < 0,1 \text{ m}$	10
	$0,1 \text{ m} < S_f < X_a$	20
	$S_f > X_a$	50
Angle des plans de joint (JPA)	Pendage horizontal	10
	Pendage en direction du tir	20
		30

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

	Pendage perpendiculaire au front	
	Pendage vers l'intérieur du tir	40
facteur de dureté (HF)	Si $Y_m < 50$ GPa	UCS/3
	Si $Y_m > 50$ GPa	UCS/5

$X_a$  : taille des blocs admissibles (m) ;  $S_f$  : espacement moyen des discontinuités (m) ;  $Y_m$  : module de Young (MPa) ; UCS : contrainte de compression uniaxiale (MPa).

L'équation de distribution des fragments de Rosin-Rammler (Rosin et Rammler, 1933) est utilisée pour évaluer la proportion des blocs passant à travers le crible du concasseur. Elle est donnée par la formule suivante Eq (II.40).

$$P(X) = 100 \times \left(1 - \exp\left(-\left(\frac{X}{X_c}\right)^{n_i}\right)\right) \quad (\text{II.40})$$

$P(X)$  : pourcentage de matériau qui passe à travers un tamis d'une taille de maillage particulière (%) ;  $n_i$  : indice d'uniformité (-) ;  $X_c$  : taille caractéristique pour que 63,2% des matériaux passant (cm) ;  $X$  : taille des particules (cm).

L'équation (II.41) a été établie par Cunningham (1987) pour calculer l'indice d'uniformité ( $n_i$ ) en incorporant les effets de la géométrie de tir Eq (II.41).

$$n_i = \left(2,2 - 14 \left(\frac{B}{d}\right)\right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{B}\right)\right) \times \left(\left(1 + \left(\frac{E}{B}\right)\right)/2\right)^{0,5} \times \left(\frac{L}{H}\right) \quad (\text{II.41})$$

$n_i$  : indice d'uniformité (-);  $B$  : banquette (m) ;  $E$  : espacement entre les trous (m) ;  $d$  : diamètre du trou (mm) ;  $W$  : erreur de déviation du forage (m) ;  $L$  : longueur de la charge (m) ;  $H$  : hauteur du gradin (m).

En utilisant l'équation (II.40) de Rosin et Rammler (1933), la taille caractéristique est calculée de la taille moyenne en substituant  $X = X_m$ , and  $Y = (P(X) = 0,5$  dans l'équation Eq (II.40) ce qui donne l'équation Eq (II.42).

$$X_c = X_m / (0,693)^{1/n_i} \quad (\text{II.42})$$

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

$X_c$  : taille caractéristique des particules que 63,2% des matériaux passent au concasseur (cm) ;  
 $X_m$  : taille moyenne des particules pour que 50% des matériaux passent au concasseur (cm) ;  $n_i$  : indice d'uniformité.

La précision sur la déviation de forage est donnée par l'équation (II.43) (Gaucher, 2011).

$$W = d/1000 + (0,03 \times L_t) \quad (II.43)$$

$W$  : erreur de déviation du forage (m) ;  $d$  : diamètre (mm) ;  $L_t$  : Longueur total du trou (m).

La longueur totale du trou est donnée par les équations Eqs (II.44), (II.45) (Gaucher, 2011).

$$L_t = \frac{H}{\cos\mu} + L_s \quad (II.44)$$

$$L_s = 0,3 \times B_{th} \quad (II.45)$$

$L_t$  : Longueur du trou de foration (m) ;  $L_s$  : surforation du trou (m) ;  $B_{th}$  : banquette théorique ;  
 $H$  : hauteur du gradin (m) ;  $\mu$  : angle d'inclinaison du trou par rapport à la verticale (°).

La formule de la banquette théorique est donnée par la relation empirique de Langefors et Kihlstrom (1979) dans les équations Eqs (II.46), (II.47), (II.48).

$$B_{th} = 1.08 \times \sqrt{(L_f \times S)} / (C_{in} \times R_t \times \left(\frac{E}{B}\right)) \quad (II.46)$$

$B_{th}$  : banquette théorique (m) ;  $R_t$  : coefficient de résistance au tirage,  $E/B$  : rapport de maille,  
 $C_{in}$  : facteur de contrainte,  $S$  : coefficient d'énergie (-) ;  $L_f$  : charge linéaire (kg/m).

$$S = Q/Q_0 \quad (II.47)$$

$S$  : coefficient d'énergie (-) ;  $Q$  : énergie explosive de l'Explus (MJ/kg) ;  $Q_0$  : énergie explosive de l'ANFO (MJ/kg).

$$L_f = \pi \times \rho_e \times \left(\frac{\phi^2}{4}\right) \times K_t \quad (II.48)$$

$L_f$  : charge linéaire (kg/m) ;  $\rho_e$  : densité d'explosif (Explus et ANFO) utilisée (kg/m<sup>3</sup>) ;  $\phi$  : diamètre des explosifs (Explus et Anfo) utilisé (mm) ;  $k_t$  : coefficient de tassement de l'explosif utilisé (-).

Langefors et Kihlstrom ont établi une formule empirique permettant de calculer la banquette maximale admissible en fonction du diamètre de foration et d'autres paramètre, dont

la résistance de la roche, le rapport de maille, et l'inclinaison et le type d'explosif (Salmi et Sellers, 2021) par l'équation suivante Eq (II.49).

$$B_{\max} = (0.958 \times D) \times \sqrt{(\rho_c \times S_e)} / (C_b \times C_{LK} \times \left(\frac{E}{B}\right)) \quad (\text{II.49})$$

$B_{\max}$ : banquette maximale admissible fragmentation (m); D: diamètre du trou (m);  $\rho_c$ : densité de la charge ( $\text{kg/m}^3$ );  $S_e$ : poids des contraintes (-); E: espacement (m); B: banquette (m);  $C_b$ : facteur indiquant l'effet des contraintes du matériel sur la charge explosive (-);  $C_{LK}$ : constante de roche connu sous le nom de facteur de tirabilité de Langefors et Kihlstrom ( $\text{kg/m}^3$ ).

## **Conclusion**

Ce chapitre a permis de présenter, les étapes à suivre pour la réalisation d'un tir d'abattage à explosif, les paramètres géométriques associés et le calcul des charges explosives. Puis, lister matériels utilisés pour lors d'un tir de mine, les données structurales et mécaniques utiles pour le modèle de Kuz-Ram, leur intérêt ainsi que sa méthode d'acquisition des données. Il a été aussi présenté la carte des linéaments, le principe de réalisation de cette carte et son intérêt lors de l'étude. Cette partie a permis de mettre en évidence l'influence des discontinuités sur la consommation avec l'usage des données de terrain. Une description détaillée de la méthode de Kuz-Ram a été abordée. La mise en œuvre de cette méthode sur les données structurales et physico-mécaniques a fournis des résultats qui seront présentés et discutés au chapitre 3 qui suit.



# **CHAPITRE III : RESULTATS ET DISCUSSION**

---

## Introduction

Ce chapitre se présente en deux parties. La première partie est axée sur la présentation des résultats issus des données structurales et géomécaniques prise sur le terrain. Il s'agit d'une part, de présenter les tableaux qui permettent de faire une analyse qualitative du massif de Bidzar, la densité de fissure ainsi que leur espacement dans la carrière, les orientations des plans de discontinuité, la carte des linéaments de la zone d'étude avec une étude statistique associée, les tableaux récapitulatifs sur la fragmentation ; et d'autres part de présenter les graphes montrant l'influence des discontinuités sur la consommation des explosifs, des histogrammes sur le pourcentage des bloc rocheux qui passent au concasseur en fonction du pendage des plans de tir, les courbes de variation de la fragmentation avec le pendage des plans de tir. La seconde partie est consacrée à la discussion des différents résultats obtenus, pour attester de leur validité scientifique. Il s'agit précisément de comparer les résultats de l'étude entre eux, aussi avec ceux obtenus par d'autres auteurs dans d'autres régions du monde en terme de similitude ou de différence et de mettre en évidence les éléments nouveaux apportés par ce travail dans la zone d'étude ainsi que dans la communauté scientifique.

### III.1. Résultats

Les données structurales prélevées sur le terrain, les données de laboratoire et celles des études antérieures des chapitre I et chapitre II précédent ont permis d'obtenir les résultats suivants :

#### III.1.1. Résultats sur la qualité du massif

Les résultats des calculs faits précédemment montrent que le marbre de Bidzar possède les caractéristiques suivantes (Tableau III-1).

**Tableau III-1.a.** Caractéristiques du massif de Bidzar.

Paramètre du massif de Bidzar	Valeur
Facteur de roche (A)	10,455
Résistance à la compression	75 Mpa
RQD	93%
Densité	2,77 g/cm <sup>3</sup>
qet	0,2654 kg/m <sup>3</sup>

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

Pendage	85°
---------	-----

Les résistances à la compression moyennes, les pendages ainsi que les duretés correspondants aux plans de tir relevés sur le terrain ainsi sont données dans le tableau III-1.b.

**Tableau III-1.b.** Résistance à la compression, pendage des plans de discontinuité et coefficient de dureté.

Direction des plans de discontinuité	N80E	N20E	N56E	N156E	N40E	N08E	N120E
Pendage (°)	60°	70°	75°	82°	85°	86°	90°
Résistance à la compression (Mpa)	94,7	86,8	82,8	76,2	75	74	71
Coefficient de dureté (f)	9,47	8,68	8,28	7,62	7,5	7,4	7,1

Dans la carrière de Bidzar, l'espacement moyen entre les fractures est de 1,08 m et l'espacement moyen entre les plans de discontinuités est de 80,53 cm et la densité moyenne des fractures est de 1,02 m<sup>-1</sup> et la densité moyenne des plans de discontinuités est de 1,60 m<sup>-1</sup> (Tableau III-2).

**Table III-2.** Paramètres géométriques des discontinuités de la carrière de Bidzar.

Lignes (Li)	Coordonnées géographiques (m)	Direction	Espacement moyen des discontinuités (m)	Fréquence moyenne des discontinuités (m <sup>-1</sup> )	Espacement moyen des fractures (m)	Fréquence moyenne des fractures (m <sup>-1</sup> )
L1	X : 0404075 Y : 1098460 Z : 420 m	N80W  W-E	0,9429	1,5	0,75	1,5
L2	X : 0404104 Y : 1098425 Z : 420 m	N60W  WNW-ESE	0,7923	1,4	1,11	1
L3	X : 0404139 Y : 1098411 Z : 426 m	N40E  SW-NE	0,6732	1,64	0,79	1,36
L4	X : 0404153 Y : 1098362	N72W	1.0565	1.06	1,64	0,67

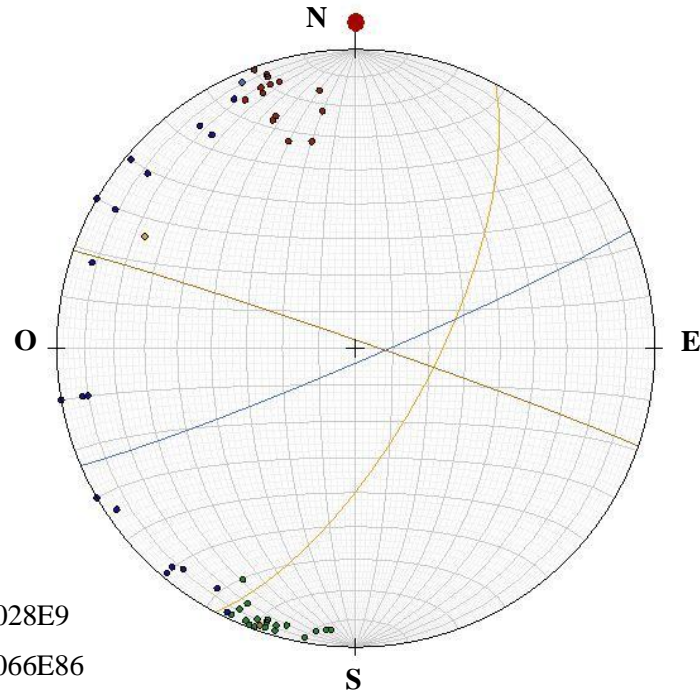
	Z : 423 m	WSW- ENE				
L5	X : 0404165 Y : 1098305 Z : 425 m	N80E  W-E	0,7348	1,5	1,17	0,93
L6	X : 0404144 Y : 1097822 Z : 457 m	N90W  W-E	1,64	0,69	0,7	0,13
L7	X : 0404215 Y : 109784 Z : 439 m	N90E  W-E	0,4080	2,64	0,52	2
L8	X : 04042173 Y : 1097932 Z : 432 m	N80E  E-W	0,8488	1,4	1,25	0,87
L9	X : 0404270 Y : 1097984 Z : 432 m	N16E  SSW- NNE	0,5027	2,09	1,83	0,64
L10	X : 0404270 Y : 1097972 Z : 440 m	N60W  WNW- ESE	0,4702	2,27	0,92	1,018
L11	X : 0404239 Y : 1097817 Z : 428 m	N140W  NE-SW	0,7888	1,42	1,2	0,92

### **III.1.2. Résultats sur l'orientation des plans de discontinuité**

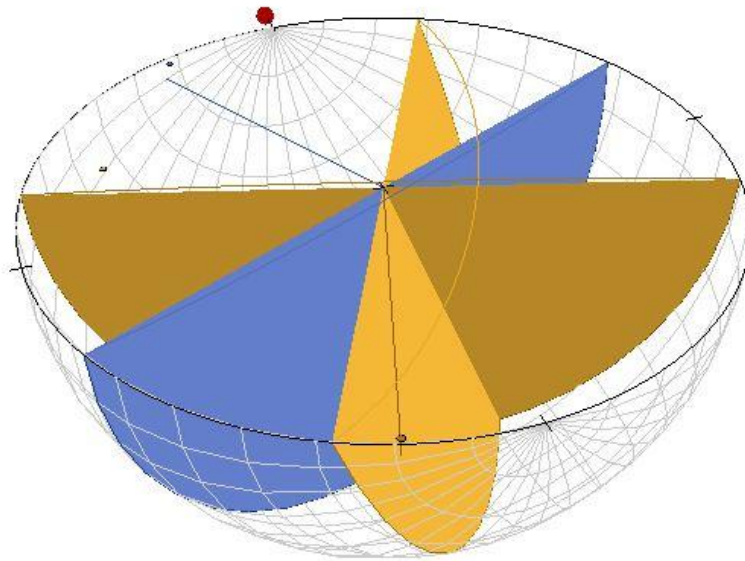
Les figures III-1.a et figure III-1.b donnent la concentration des pôles de discontinuité et les plans de discontinuité majeurs sur le stereonet en 2D et 3D. La figure III-1.c donne les directions majeures des plans de discontinuité sur la rosace directionnelle ainsi que le pendage moyen des plans de discontinuité et la figure III-1.d présente l'histogramme des fréquences des plans de discontinuité.

Les figures III-1.e et figure III-1.f donnent la cartographie des linéaments de la zone de Bidzar et ses environs et l'étude statistique de la distribution de la fracturation des dits linéaments respectivement.

Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale



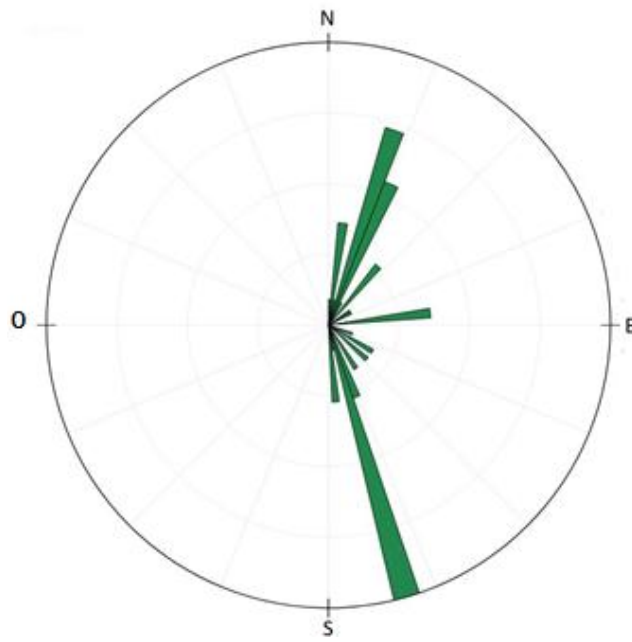
(a)



(b)

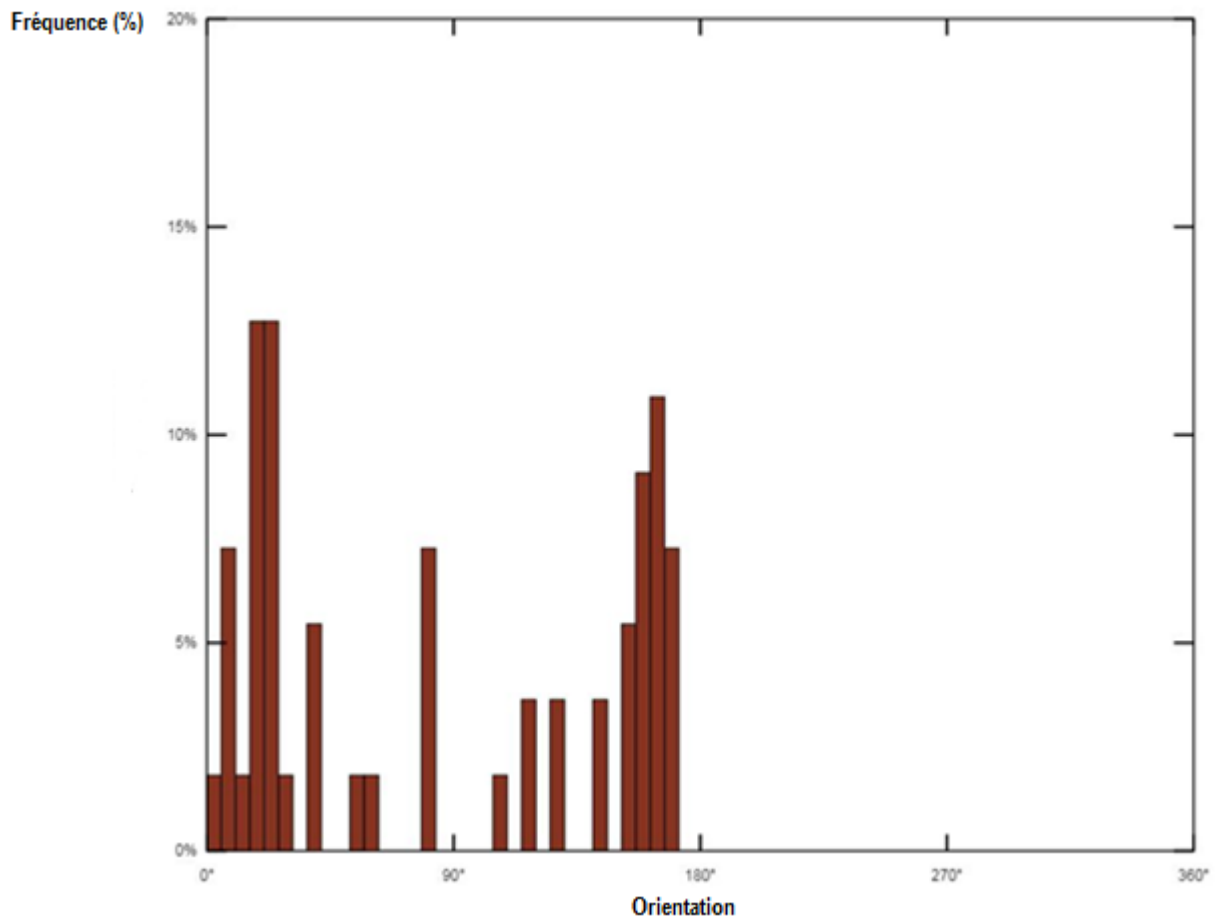
- Point au pôle
- Plan de discontinuité N028E9 avec un plongement vers l'Ouest
- Plan de discontinuité N066E86 avec un plongement vers NNO
- Plan de discontinuité N0289E88 avec un plongement vers SSO

Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale



Direction des plans de discontinuité

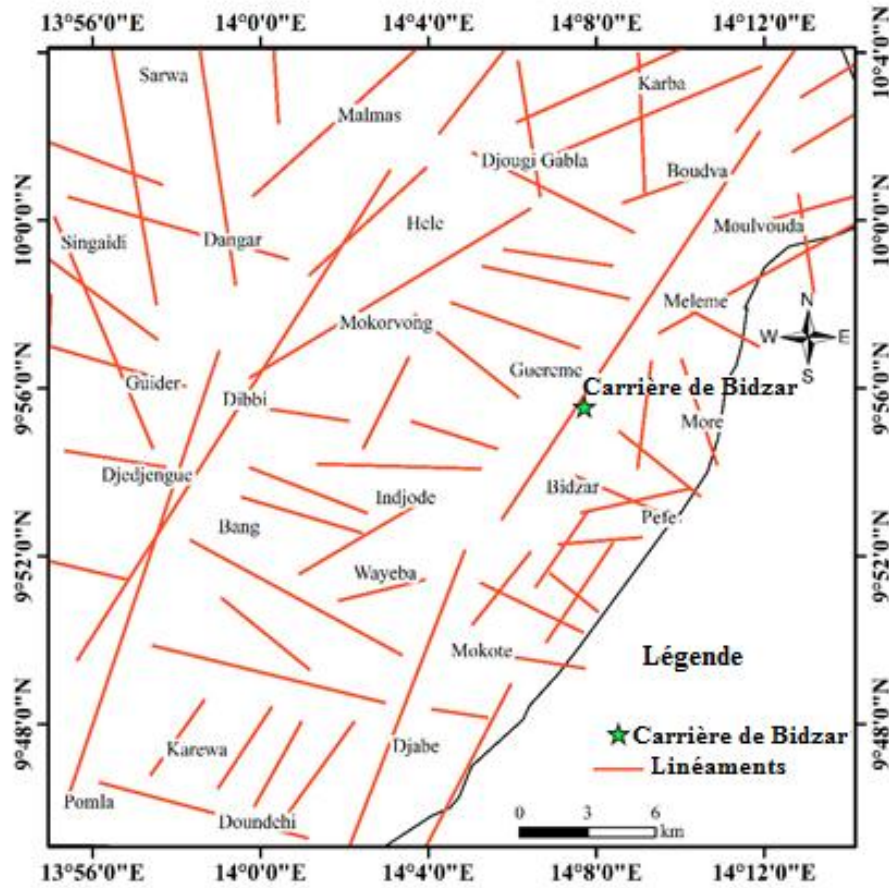
(c)



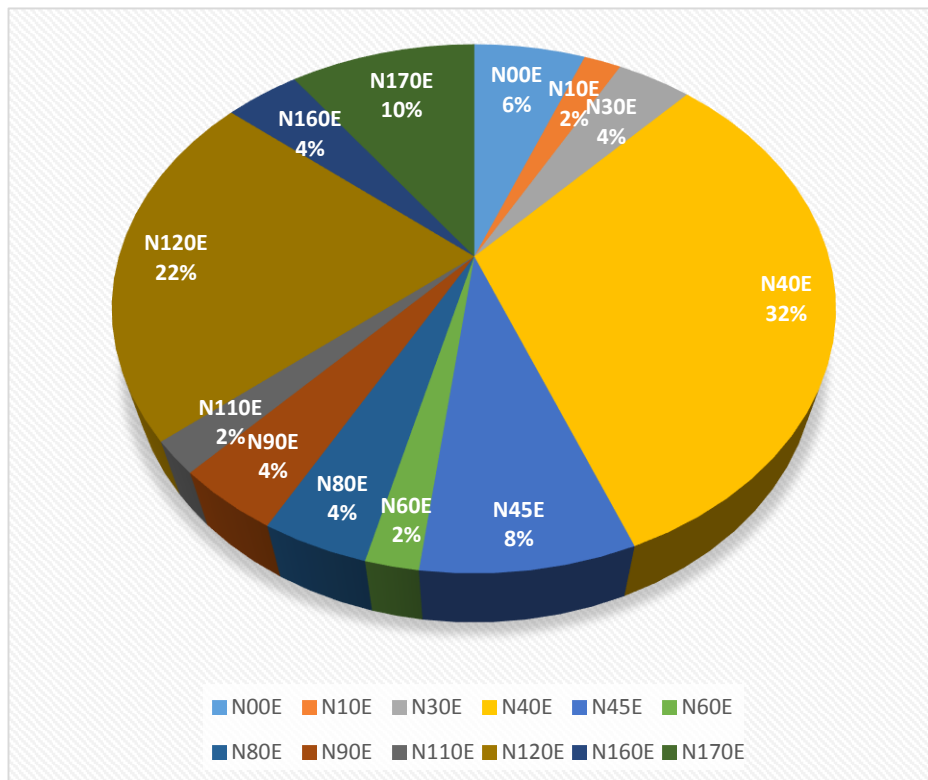
Plans de discontinuité

(d)

Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale



(e)

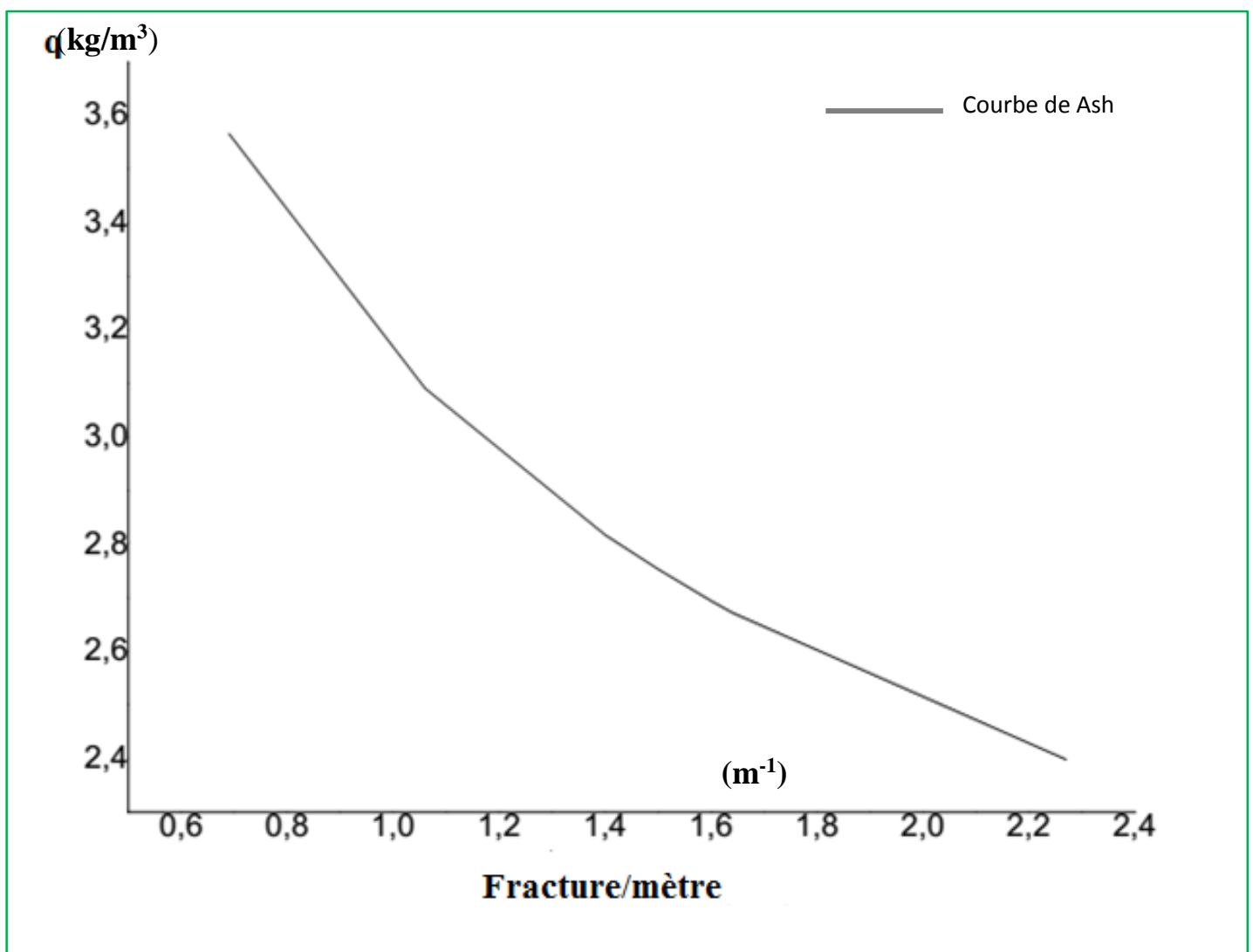




**Figure III-1.** Direction majeures des plans de discontinuités de la carrière de Bidzar : (a) stéréogramme 2D, (b) stéréogramme 3D, (c) rosace directionnelle, (d) distribution des fréquences de discontinuité, (e) carte des linéaments, (f) distribution des fréquences de linéaments.

### III.1.3. Résultats sur l'influence des discontinuités sur la consommation d'explosif

La figure III-2 montre l'influence des discontinuités et des propriétés mécaniques sur la consommation d'explosif. La forme de la courbe d'évolution de la consommation spécifique d'explosif en Anfo en fonction de la fréquence de fracture est décroissante.



**Figure III-2.** Courbe de la consommation d'explosif en fonction de la fréquence des fractures.

### III.1.4. Résultats sur la tirabilité des plans de discontinuité

La tirabilité des plans de tir croit avec la diminution du pendage des plans de tir et donc l'augmentation de la résistance à la compression. Elle ne varie pas avec la maille de foration. Elle est plutôt fonction du pendage des plans de tir et de leur résistance à la compression (Tableau III-3).

**Tableau III-3.** Tirabilité ( $q_{et}$ ) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression suivant les mailles de foration 3 m  $\times$  3 m, 4 m  $\times$  4 m et 4,5 m  $\times$  4,5 m.

Direction des plans de tir	Pendage des plans de tir (°)	Résistance à la compression (Mpa)	Espacement (m)	Banquette (m)	Espacement (m)	Banquette (m)	Espacement (m)	Banquette (m)	$q_{et}$ (kg/m <sup>3</sup> )
N80E	60°	94,7	3	3	4	4	4,5	4,5	0,3205
N20E	70°	86,8	3	3	4	4	4,5	4,5	0,2984
N56E	75°	82,8	3	3	4	4	4,5	4,5	0,2872
N156E	82°	76,2	3	3	4	4	4,5	4,5	0,2718
N40E	85°	75	3	3	4	4	4,5	4,5	0,2654
N08E	86°	74	3	3	4	4	4,5	4,5	0,2626
N120E	90°	71	3	3	4	4	4,5	4,5	0,2542

### III.1.5. Résultats sur la fragmentation en fonction de la résistance à la compression et du facteur de poudre

L'indice d'uniformité diminue avec l'augmentation de la maille de foration. Il ne varie pas avec la maille de foration. La productivité des blocs croit avec l'augmentation du facteur de poudre et de la résistance à la compression (Tableau (II-4), (III-5), (II-6)).

**Tableau III-4.** Facteur de poudre (K), indice (n) d'uniformité et tirabilité ( $q_{et}$ ) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression avec la maille de foration 3 m  $\times$  3 m.

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

Direction des plans de tir	Pendage des plans de tir (°)	Résistance à la compression (Mpa)	Espacement (m)	Banquette (m)	qet (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	n	P(x)
N80E	60°	94,7	3	3	0,3205	0,658	1,238	71,78%
N20E	70°	86,8	3	3	0,2984	0,612	1,238	69,77%
N56E	75°	82,8	3	3	0,2872	0,589	1,238	68,68%
N156E	82°	76,2	3	3	0,2718	0,558	1,238	67,11%
N40E	85°	75	3	3	0,2654	0,545	1,238	66,42%
N08E	86°	74	3	3	0,2626	0,539	1,238	66,11%
N120E	90°	71	3	3	0,2542	0,522	1,238	65,18%

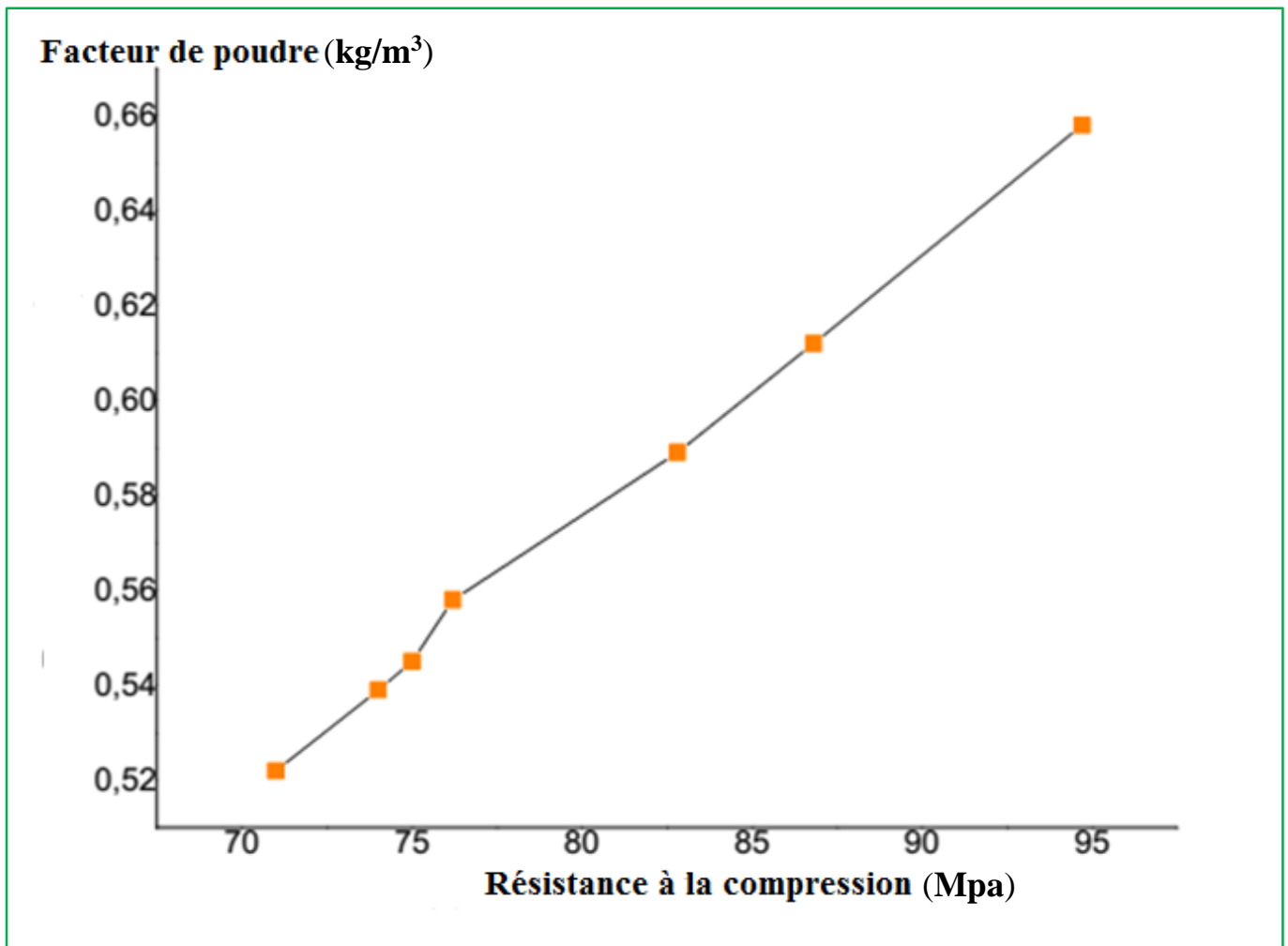
**Tableau III-5.** Facteur de poudre (K), indice (n) d'uniformité et tirabilité (qet) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression avec la maille de foration 4 m × 4 m.

Direction des plans de tir	Pendage des plans de tir (°)	Résistance à la compression (Mpa)	Espacement (m)	Banquette (m)	qet (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	n	P(x)
N80E	60°	94,7	4	4	0,3205	0,658	1,209	67,85%
N20E	70°	86,8	4	4	0,2984	0,612	1,209	65,82%
N56E	75°	82,8	4	4	0,2872	0,589	1,209	64,77%
N156E	82°	76,2	4	4	0,2718	0,558	1,209	63,62%
N40E	85°	75	4	4	0,2654	0,545	1,209	62,55%
N08E	86°	74	4	4	0,2626	0,539	1,209	62,25%
N120E	90°	71	4	4	0,2542	0,522	1,209	61,33%

**Tableau III-6.** Facteur de poudre (K), indice (n) d'uniformité et tirabilité (qet) des plans de tir en fonction de leur pendage et leur résistance à la compression avec la maille de foration 4,5 m × 4,5 m.

Direction des plans de tir	Pendage des plans de tir (°)	Résistance à la compression (Mpa)	Espacement (m)	Banquette (m)	qet (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	n	P(x)
N80E	60°	94,7	4,5	4,5	0,3205	0,658	1,183	66,46%
N20E	70°	86,8	4,5	4,5	0,2984	0,612	1,183	64,50%
N56E	75°	82,8	4,5	4,5	0,2872	0,589	1,183	62,44%
N156E	82°	76,2	4,5	4,5	0,2718	0,558	1,183	61,93%
N40E	85°	75	4,5	4,5	0,2654	0,545	1,183	61,27%
N08E	86°	74	4,5	4,5	0,2626	0,539	1,183	60,97%
N120E	90°	71	4,5	4,5	0,2542	0,522	1,183	60,08%

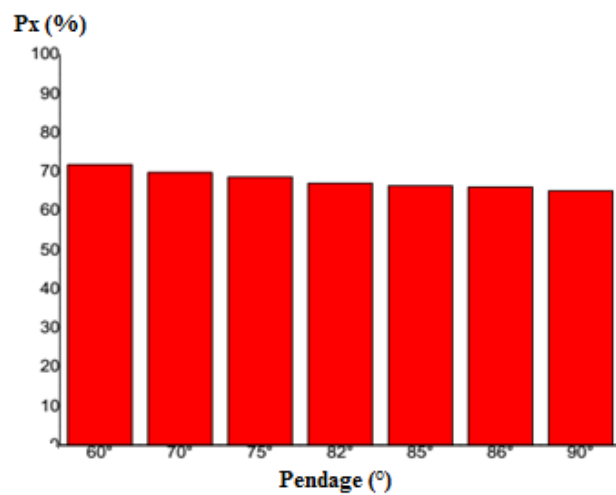
La figure III-3 montre que le facteur de poudre croit avec l'augmentation de la résistance à la compression des plans de tir.



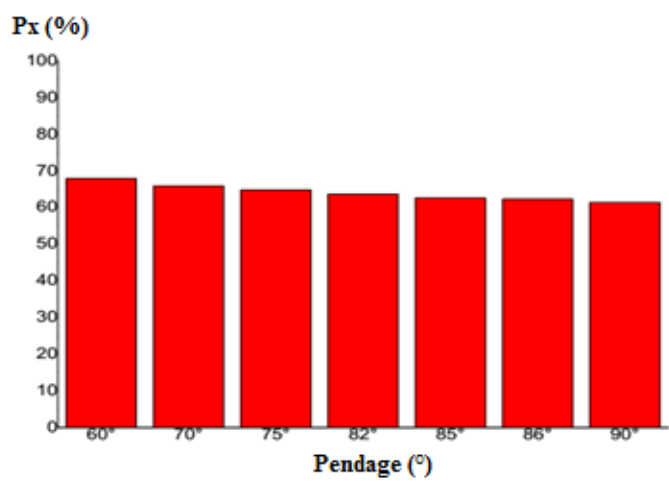
**Figure III-3.** Facteur de poudre en fonction de la résistance à la compression des plans de tir.

### III.1.6. Résultats sur la fragmentation en fonction du pendage des plans de tir et de la maille de foration

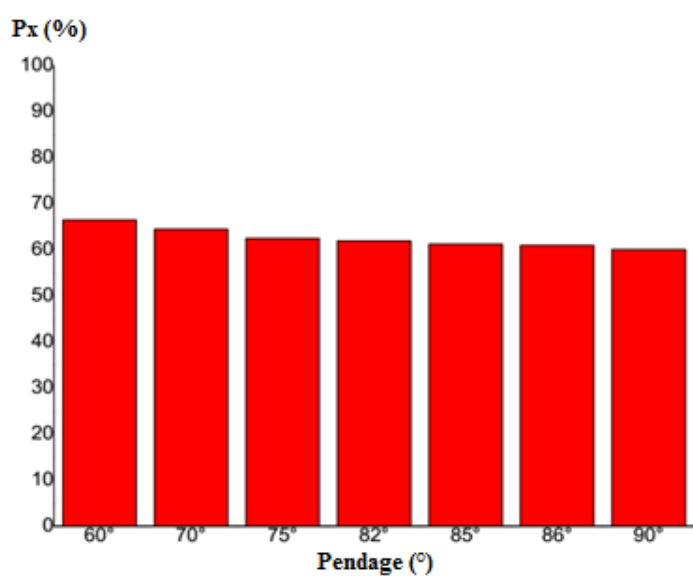
Les figures (III-4.a), (III-4.b) et (II-4.c) montrent que la productivité des blocs passant au concasseur diminue avec l'augmentation du pendage des plans de tir. Les figures (III-5), (III-6) (III-7) présentent les courbes de distribution des blocs en fonction du pendage des plans de tir et montrent que les courbes de fragmentation sont optimales au fur et à mesure que le pendage diminue avec un maximum de productivité avec le pendage 60° et un minimum avec le pendage 90°.



(a)

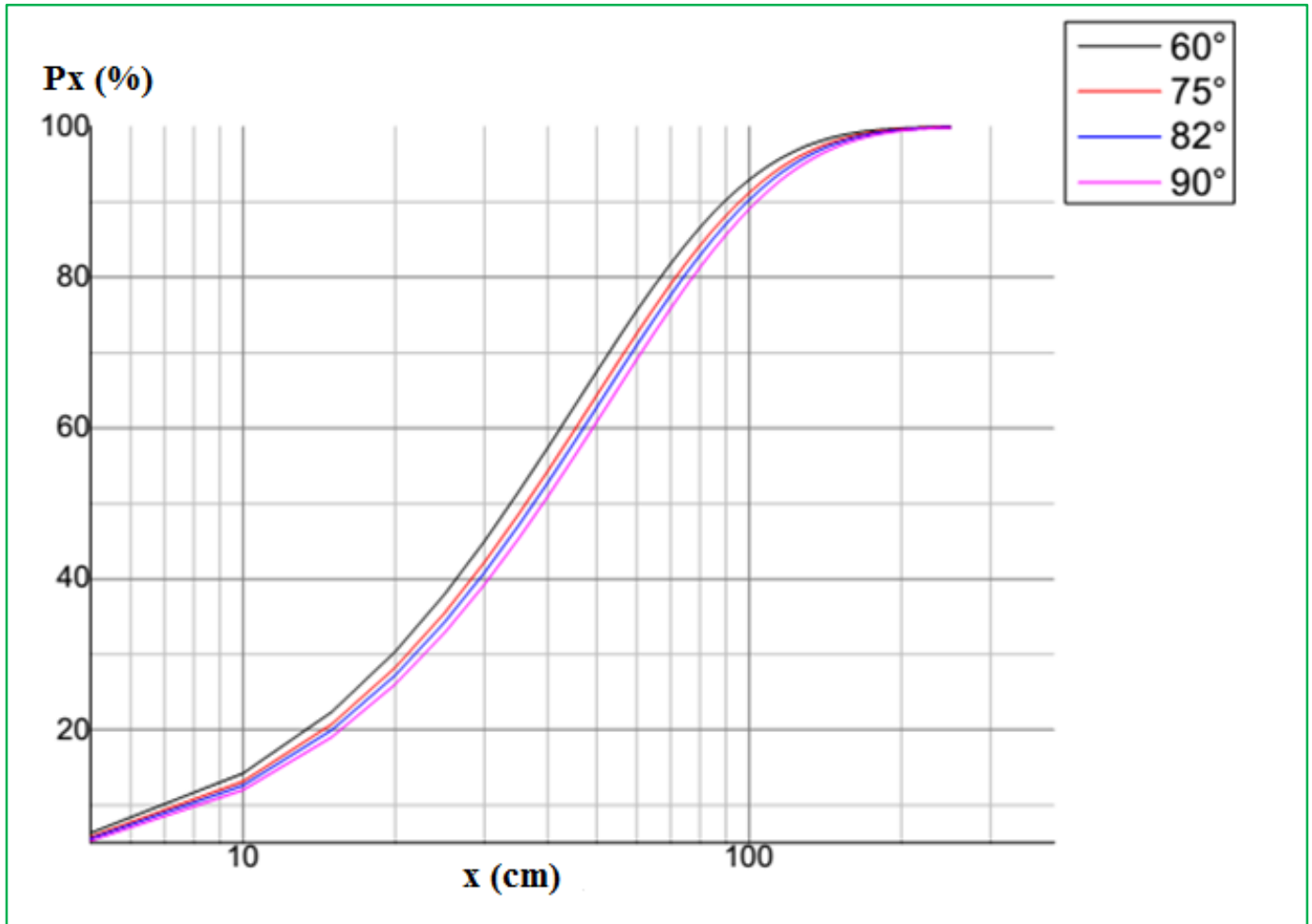


(b)



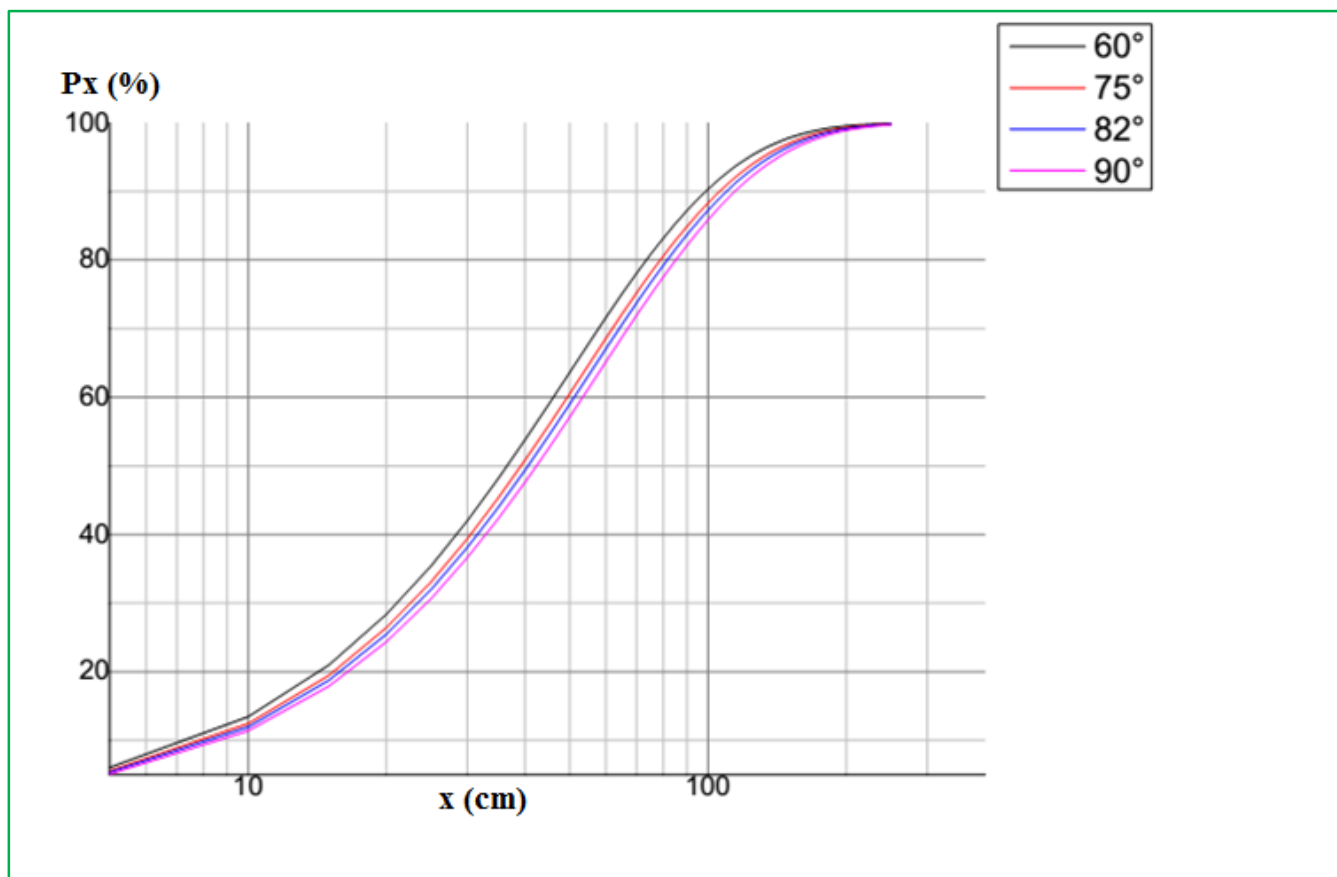
(c)

**Figure III-4.** Pourcentage des blocs passant au concasseur pour les plans de tir de pendage  $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$  avec les mailles de foration  $3\text{ m} \times 3\text{ m}$ ,  $4\text{ m} \times 4\text{ m}$  et  $4,5\text{ m} \times 4,5\text{ m}$ .

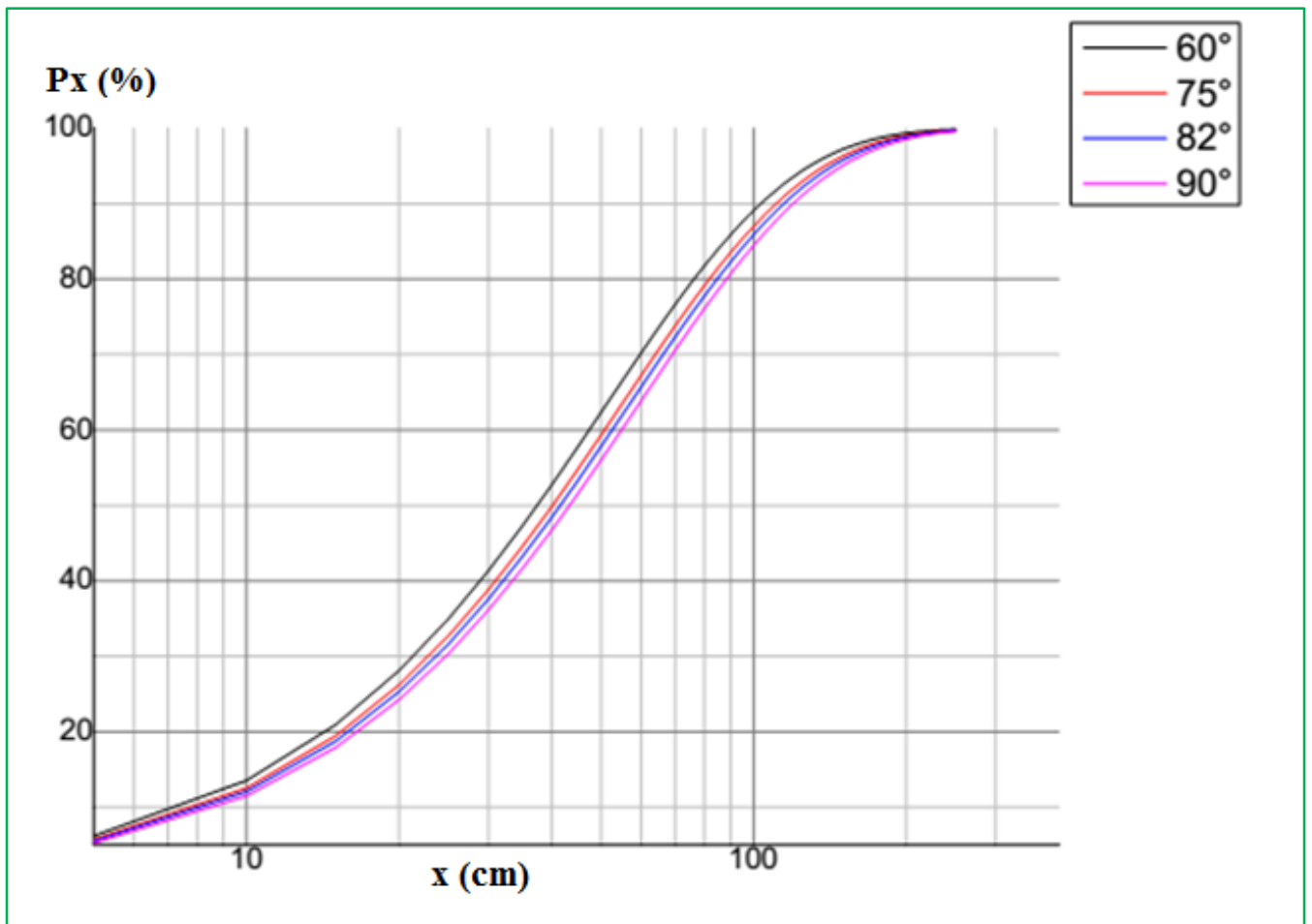


**Figure III-5.** Courbe de distribution de Rosin-Rammler suivant les plans de tir de pendage  $60^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $90^\circ$  avec la maille de foration  $3\text{ m} \times 3\text{ m}$ .





**Figure III-6.** Courbe de distribution de Rosin-Rammler suivant les plans de tir de pendage 60°, 75°, 82°, 90° avec la maille de foration 4 m × 4 m.



**Figure III-7.** Courbe de distribution de Rosin-Rammler suivant les plans de tir de pendage  $60^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $90^\circ$  avec le maille de foration  $4,5 \text{ m} \times 4,5 \text{ m}$ .

Les tableaux (III-7), (III-6) et (III-9) sont les résultats récapitulatifs de la méthode de Kuz-Ram appliquée dans le cadre de notre expérience et sont constitués des paramètres essentiels à l'instar de la quantité de charge explosive ( $Q_e$ ), de la taille moyenne des blocs ( $X_m$ ), la taille caractéristique des blocs ( $X_c$ ). Le pourcentage des blocs passant au concasseur de la carrière de Bidzar en fonction des pendages des plans de tir et à des mailles variables varie entre 60,08% et 71,78%. L'erreur de forage ne varie pas ni en fonction de la maille, ni en fonction des plans de tir. La fragmentation diminue avec l'accroissement de la maille de foration.

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre  
par abattage à explosif en Afrique Centrale**

**Tableau III-7.** Paramètres du modèle de prédiction de Kuz-Ram  $q_{et}$ ,  $k$ ,  $X/X_c$ ,  $Q_e$ ,  $X_m$ ,  $n$ ,  $X_c$ ,  $P(x)$  avec la maille de foration 3 m x 3 m suivant les pendages des plans de tir et leur résistance à la compression.

Direction des plans de tir	+- Pendage (°)	Résistance à la compression (Mpa)	Espacement (m)	Banquette (m)	W (m)	$q_{et}$ (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	X/X <sub>c</sub>	Q <sub>e</sub> (kg)	X <sub>m</sub> (cm)	n	X <sub>c</sub> (cm)	P (X)
N80E	60°	94,7	3	3	0,469	0,3205	0,658	1,209	59,25	28,88	1,38	45,475	71,78%
N20E	70°	86,8	3	3	0,469	0,2984	0,612	1,155	55,161	30,217	1,238	47,581	69,77%
N56E	75°	82,8	3	3	0,469	0,2872	0,589	1,282	53,091	30,953	1,238	48,747	68,68%
N156E	82°	76,2	3	3	0,469	0,2718	0,558	1,089	50,245	32,057	1,238	50,477	67,11%
N40E	85°	75	3	3	0,469	0,2654	0,545	1,067	49,054	32,547	1,238	51,249	66,42%
N08	86°	74	3	3	0,469	0,2626	0,539	1,066	48,537	32,766	1,238	51,594	66,11%
N120E	90°	71	3	3	0,469	0,2542	0,522	1,044	46,984	33,448	1,238	52,667	65,18%

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre  
par abattage à explosif en Afrique Centrale**

**Tableau III-8.** Paramètres du modèle de prédiction de Kuz-Ram  $q_{et}$ ,  $k$ ,  $X/X_c$ ,  $Q_e$ ,  $X_m$ ,  $n$ ,  $X_c$ ,  $P(x)$  avec la maille de foration 4 m x 4 m suivant les pendages des plans de tir et leur résistance à la compression.

Direction des plans de tir	Pendage (°)	Résistance à la compression (Mpa)	Espacement (m)	Banquette (m)	W (m)	$q_{et}$ (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	X/X <sub>c</sub>	Q <sub>e</sub> (kg)	X <sub>m</sub> (cm)	n	X <sub>c</sub> (cm)	P (X)
N80E	60°	94,7	4	4	0,469	0,3205	0,658	1,110	105,333	31,793	1,209	49,532	67,85%
N20E	70°	86,8	4	4	0,469	0,2984	0,612	1,061	98,065	33,265	1,209	51,825	65,82%
N56E	75°	82,8	4	4	0,469	0,2872	0,589	1,035	94,385	34,08	1,209	53,095	64,77%
N156E	82°	76,2	4	4	0,469	0,2718	0,558	1,000	89,324	35,29	1,209	54,980	63,62%
N40E	85°	75	4	4	0,469	0,2654	0,545	0,985	87,208	35,86	1,209	55,821	62,55%
N08E	86°	74	4	4	0,469	0,2626	0,539	0,978	86,288	36,071	1,209	56,197	62,25%
N120E	90°	71	4	4	0,469	0,2542	0,522	0,958	83,528	36,821	1,209	57,365	61,33%

**Tableau III-9.** Paramètres du modèle de prédiction de Kuz-Ram  $q_{et}$ ,  $k$ ,  $X/X_c$ ,  $Q_e$ ,  $X_m$ ,  $n$ ,  $X_c$ ,  $P(x)$  avec la maille de foration 4,5 m x 4,5 m suivant les pendages des plans de tir et leur résistance à la compression.

Direction des plans de tir	Pendage (°)	Résistance à la compression (Mpa)	Espacement (m)	Banquette (m)	W (m)	$q_{et}$ (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	X/X <sub>c</sub>	Q <sub>e</sub> (kg)	X <sub>m</sub> (cm)	n	X <sub>c</sub> (cm)	P (X)
N80E	60°	94,7	4,5	4,5	0,469	0,3205	0,658	1,077	133,313	33,068	1,183	51,030	66,46%
N20E	70°	86,8	4,5	4,5	0,469	0,2984	0,612	1,030	124,113	34,600	1,183	53,393	64,50%
N56E	75°	82,8	4,5	4,5	0,469	0,2872	0,539	1,005	119,456	35,447	1,183	54,702	62,44%
N156E	82°	76,2	4,5	4,5	0,469	0,2718	0,558	0,970	113,051	36,706	1,183	56,644	61,93%
N40E	85°	75	4,5	4,5	0,469	0,2654	0,545	0,956	110,373	37,267	1,183	57,510	61,27%
N08E	86°	74	4,5	4,5	0,469	0,2626	0,539	0,949	109,208	37,518	1,183	57,897	60,97%
N120E	90°	71	4,5	4,5	0,469	0,2542	0,522	0,930	105,715	38,298	1,183	59,101	60,08%

## III.2. Discussion

### III.2.1. Qualité de la roche de Bidzar

Le tableau III-1.a donne la résistance à la compression du marbre de Bidzar à 75 MPa, traduisant que c'est un massif de dureté moyenne, de classe III et de grade R<sub>4</sub> (Porokhvoi, 1995 ; Sing et al, 2007 ; Gadikor, 2018). Le RQD du massif est de 93%, montrant que ce marbre est d'excellente qualité et de classe RQD 1 (Aftès, 2001) (Annexe III-2). Le facteur de roche est d'environ 10,455, confirmant que la roche est dure et fissurée (Ouchterlony et Sanchidrian, 2019) (Annexe III-1). L'espacement moyen entre les fractures est de 1,08 m et l'espacement moyen entre les plans de discontinuités est de 80,53 cm (Tableau III-2), montrant que les discontinuités sont espacées et que le massif de Bidzar est de classe ES2 (Aftès, 2001). La densité moyenne des fractures est de 1,02 m<sup>-1</sup> et la densité moyenne des plans de discontinuités est de 1,60 m<sup>-1</sup> (Tableau III-2), traduisant que, le marbre de Bidzar est de classe ID2 et de densité de discontinuité faible (Aftès, 2001) (Annexe III-2). Donc le massif rocheux de la carrière de Bidzar est moyennement fissuré. La forte fracturation du marbre observé actuellement dans la carrière serait principalement due aux différents tirs à explosifs effectués depuis des décennies d'exploitation. L'espacement moyen entre les discontinuités du marbre de la carrière de Bidzar est supérieur à 0,5 m. En tenant compte de la classification de tirabilité du Central Research Institute's (CRI), le marbre de Bidzar est de catégorie III, donc difficile à tirer (Salmi et Sellers, 2021). Dans le même ordre, le facteur de dureté de Protodyakonov du marbre de Bidzar est de 7,5 montrant que la roche de Bidzar est exactement le marbre car celui-ci est compris entre 7 et 9 selon Michik et Dolgov, de classe III, résistant, solide et dur, difficile à tirer (Salmi et Sellers, 2021). Ceci signifie que, la fragmentation produira de gros blocs de roche, donc le tir nécessitera une grande charge explosive pour obtenir la fragmentation désirée. La forte fracturation du marbre observée actuellement dans la carrière serait principalement due aux différents tirs à explosifs effectués depuis des décennies d'exploitation. La résistance à la compression du marbre de Bidzar est de 75 Mpa, donc entre 50 Mpa et 100 Mpa, le facteur de poudre varie entre 0,522 kg/m<sup>3</sup> et 0,658 kg/m<sup>3</sup>, compris entre 0,5 kg/m<sup>3</sup> et 0,8 kg/m<sup>3</sup>, traduisant que le marbre de la carrière de Bidzar est de dureté moyenne, ce qui s'accorde avec les résultats de Salmi et Sellers (2021). De plus,

l'espacement entre les fractures varie entre 0,5 m et 1 m montrant que, le marbre de Bidzar est moyennement fissuré et appartient à la classe de tirabilité difficile selon la classification de Khanukaev (Salmi et Sellers, 2021). La densité du marbre de Bidzar est comprise entre  $2750 \text{ kg/m}^3$  et  $2900 \text{ kg/m}^3$  (Tableau III-1), s'accordant avec le résultat de Salmi et Sellers (2021). La tirabilité du massif de Bidzar est de  $0,2654 \text{ kg/m}^3$ , donc il est difficile à tirer (Saadoun, 2012) et celui-ci pend dans plan subvertical à vertical.

### **III.2.2. Plans de discontinuité**

La figure III-1.c montre trois familles de direction de discontinuité dans la carrière de Bidzar, les directions majeures (N30-40E, N40-50E, N160-170E), les directions secondaires (N10-20E, N50-60E, N80-90E, N140-150E, N150-160E, N170-180E) et celles minoritaires (N00-10E, N20-30E, N40-50E, N70-80E, N100-110E, N110-120E, N120-130E, N130-140E). Cette hiérarchisation des familles de direction correspond à celle décrite par Ndjeng (1998) et Wouatong (2017), traduisant que le massif rocheux de Bidzar est fracturé, une fracturation acquise à la fois naturellement lors du processus volcano-sédimentaire qui a prévalu dans la zone de Bidzar et aussi artificiellement par les multiples dynamitages effectués depuis des décennies d'exploitation. Ces plans de discontinuité peuvent être utilisés comme des plans de tir et influencent la fragmentation des roches par l'intermédiaire de deux paramètres, le pendage et la résistance à la compression. Ces deux paramètres, respectivement, influent sur la tirabilité et le facteur de poudre.

Les figure III-1.a et figure III-1.b présentent la concentration des pôles de discontinuité et les plans de discontinuité majeurs sur le stereonet en 2D et 3D, la figure III-1.c donne la hiérarchisation des plans de discontinuité sur la rosace directionnelle et la figure III-1.d présente l'histogramme des fréquences des plans de discontinuité en nombre. La figure III-1.b. fait ressortir trois plans, le plan N028E69 avec un sens de pendage vers l'Ouest (de couleur jaune sur la figure III-2.b), le plan N066E86 (de couleur bleu sur la figure III-1.b) avec un sens de pendage vers le NNO et le plan N289E88 (de marron sur la figure III-1.b) avec un sens de pendage vers le SSO. Les plans de la carrière qui ont un sens de pendage vers l'ouest sont de pendage plus faible par rapport aux autres plans, donc favorables pour produire une fragmentation optimale après tir. C'est le cas par exemple du plan de tir N028E69 qui pend vers l'ouest, de



pendage assez faible par rapport aux plans N066E86 et N289E88 (Figure III-1.a, figure III-1.b), produira une fragmentation plus élevée par rapport aux plans N066E86 et N289E88. Pour une exploitation efficiente du marbre de la carrière de Bidzar, la zone ouest serait la zone idéale pour produire une fragmentation efficace après abattage par explosif car les plans de tir qui pendent dans cette zone génèreraient les meilleures productivités.

La cartographie des linéaments de la zone de Bidzar et ses environs donnent un réseau d'environ de cinquante (50) fractures de direction variée N00E, N10E, N30E, N40E, N45E, N60E, N80E, N90E, N110, N120E, N160E, N170E (Figure III-1.e.). Cette forte fracturation montre que la zone de Bidzar a subi des mouvements tectoniques intenses marqués par de multiples déformations. Les linéaments ont une direction majeure de fracturation (N40E, N120E, N170E) qui correspond aux directions majeures des plans de discontinuités de la carrière donné par la rosace directionnelle (Figure III-1.e). L'étude statistique de la fracturation des linéaments de la zone de Bidzar et ses environs montre une certaine hétérogénéité de la fracturation. L'analyse de la distribution des fréquences en nombre des linéaments montre que les linéaments sont subdivisés trois familles de direction, les familles de direction (N40E, N120E et N170E) sont majoritaires, celles de direction (N45E, N00E) sont secondaires et les familles de direction (N160E, N10E, N30E, N60E, N80E, N110E) sont minoritaires (Figure III-1.e.).

L'histogramme circulaire des fréquences des linéaments traduit une certaine hétérogénéité de la fracturation dans la zone de Bidzar et ses environs, hétérogénéité de fracturation liée principalement à la tectonique de la zone (Figure III-1.f). Les linéaments de direction N40E et N170E sont majoritaires et correspondent aux deux (02) directions des plans de discontinuités majeures de la carrière de marbre de Bidzar (Figure III-1.e) en corrélation avec la rosace directionnelle et l'histogramme des fréquences des plans de discontinuités de la figure III-1.d. Ceci traduit que la tectonique de la zone a lieu suivant deux principales directions NE-SO, et NNO-SSE sur toute l'étendue de la zone de Bidzar et ses environs (Figure III-2.c, figure III-1.d, figure III-1.e, figure III-1.f). Ce résultat s'accorde nettement avec les travaux de Ndjeng (1998).

### III.2.3. Influence des discontinuités sur la consommation d'explosif

La figure III-2 montre l'influence des discontinuités et des propriétés mécaniques sur la consommation d'explosif. La forme de la courbe d'évolution de la consommation spécifique d'explosif en Anfo en fonction de la fréquence de fracture est décroissante. Cette courbe varie dans le même sens que celle d'Ash (1973), Salmi et Sellers, (2021) et montre que la consommation d'explosif en ANFO diminue au fur et à mesure que la fréquence des fractures augmente (Figure III-2). Ceci s'explique par le fait que les discontinuités génèrent une réflexion d'onde entraînant une concentration des contraintes dans la zone fracturée et qui agissent conjointement avec celles créées par la charge explosive, d'où une diminution de la consommation d'explosif et une meilleure fragmentation. Les équations (II-24) et (II-25) donnent, pour le marbre de Bidzar, l'angle de frottement interne  $49,54^\circ$  et l'angle de rugosité  $16,51^\circ$ , soit un angle de friction de  $66,05^\circ$  montrant que, les plans de discontinuité sont peu rugueux et le frottement interne faible. Les fractures et les plans de discontinuité étant espacées (supérieure à 1 m pour les fractures et supérieure à 80 cm pour les plans de discontinuités), il faudra concentrer une grande quantité de charge explosive pour avoir une meilleure fragmentation possible.

### III.2.4. Tirabilité des plans de discontinuité et proposition des plans de tir

Parmi les plans de discontinuité de la carrière, certains peuvent correspondre au plan de tir et d'autres pas. Selon (Saadoun, 2012) (Annexe III-3), le tableau III-4 montrent que, les plans de discontinuité de pendage supérieur à  $60^\circ$  sont difficiles à tirer alors que, ceux de pendage inférieur ou égal à  $60^\circ$  le sont un peu plus. A l'exception du plan de tir de pendage  $60^\circ$  qui est de tirabilité très difficile et égale à  $0,32056 \text{ g/m}^3$ , les plans de discontinuité de pendage supérieur ou égal à  $60^\circ$  et dont la tirabilité est inférieure ou égale à  $0,32056 \text{ kg/m}^3$  sont des plans subverticaux à verticaux, et peuvent être utilisés comme plan de tir tandis que les plans de discontinuité de pendage inférieur à  $60^\circ$  et dont la tirabilité est supérieure à  $0,32056 \text{ kg/m}^3$  sont des plans subhorizontaux à horizontaux, et ne peuvent pas être des plans de tir. Ce résultat s'accorde avec les travaux de Worsey et al (1981), qui montrent que si le pendage des plans de discontinuité est inférieur à  $60^\circ$ , les résultats du tir d'abattage deviendront pauvres. La tirabilité des plans de tir croit avec la diminution du pendage (Tableau III-3). Le pendage du massif de la

carrière est d'environ  $85^\circ$  et de tirabilité moyenne  $0,2654 \text{ kg/m}^3$ , montrant que le marbre de Bidzar est de tirabilité difficile, de classe 3 et de catégories 11, 12, 13,14 selon le tableau de classification de la tirabilité des roches (Saadoun, 2012) (Annexe III-3). Elle ne varie pas avec la maille de foration, mais est plutôt fonction du pendage des plans de tir et de leur résistance à la compression (Tableau III-3).

### **III.2.5. Fragmentation en fonction de la résistance à la compression et du facteur de poudre**

Le tableau III-1.b montre que la résistance à la compression est fonction du pendage des plans de tir et de la dureté de talus du front à tirer. Cette résistance à la compression varie dans le même sens que la dureté du talus et croit avec la diminution du pendage. Le pendage des plans et la dureté de talus sont deux paramètres dépendants et qui varient à sens contraire. Ces tableaux montrent aussi que l'indice d'uniformité varie entre 1,209 et 1,238, s'accordant conformément avec la condition de De Lile (2012) qui exige que celui-ci doit être compris 0,8 et 2,2. Il est de 1,238 pour la maille de foration  $3 \text{ m} \times 3 \text{ m}$ , 1,209 pour la maille de foration  $4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$  et 1,183 avec la maille de foration  $4,5 \text{ m} \times 4,5 \text{ m}$ , traduisant que la distribution de la taille des blocs après tir dans la carrière de Bidzar est uniforme. De plus, ces tableaux (III-4), (III-5), (III-6) montrent aussi que le facteur de poudre est compris entre  $0,522 \text{ kg/m}^3$  et  $0,658 \text{ kg/m}^3$ , ce qui est comparable à celui des roches ignées selon Gadikor (2018) et correspond à celui où la rupture de la roche est difficile (U.S. Bureau of Reclamation, 2001), traduisant que plus d'explosif devraient être utilisés pendant le dynamitage pour avoir une fragmentation efficace. Les facteurs de poudre de la carrière de Bidzar sont conformes aux recommandations de Choudhary et Sonu (Ninepence et al, 2016) pour les roches de résistance moyenne. Ces tableaux établissent également que, la taille moyenne des blocs diminue avec l'augmentation du facteur poudre, ce qui s'accorde avec les études de Gadikor (2018). Par ailleurs, ces tableaux montrent que la fragmentation croit avec l'accroissement du facteur de poudre, et qu'il en est de même de la consommation explosive. En d'autres termes, l'augmentation du facteur de poudre entraîne une élévation de la charge explosive, et par conséquent un accroissement de la productivité. Ce résultat s'accorde avec les études de Segatsho et al (2019) montrant qu'il est important de le calibrer l'explosion d'une roche dure en augmentant le potentiel

d'endommagement des sections du périmètre par un accroissement de la charge explosive. Le plan de tir produisant une fragmentation optimale est celui ayant le facteur de poudre le plus élevé. Ils montrent aussi que, le facteur de poudre ne dépend pas de la maille de foration, un résultat qui est en accord avec les travaux d'Adebola et al (2016) et (Blair, 2015) qui stipulent que le facteur de poudre ne fait pas partie intégrante du processus de conception du tir par maillage et donc ne dépend pas de la maille de foration. La figure III-3 montre que, le facteur de poudre croit avec l'augmentation de la résistance à la compression des plans de tir, un résultat qui est en accord avec les travaux de Muftuoglu et al (1991). Du tableau III-2 au tableau III-4 montrent aussi que, la résistance à la compression du plan de tir influence considérablement le facteur de poudre, la consommation explosive et donc la fragmentation. En effet, l'augmentation de la résistance à la compression du plan de tir, accroît le facteur de poudre, la consommation d'explosif ce qui entraîne une augmentation l'intensité de la fragmentation. Ces résultats s'accordent les travaux (Blair, 2015) qui spécifient qu'au fur et à mesure que la face libre d'abattage devient résistant, le facteur de poudre augmente, et ceux de Mulenga (2020) qui montrent que la résistance à la compression impacte sur la performance d'un tir, la qualité de la fragmentation, et dicte la consommation explosive du massif à tirer. Ceux-ci montrent que les plans de tir de pendage ( $82^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$ ) ont une résistance à la compression entre 8 Mpa et 80 Mpa et correspondant à des fronts semi durs alors que les plans de tir de pendage ( $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ) ont une résistance à la compression supérieure à 80 Mpa, traduisant que ce sont des fronts durs (Porokhvoi, 1995). Il résulte que les plans de tir dont les fronts sont durs donnent un facteur de poudre plus élevé et génèrent les meilleures fragmentations après tir, ce qui est le contraire pour les plans de tir dont les fronts sont semi durs. Le plan de tir de pendage  $60^\circ$  et de résistance à la compression maximale 94,7 Mpa, a un facteur de poudre maximal  $0,658 \text{ kg/m}^3$ , et produit des rendements optimaux à différentes mailles, de 71,78% à la maille  $3 \text{ m} \times 3 \text{ m}$ , 67,85% à la maille  $4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$ , 66,46% à la maille  $4,5 \text{ m} \times 4,5 \text{ m}$  (Tableau III-4, III-5, III-6). La résistance à la compression simple du massif de Bidzar est de 75 Mpa et de pendage  $85^\circ$ , traduisant que le marbre de Bidzar est dur et résistant, donc nécessite une grande énergie explosive pour avoir une fragmentation efficace. Par ailleurs, la tirabilité des plans de tir croit avec

l'augmentation du facteur de poudre et de la résistance à la compression des plans de tir (Tableau III-4, III-5, III-6).

### III.2.6. Fragmentation en fonction du pendage des plans de tir et de la maille de foration

Les figures (III-4.a), (III-4.b), (III-4.c) donnent le pourcentage des blocs passant au concasseur primaire de la carrière de Bidzar en fonction des pendages des plans de tir  $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$  et à des mailles variables  $3\text{ m} \times 3\text{ m}$ ,  $4\text{ m} \times 4\text{ m}$ ,  $4,5\text{ m} \times 4,5\text{ m}$ , et montrent que, la productivité varie entre 60,08% et 71,78%. Dans la carrière de Bidzar, la recommandation sur la taille moyenne des blocs abattus ( $X_m$ ) est qu'elle doit être comprise entre 150 mm et 550 mm, pour une mâchoire du concasseur de 550 mm. Le tir avec la maille de foration  $3\text{ m} \times 3\text{ m}$  suivant les plans de tir de pendage  $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$  donne une pente Rosin-Rammler ( $X/X_c$ ) supérieure à 1, montrant un niveau de fragmentation élevé avec la production d'une plus grande quantité de blocs de taille réduite (Tableau III-7, III-8, III-9). Le tir avec la maille de  $4\text{ m} \times 4\text{ m}$  donne les pentes de Rosin-Rammler ( $X/X_c$ ) supérieure 1 pour les plans de tir de pendage ( $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ) et inférieure à 1 pour les plans de tir de pendage ( $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$ ), traduisant que le niveau de fragmentation des plans de tir de pendage ( $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$ ) est faible comparativement aux plans de tir de pendage ( $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ). Le tir avec la maille de foration  $4,5\text{ m} \times 4,5\text{ m}$  donne les pentes Rosin-Rammler ( $X/X_c$ ) supérieure à 1 pour les plans de tir de pendage ( $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ) et inférieure à 1 pour les plans de tir de pendage ( $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$ ) (Tableau III-7, III-8, III-9). Ces résultats montrent que la pente de Rosin-Rammler ( $X/X_c$ ) augmente avec la diminution du pendage des plans de tir et de la maille de foration. La pente de Rosin-Rammler permet non seulement d'observer la variation des courbes de distribution de Rosin-Rammler mais aussi de déduire le niveau fragmentation. Les figures (III-5), (III-6) et (III-7) montrent les courbes de distribution de Rosin-Rammler. Elles représentent les courbes de fragmentation et décrivent la distribution de la taille des fragments après tir en fonction des pendages des plans de tir et de la maille de foration. Pour une visibilité de la dispersion des courbes de fragmentation, les plans de tir de pendage ( $60^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $90^\circ$ ) ont été choisis. Ce choix est justifié par le fait que les plans de tir de pendage et de pente de Rosin-Rammler proche ont les courbes de Rosin-Rammler presque identiques. Il s'agit

des plans de tir de pendage ( $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ) d'une part et les plans de pendage ( $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ) d'autre part.

Les plans de tir de pendage ( $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ) ont les pendages et les pentes de Rosin-Rammler Presque similaire and plus proche de celui du plan de tir de pendage  $90^\circ$  compares au plan de tir de pendage  $82^\circ$ , ainsi une meilleure observation de la dispersion des courbes de fragmentation le plan de tir de pendage  $82^\circ$  est retenu. La même observation est faite avec le plan de tir de pendage ( $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ). Le plan de tir de pendage  $70^\circ$  a un pendage et une pente de Rosin-Rammler plus proche du plan de tir de pendage  $60^\circ$  comparé au plan de tir de pendage  $75^\circ$ , donc le choix est fait pour le plan de tir de pendage  $75^\circ$  pour une observation des courbes de fragmentation (Tableau III-7, III-8, III-9). Les figures III-5 au figure III-7 montrent par ailleurs que, plus la pente de Rosin-Rammler est grande, plus le rendement des blocs passant au concasseur est maximal, et plus la courbe de Rosin-Rammler est élevée. Ces tableaux montrent par ailleurs que les pentes de Rosin-Rammler varient entre 0,930 et 1,209 pour différents plans de tir de direction et pendage N08E86, N20E70, N40E85, N56E75, N80E60, N120E90, N156E82 et maille de foartion. Dans cette carrière, le plan de tir produisant un rendement optimal des blocs après tir est le plan de discontinuité de pendage  $60^\circ$  à la maille  $3\text{ m} \times 3\text{ m}$ , avec une pente de Rosin-Rammler de 1,209. Les tableaux (III-7), (III-8) et (III-9)) établissent aussi que la fragmentation d'un massif par abattage à explosif dépend du pendage des plans de tir, de la résistance à la compression, du facteur de poudre, de la quantité d'explosif et de la maille de foration.

En effet, pour un même trou de foration, la productivité des blocs passant au concasseur augmente quand le pendage des plans de tir et la maille de foration diminuent et lorsque la quantité d'explosif, le facteur de poudre et la résistance à la compression augmentent. De plus, pour un même trou de foration, la quantité d'explosif croît avec l'augmentation de la maille de foration, et le facteur de poudre augmente avec l'accroissement de la résistance à la compression (Tableau III-7, III-8, III-9). L'erreur de déviation du forage varie en fonction du diamètre de foration et ne dépend pas de la maille, et est de 0,469 m. La banquette maximale admissible dans la carrière de marbre de Bidzar est de 4,487 m et correspond précisément à celle actuellement utilisée. La



banquette réelle est de 3,930 m, celle théorique est de 4,339 m et la longueur totale du trou de forage est de 11,357 m (Tableau III-7, III-8, III-9). La diminution du pendage entraîne une augmentation de la résistance la compression du plan de tir et de la dureté de talus, entraînant une augmentation de la charge explosive et du facteur de poudre du front à abattre, donc une réduction de la taille moyenne des blocs et par conséquent une augmentation de la productivité (Tableau III-7, III-8, III-9). Ces résultats concordent d'une part avec les travaux de Singh et al (2015) et d'Adebola et al (2016), concernant la diminution de la taille des blocs avec la réduction de la maille de foration et, les travaux de Belland (1968), Worsey et al (1981) et Yahyaoui et al (2018) selon lesquelles le pendage des plans de joint principaux influence considérablement la fragmentation.

Les tableaux (III-7), (III-8), (III-9) et les figures (III-5), (III-6) et (III-7) montrent clairement que les directions des plans de tir n'influent pas sur la fragmentation des roches, mais c'est plutôt le pendage des plans de tir qui influence sur la fragmentation après abattage. Ce résultat est cité dans les travaux de Belland (1968) et Yahyaoui et al (2018). Par contre, les directions des plans de tir impactent sur la stabilité, le bon alignement du front et les difficultés d'abattage. Un résultat qui s'accorde avec ceux de Ash (1973), Coulombe (2011), Abu Bakar et al (2013) et Yahyaoui et al (2018). Les tableaux III-2 au tableau III-4 montrent que la fragmentation après tir dans la carrière de Bidzar donne une productivité inférieure à 80%, traduisant que la fragmentation est faible car, les exigences des compagnies minières estiment que pour un tir satisfaisant produisant une excellente fragmentation, au moins 80% des blocs doivent passer au concasseur (Ninepence, 2016). Le modèle des courbes de fragmentation de Bidzar illustré par les figures (III-5), (III-6) et (III-7) montrent que 100% des blocs passent au crible du concasseur de maille 250 cm avec le diamètre de foration 115 mm (Figure III-5, III-6, III-7). En comparaison avec les modèles obtenus dans d'autres régions du monde, notamment, en Europe du Nord, en Amérique Centrale, en Asie du Sud-Est et en Afrique de l'Ouest par certains chercheurs. Biessikirski et al (2019) prédit 96.38% et 99.98% de passants au concasseur de maille 100 cm et 200cm respectivement, en utilisant le diamètre de foration 105 mm, Mariz et al (2019) prédit que 80% and 99.90% respectivement de passants dans au concasseur de maille 85,6 cm et 200 cm en utilisant le diamètre de foration 88,9 mm, Shaib et al (2020) prédit 100% de passants dans au



concasseur de maille 100 cm en utilisant le diamètre de foration 76 mm et, Agyei et al (2019) et Ninepence et al (2016) prédisent respectivement 96,6% de passants au concasseur de maille 300 cm en utilisant le diamètre de foration 115 mm and 80% de passants dans au concasseur de maille 100 cm en utilisant le diamètre de foration 165 mm. Le modèle de Bidzar est fiable avec 100% des blocs qui passent au crible du concasseur de maille 250 cm (Figure III-5, III-6, III-7) car, selon Agyei et al (2019), tous les modèles de prédiction produisent les modèles similaires de distribution avec plus de 90% blocs passant au concasseur de maille 300 cm.

## **Conclusion**

Dans ce chapitre, il a été présenté et discuter données sur la qualité du marbre de Bidzar, sur les discontinuités existantes et leur influence sur la fragmentation du massif, sur l'influence de la résistance à la compression d'une roche sur la fragmentation, sur la relation entre les discontinuités et la consommation d'explosifs, sur les paramètres géométriques de tir et enfin sur la productivité des blocs passant au concasseur après tir. Ces résultats permettent non seulement de rehausser l'information géologique et mécanique du massif de Bidzar mais aussi de connaître l'importance des plans de discontinuités dans un lors d'un tir et le sens de variation des de l'intensité de la fragmentation en fonction du pendage des plans de tir et de la résistance à la compression. L'étude sur la tirabilité a montré que les plans de discontinuités sont considérés comme les plans de tir, par ailleurs tous les plans de discontinuités ne peuvent être utilisés comme plan de tir lors de l'abattage à explosif. La variation de fragmentation en fonction des pendages des plans de tir a montré que l'intensité de la fragmentation croit avec la diminution du pendage et que seuls les plans de tir dur d'une certaine résistance à la compression sont capables de produire une meilleure fragmentation. Dans le but de compléter cette étude de prédiction dans la carrière de Bidzar, il serait judicieux de comparer les résultats de prédiction avec ceux des tirs réalisés sur le terrain d'une part afin de vérifier d'une part la compatibilité de la méthode avec le massif, et d'autre part de contribuer à l'amélioration de l'efficacité du tir par l'ajustement de quelques paramètres géométriques par le concepteur du tir afin d'atteindre le résultat escompté ou encore d'affiner les travaux en intégrant d'autres modèles à l'instar des modèles KCO, CZM, TCM et C&K.

# **Conclusion générale et perspectives**

---

## **CONCLUSION GENERALE ET PERSPECTIVES**

Le but de ce travail était de rehausser l'information géologique et mécanique de la carrière de marbre de Bidzar et de prédire sa fragmentation, considérant l'effet de ses discontinuités naturelles et ses propriétés mécaniques en utilisant la méthode de Kuz-Ram. Le test de prédiction a été effectué avec plusieurs plans de tir en fonction de la direction, du pendage et de la résistance à la compression. L'influence des discontinuités naturelles et des caractéristiques mécaniques sur la fragmentation du marbre a ainsi été étudiée. Les résultats remarquables montrent que, le massif de la carrière est hétérogène constitué en majorité de marbre, de pendage d'environ  $85^\circ$ , fissuré et de dureté moyenne, de facteur de roche 10,455, de classe III, de tirabilité difficile  $0,2654 \text{ kg/m}^3$  et de RQD 93%. Les fractures et les plans de discontinuité sont espacés et de classe ES2, la densité des fractures et des plans de discontinuité est faible et de classe ID2. Le massif de la carrière est recoupé par un réseau des plans de discontinuité marqué par trois familles de direction, majeures (N30-40E, N40-50E, N160-170E), secondaires (N10-20E, N50-60E, N80-90E, N140-150E, N150-160E, N170-180E) et minoritaires (N00-10E, N20-30E, N40-50E, N70-80E, N100-110E, N110-120E, N120-130E, N130-140E). La distribution pourcentage des blocs passant au concasseur primaire de la carrière de Bidzar en fonction des pendages des plans de tir  $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$  et à des mailles variables  $3 \text{ m} \times 3 \text{ m}$ ,  $4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$ ,  $4.5 \text{ m} \times 4.5 \text{ m}$ , varie entre 60,08% et 71,78%. De plus, les plans de discontinuité pouvant être considérés comme plan de tir sont ceux de tirabilité difficile à très difficile et dont les pendages sont compris entre  $60^\circ$  et  $90^\circ$  avec pour plan optimal, celui de pendage  $60^\circ$ . Le plan limite de tirabilité est le plan de pendage  $60^\circ$ . La fragmentation croît inversement avec le pendage des plans de tir. Enfin, la fragmentation diminue avec l'augmentation de la maille de foration et les plans de tir durs dont les résistances à la compression sont supérieures à 90 Mpa produisent les meilleurs fragments passants au crible du concasseur. Enfin, la variation de l'intensité de la fragmentation est causée par les différences entre les pendages des plans de tir, leur résistance à la compression, et la variation des mailles de foration. La fragmentation croît avec la diminution du pendage des plans de tir et inversement avec leur résistance à la compression. Cependant, les observations relevées dans le cadre des présents travaux ouvrent des perspectives, notamment sur l'optimisation de la fragmentation en tenant compte des plans de discontinuité et des paramètres géométriques du tir ; sur une étude comparative entre la méthode de Kuz-Ram et l'étude d'analyse des captures d'images WipFrag ou FragScan qui s'appuie sur les résultats de la fragmentation après tir sur le terrain. Une étude approfondie qui permettrait de mettre au point un modèle général de prédiction de la fragmentation combinant les modèles de Kuz-Ram, KCO, CZM, les propriétés

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre  
par abattage à explosif en Afrique Centrale**

des explosifs et le temps (t) serait d'une importance capitale pour affiner les résultats et prédire de façon globale la fragmentation.

## **Référence bibliographique**

---

Abu Bakar M.Z., Tariq S.M., Hayat M.B., Zahoor M.K., Khan M.U. (2013). Influence of geological discontinuities upon fragmentation by blasting. Pakistan journal of science vol.65 No.3, P.414.

Adebayo B., Umeh E.C. (2007). Influence of some rock properties on blasting performance-A case study, Medwell online, journal of engineering and applied science Vol.2, No.1, P.41-44.

Adebola M.J., Ogbodo D.O.A., Elijah P.O. (2016). Rock fragmentation prediction using Kuz-Ram Model. Journal of Environment and Earth Science ISSN 2224-3216 (Paper) ISSN 2225-0948 (Online) Vol.6, No.5, Department of minerals and petroleum engineering, school of engineering, Kogi State Polytechnic, Lokoja, Nigeria, P.110-115.

Aftes. (2001). Texte provisoire des recommandations pour une description des massifs rocheux utile à l'étude de la stabilité des ouvrages souterrains, GT1, géologie-géotechnique (19/09/01).

Agyei G., Owusu-Tweneboah., M. (2019). A comparative analysis of rock fragmentation using blast prediction results, Ghana mining journal, Vol.19, No.1, P.49-58.

Akbari M., Lashkaripour G., Yarahamdi B.A., Ghafoori M. (2015). Blastability evaluation for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines. International journal of mining science and technology 25, P.59–66. <http://dx.doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.11.008>.

Ash R.L. (1973). The influence of geological discontinuities on rock blasting, Ph.D. Thesis, University of Missouri Rolla. Vol.87, No.1, P.2.

Ayodele A.R., Braimah J., Anikoh G. A., Idowu K. A. (2019). Optimization of blast design for quarries: A case study of Ziboquarry, Ondo State, Nigeria. American Journal of Engineering Research (AJER), Vol.8, No.8, www.ajer.org Research Paper Open Access, P.84-91

Behrouz O. (2018). Investigation of the influence of heterogeneous and anisotropic nature of rock mass on blast-induced outcomes-a case study at detour lake mine, Department of civil engineering University of Toronto, P.1-153.

Blair A.C. (2015). A novel powder factor based bench blast design method for large surface coalmines. Doctoral dissertations, Missouri University of science and technology, P.1-22.

Belhous M. (2016). Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches - Cas de la carrière d'Ain El Kebira, Université Abderrahmane Mira de Bejaia, Faculté de Technologie Département des Mines et géologie, P.23-113.

Belland J.M. (1968). Structure as a control in rock fragmentation coal lake iron ore deposited, The Canadian mining and metallurgical bulletin, Vol.59, No.647, P.323-328.

Berdoudi S. (2013). Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes, Thèse de Doctorat en Mines option exploitation des mines, Université Badji Mokhtar Annaba, P.9-24.

Biessikirski A., Dworzak M., Twardosz M., Pyra J., Barańsk K. (2019). Comparison analysis of muck pile fragmentation obtained through the photogrammetry method and based on the Kuz-Ram empirical model. Inżynieria Mineralna -Styczeń -Czerwiec (2019) January-June - journal of the Polish mineral engineering society, P.259-261.

Boussaid B. (2015). Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir dans les Carrière de Gypse de Sidi Boutbal, plateau de Boufatis, Oran, Université Badji Mokhtar Annaba, P.28-52.

Bowa Mwango V. (2015). Optimization of blasting design parameters on open pit bench: A case Study of Nchanga open pits. International Journal of Scientific & Technology Research Vol. 4, No.9, September, ISSN2277-861645, IJSTR-2015, [www.ijstr.org](http://www.ijstr.org), P.45-52.

Bradai S.A. (2016). Influence des discontinuités du massif sur le tir à l'explosif cas de la Carrière de Bab el Oued (Alger), Ecole Nationale Supérieure des Mines et Métallurgie-Annaba, P. 32-51.

Burkle W.C. (1979). Geology and its effect on blasting. Proceedings of the 5th conference on explosives and blasting techniques, SEE, P.105-120.

Changshou S. (2013). Damage zone prediction for rock blasting. A dissertation submitted to the faculty of The University of Utah in partial fulfillment of the requirements for the degree of Doctor of Philosophy. Department of Mining Engineering. The University of Utah, P.1-60.

Cruise J. (2011). Rock Breaking – A Science, Not an Art. Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Namibia. P.25-40.

Cunningham V. B. (1983). The Kuz-Ram model for the prediction of fragmentation from blasting, proceedings of the international symposium on rock fragmentation and blasting, Lulea, August 22–26, P.439-454.

Cunningham C. V. B. (1987). Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on, proceedings of the second international symposium on rock fragmentation by blasting, Keystone, August 23–26, P.475-487.

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

Cunningham C.V.B. (2005). The Kuz-Ram model-20 years on. Brighton conference proceedings, P.201-210.

De Graaf W. (2011). Specialised Blasting Techniques. Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Namibia. P.1-23.

De Lille F. (2012). Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert, Ecole des mines de Paris, Thèse de doctorat, P.7-61.

Devkota, K.C., Kim G.W., Lee H.N., Ham, J.E. (2009). Characteristics of discontinuity spacing in a rock mass proceedings of the international conference on rock joints and jointed rock masses, Tucson, Arizona, USA, January 7-8, P.1-5.

Djoudi M., Kherbachi H., Mehri D. (1997). Amélioration de la qualité de fragmentation des roches fissurées lors de l'abattage à l'explosif dans les mines à ciel ouvert, Revue française de Géotechnique Vol.1, No.78.

Ebrahimi E., Monjezi M., Khalesi M.R., Armaghani D.J. (2015). Prediction and optimization of back-break and rock fragmentation using an artificial neural network and a bee colony algorithm. Bull Eng Geol Environ, DOI: 10.1007/s10064-015-0720-2, Springer-Verlag Berlin Heidelberg 2015, P.1-10.

Fogelsen D.E., Duvall W I., Atchison T.C. (1958). Strain energy in explosion – Generated strain pulses. U.S. Bureau of Mines, report of Inv.5514.

Gadikor J. (2018). Optimization of drilling and blasting practices at a Western US open pit copper mine. Graduate Theses and Non-Theses. 168, Montana Tech, P.1-14.

Gaucher F. (2011). Planification des travaux de sautage Excavation par bancs à ciel ouvert d'une carrière de calcaire fossilifère. Goldman Exploration, 860 boul. de la Chaudière Québec, Qc, G1X 4B7 Le 31 octobre 2011, P.1-23.

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 & Mining Sciences 46 (2009), P.967–973.

Hadjadj A.E. (2014). Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes, Thèse de doctorat, Université Badji Mokhtar-Annaba, P.1-59.

Haralick R. M. (1979). Statistical and structural approaches to texture. Proceedings of the IEEE, Vol.67, No.5, 786–804. <https://doi.org/10.1109/PROC.1979.11328>.



Hino. (1956). Fragmentation of rock through blasting and shock wave, Theory of blasting. Quarterly of the Colorado School of Mines, Vol.51, No.1, P.5-15.

Huang J., Asteris P.G., Pasha S.M.K., Ahmed S., Mohammed A.S., Hasanipanah M. (2020). A new auto-tuning model for predicting the rock fragmentation: a cat swarm optimization algorithm. Engineering with Computers, <https://doi.org/10.1007/s00366-020-01207-4>, Springer-Verlag London Ltd., part of Springer Nature 2020, P.1-12.

Hustrulid W. (1999). Blasting principles for open pit mining. Vol.1, No.1, A.A. Balkema Pub., P.382.

Jug J., Stjepan S., Gazdek.M., Kavur.B. (2017). Fragment size distribution of blasted rock mass. World multidisciplinary earth sciences symposium (WMESS 2017) IOP publishing, OP conf. series: Earth and Environmental Science 95 042013, P.1-2.

Kamulete M. (2014). Cours d'exploitation des Mines à ciel ouvert, Université de Lubumbashi, P.92-135.

Kuznetsov V.M. (1973). The mean diameter of fragments formed by blasting rock. J Min Sci, Vol.9, No.1, P.144–148.

Langefors U., Kihlström B A. (1963). The Modern Technique of Rock Blasting ». John Wiley and Sons, Inc., New York, P.405.

Langefors U., Kihlstrom B. (1979). The modern technique of rock blasting, AWE / Gebers, Stockholms, Suede, P.438.

Mariz J.L.V., Rocha.S. S., Filinkoski.G., Da Silva.D.M.P.V., De Barros.F.B.M., De Lima.M.P., De Souza.J.S. (2019). analysis of influence of structural geology and geomechanical in the blasting rocks prediction. Technical contribution at the symposium 20° Mineracao, intern part of Abm week, Brazilia, October 01–03, P.1-3.

Meftah A. (2010). Méthode de soutènements des écrans de soutènements, chapitre 2, P.30-31.

Mohammad B., Mohammad A., Farhang S., Farzad S., Sadjad M. (2018). A new framework for evaluation of rock fragmentation in open pit mines. Faculty of mining engineering, petroleum and geophysics, Shahrood University of technology, Shahrood, Iran. Journal of rock mechanics and geotechnical engineering 11, P.325-336.

Menacer K. (2011). Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-AmarM'sila), Université Badji Mokhtar Annaba, P.4-96.

Mouloud N. (2010). Modèle d'un plan de tir, Ecole Nationale Supérieure des Mines et Métallurgie Annaba, P.1-60.

Mulenga S. (2020). Evaluation of factors influencing rock fragmentation by blasting using interrelations diagram method, Capri journal, journal of physical science, ISSN 2520-084X(online), University of Zambia, vol.2, No, P.1-16.

Muftuoglu Y., Amehmetoglu A., Karpuz C. (1991). Correlation of powder factor with physical rock properties and rotary drill performance in Turkish surface coal mines. In: Wittke, W. (Ed.), the 7th ISRM Congress. International Society for Rock Mechanics, Aachen, Germany, P.1049–1051.

M'zonchem K., Chenafa W. (2006). Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière d'Ain El Kebira, Université de Sétif. P.12-40.

Ndjeng E. (1998). Sedimentary structures of the Babouri-Figuil basin (Bénoué ditch) in North Cameroon. In geoscience of Cameroon as Vicat J. and Bilong P, collect GEOCAM 1/1998, press University. Yaounde I, P.149-156.

Ngounouno I., Déruelle B., Guiraut, R. Vicat, J. P. (2001). Magmatisme tholéitique et alcalin des demi-grabbens crétacés de mayo Oulo-Lere et de Babouri-Figuil (Nord Cameroun-Sud du Tchad) en domaine d'extension continentale, P.201-207.

Nguemhe S.C.F., Mimba M.E., Nyeck B., Nforba T.M., Kankeu B., Njandjock N.P., Hell J.V. (2020). GIS-Based Spatial Analysis of Regional-Scale Structural Controls on Gold Mineralization along the Be'tare'-Oya Shear Zone, Eastern Cameroon. Natural Resources Research (2020), P.1-7. <https://doi.org/10.1007/s11053-020-09695-3>.

Ninepence, J. B, Appianing, E.J.A., Kansake, B.A., Amoako, R. (2016). Optimization of drill and blast parameters using empirical fragmentation modelling, 4<sup>th</sup> UMaT Biennial international mining and mineral conference, P.25-29.

Nitro-Bickford. (2002). Utilisation des explosifs industriels dans les carrières et les chantiers de travaux publics. Document conçu et réalisé par le service technique de Nitro-Bickford

Programme du Certificat de préposé au tir (décret du 26 mai 1997), 21, rue Vernet, 75008, Paris.

Njock M.C., Meli'i J.L., Koffi P.Y., Mbouombouo N.I., Tamto H.L.W., Zakari A., Manguelle -Dicoum E., Njandjock Nouck P. (2021). Influence of natural discontinuities and mechanical properties on the fragmentation of marble by blasting in Central Africa, *Environmental Earth Sciences*, <https://doi.org/10.1007/s12665-021-09916-9>.

Olsson, M., Nie, S., Bergqvist, I. and Ouchterlony, F. (2002). What causes cracks in rock Blasting. *Fragblast*, Vol.6, No.2, P.221-233.

Ouchterlony F., Sanchidrián J.A. (2019). Review of development of better prediction equations for blast fragmentation. *Journal of rock mechanics and geotechnical engineering* 11, P.1094-1109.

Porokhovoï E. (1995). Stabilité à long terme des talus de mines à ciel ouvert dans les massifs de roches basiques et ultrabasiques, Thèse de Doctorat, Ecole nationale des ponts et chaussées en géologie de l'ingénieur, P. 17-24.

Rosin P., Rammler E. (1933). The laws governing the fineness of powdered coal, *J. Inst. Fuel*, Vol.7, No.1, P.29-36.

Rustan. A. (1990). Spacing and borehole diameter at rock blasting, 3<sup>rd</sup> international symposium on rock fragmentation by blasting, Brisbane, P.303-310.

Saadoun A. (2012). Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila, Université Badji Mokhtar, p. 66-70.

Salmi E.F., Sellers E J. (2021). A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selectiveblast design. *Engineering Geology* 281 (2021) 105970, P.1-37

Sang Ho Cho., Katsuhiko K. (2004). Rock fragmentation control in blasting. *The Mining and materials processing institute of Japan, materials transactions*, Vol.45, No.5, P.1722-1730.

Shaib A.S., Kudirat O.Y., Hashim M.H.M. (2020). Comparative study of WipFrag image analysis and Kuz-Ram empirical model in granite aggregate quarry and their application for blast fragmentation rating, *geomechanics and geoengineering*, P.1-10. Doi:[10.1080/17486025.2020.1720830](https://doi.org/10.1080/17486025.2020.1720830).

Segaetsho G., Zvarivadza T. (2019). Application of rock mass classification and blastability index for the improvement of wall control: a hard rock mining case study, *volume 119*, P.1-40. <http://dx.doi.org/10.17159/2411-9717/2019/v119n1a4>.

Segaetsho G.S.K. (2017). Application of rock mass classification and blastability index for the improvement of wall control at Phoenix Mine, Faculty of Engineering and the Built Environment, University of the Witwatersrand, Johannesburg, in partial fulfilment of the requirements for the degree of Master of Science in Engineering, Johannesburg, 2017, P.1-95.

Singh S. (2005). Blast damage control in jointed rock mass. *Fragblast*, Vol.9, No.3, P.175-187.

Singh., Narendrula R. (2007). The influence of rock mass quality in controlled blasting 26<sup>th</sup> international conference on ground control in mining, P.314-319.

Singh P.K., Roy M.P., Paswan R.K., Sarim M.D., Suraj K., Rakesh R.J. (2015). Rock fragmentation control in open cast blasting. *Journal of rock mechanics and geotechnical engineering*, P.225-237.

Stjepan S., Gazdek M., Mesec J. (2011). Blasting design for obtaining desired fragmentation. *Technical gazette*18, ISSN1330-3651, UDC/UDK 622.235.1'14, P.79-86.

U.S. Bureau of Reclamation. (2001). *Engineering geology field manual*, chapter, P.210-298.

Wouatong A., Kenmoe O., Ngapgue F., Katte V., and Kamgang V. (2017). A geological and physico – mechanical characterization of marble of the Bidzar quarry North-Cameroon, *British journal of applied science and technology*, P.2-7.

Worsey P.N., Farmer I.W., Matheson G.D. (1981). The mechanics of presplitting in discontinuous rock. *Proceedings 22<sup>nd</sup> US rock mechanics symp.* University of Missouri Rolla, USA, P.205-210.

Yahyaoui S., A. Hafsaoui A., A. Aissi A., A. Benselhoub A. (2018). Relationship of the discontinuities and the rock blasting results. *Dniprop, univer, bulletin, geology, geography*, P.208-218.

Yousfi E. (2015). Etude granulométrique d'un tas de roches abattus : cas de la mine de djebel Onk. Université Larbi TebessI–Tebessa. Faculté des Sciences et de la Technologie Département de Génie des Mines, P.1-33.

Yusong Miao., Yiping Zhang., Di Wu; Kebin Li; Xianrong Yan; Jie Lin. (2021). Rock fragmentation size distribution prediction and blasting parameter optimization based on the

**Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale**

Muck-Pile Model. Mining, Metallurgy & Exploration <https://doi.org/10.1007/s42461-021-00384-0>, Society for Mining, Metallurgy & Exploration Inc. 2021, Springer, P.1-10.

Zhendong L., Yong F., Qidong G., Yingguo H. (2020). Evaluation and optimization of blasting approaches to reducing oversize boulders and toes in open-pit mine. International Journal of Mining Science and Technology, P.373-380.

## Annexe

---

Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

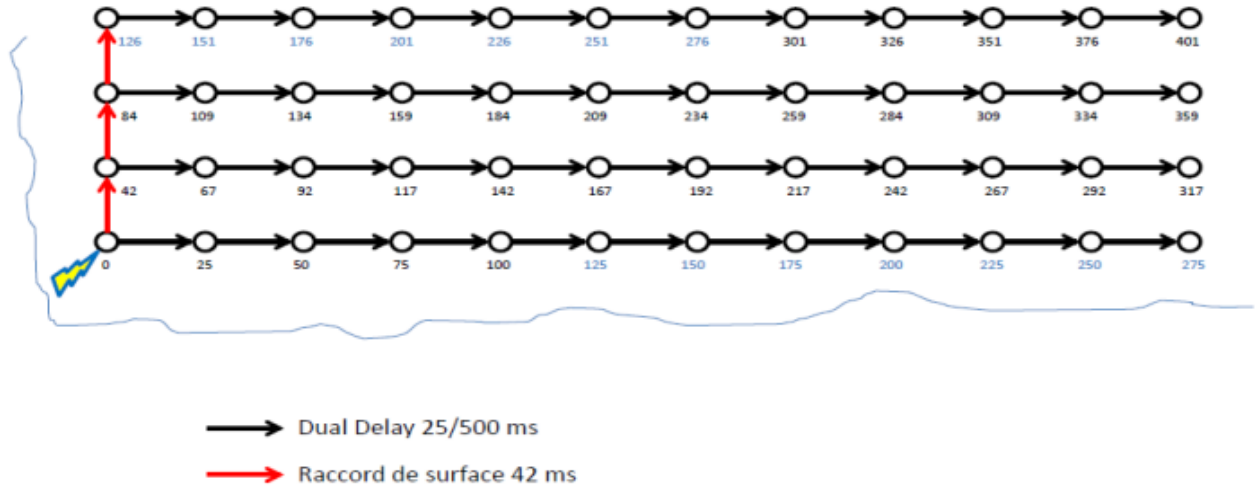
**Annexe I-1.** Paramètres de tir de mines (Berboudi, 2013 ; Braidai, 2016).

Paramètres contrôlables	Paramètres incontrôlables (difficilement contrôlables)
<p><b>Paramètres géométriques :</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- diamètre du trou ;</li> <li>- longueur de foration ;</li> <li>- surprofondeur de foration ;</li> <li>- inclinaison du trou ;</li> <li>- longueur de bourrage ;</li> <li>- matériel de bourrage ;</li> <li>- hauteur de talus ;</li> <li>- géométrie de maille ;</li> <li>- rapport espacement/banquette (rapport de maille) ;</li> <li>- configuration globale de la géométrie du tir ;</li> <li>-direction du tir ;</li> <li>- nombre de faces libres ;</li> <li>- taille de volée.</li> </ul>	<p><b>Paramètres du massif en place :</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- géologie ;</li> <li>- résistance et propriétés de matériaux ;</li> <li>- discontinuités préexistante dans le massif.</li> </ul>
<p><b>Paramètres liés à l'énergie explosive :</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>-</li> <li>- type d'explosif utilisé ;</li> <li>- énergie (choc et gaz) ;</li> <li>- configuration de chargement ;</li> <li>- méthode de chargement ;</li> <li>- type d'amorçage ;</li> <li>- séquence d'initiation.</li> </ul>	<p><b>Paramètres hydrologique :</b> Eau (quelque fois maitrisable)</p> <p><b>Autres</b> Temps</p>

# Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

## Annexe II-1. Exemple d'un plan d'amorçage.

Amorçage détonateurs non-électriques  
Ouverture sur le côté  
42 ms entre rangée



## Annexe II-2. Explosifs de la carrière de Bidzar.



(a) Nitrate fuel (ANFO)



(b) Emulsion (Explus)



Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

Annexe II-2. Matériels de tir utilisés dans la carrière de Bidzar.



(a) Détonateur électrique



(b) Bouvoir, pelle



(c) Décimètre, Gain, Arrosoir, Sceau



(d) Exploseur



(e) Ohmmètre



(f) Fil de jonction



(g) cordeau détonant



(h) raccord de surface

# Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

## Annexe II-3. Matériels de mesure des paramètres géométriques.



(a) GPS



(b) décamètre

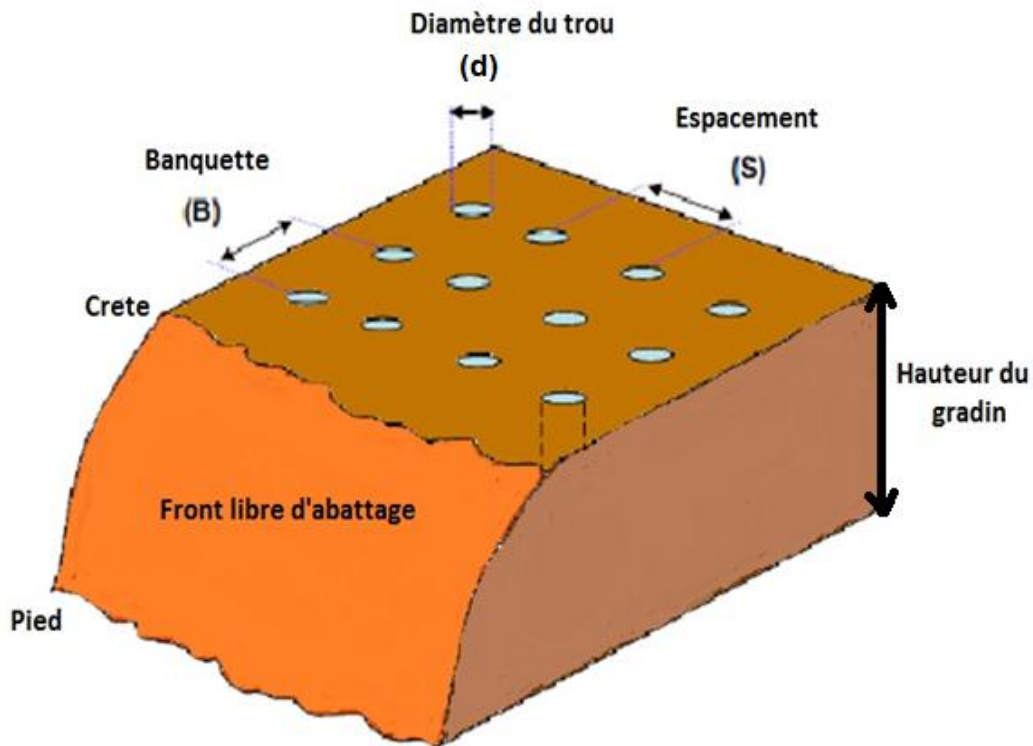


(c) boussole à clinomètre



Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

**Annexe II-4.** ront libre d'abattage, plateforme et paramètres géométriques de tir (Segaetsho, 2017).



**Annexe II-5.** Carottes de sondage de marbre dans le box.



## Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

**Annexe III-1.** Facteur de roche basé sur les conditions structurales de la roche (Hustrulid, 1999, Shaib et al, 2020).

Condition de la masse rocheuse	Facteur de roche (A)
Moyennement dure	$7 \leq A < 10$
Dure et fissurée	$10 \leq A < 13$
Très Dure, homogène et peu fissuré	$A \geq 13$

**Annexe III-2.** Classification AFTES (Aftes, 2001).

CLASSE D'ESPACEMENT DES DISCONTINUITES		
Classes	Espacement en cm	Termes descriptifs d'espacement des discontinuités d'une même famille
ES 1	> 200	Discontinuités très espacées
ES 2	60 à 200	Discontinuités très avancé
ES 3	20 à 60	Discontinuités moyennement espacées
ES 4	6 à 20	Discontinuités rapprochées
ES 5	< 6	Discontinuités très rapprochées
CLASSE DE DENSITE DE DISCONTINUITES		
Classes	Indice d'intervalle entre discontinuités	Termes descriptifs de la densité 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	6 à 20	Densité de discontinuités forte
ID 5	< 6	Densité de discontinuités très forte
CLASSE DE QUALITE DU MASSIF ROCHEUX ESTIME A PARTIR DU RQD		
CLASSES	RQD%	Qualité globale du massif rocheux (D'après D.Deere)
RQD 1	90 à 100	Excellent
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

Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

**Annexe III-3.** Classification de la tirabilité des roches (Saadoun, 2012).

<b>Type de tirabilité</b>	<b>qet (g/m<sup>3</sup>)</b>	<b>Classes</b>	<b>Catégorie</b>
Tirabilité facile	$\leq 10$	1	1,2,3,4
Tirabilité moyenne	10,1 ÷ 20	2	6,7,8,9,10
Tirabilité difficile	20,1 ÷ 30	3	11,12,13,14
Tirabilité très difficile	30,1 ÷ 40	4	16,17,18,19
Tirabilité exclusivement difficile	40,1 ÷ 50	5	21,22,23,24

Influence des discontinuités naturelles et des propriétés mécaniques sur la fragmentation du marbre par abattage à explosif en Afrique Centrale

## Publication

---



# Influence of natural discontinuities and mechanical properties on the fragmentation of marble by blasting in Central Africa

Michel Constant Njock<sup>1</sup> · Jorelle Larissa Meli'i<sup>1</sup> · Yvonne Koffi Poufonne<sup>2</sup> · Ibrahim Ngapouth Mbouombouo<sup>1</sup> · Tamto Have Linda Well<sup>1</sup> · Zakari Arétouyap<sup>3</sup> · Eliézer Manguelle-Dicoum<sup>1,4</sup> · Philippe Njandjock Nouck<sup>1,5</sup>

Received: 14 March 2021 / Accepted: 27 August 2021

© The Author(s), under exclusive licence to Springer-Verlag GmbH Germany, part of Springer Nature 2021

## Abstract

Natural discontinuities as well as mechanical properties are the difficult-to-control parameters that significantly influence the fragmentation of marble after blasting. In Central Africa, the Bidzar quarry is the only one producing marble, plagued for decades by block fragmentation problems, requiring multiple blasts that cause huge costs and environmental problems. The objective of this study is to predict the fragmentation of the Bidzar rock quarry and to improve its geological and mechanical knowledge using the Kuz–Ram method. Thus, blastability as a function of the dip of the discontinuity planes as well as fragmentation as a function of the powder factor, compressive strength and drilling mesh were studied. The results obtained show that, the rock quarry is heterogeneous, consisting mainly of fissured marble of medium hardness. Its dip is about 85°, its rock factor is 10.455 and it is class III, with a difficult blastability of 0.2654 kg/m<sup>3</sup>. The marble from the Bidzar quarry is of excellent quality with an RQD of 93%. The fractures and discontinuity planes are spaced and of class ES2. The density of the fractures and discontinuity planes is low and of class ID2. The rock quarry is intercepted by a network of discontinuity planes marked by three families of direction, major (N30–40E, N40–50E, N160–170E), secondary (N10–20E, N50–60E, N80–90E, N140–150E, N150–160E, N170–180E) and minority (N00–10E, N20–30E, N40–50E, N70–80E, N100–110E, N110–120E, N120–130E, N130–140E). Finally, the variation in fragmentation intensity is caused by differences in the dips of the blasting planes, their compressive strength, and the variation in the drilling mesh.

**Keywords** Natural discontinuity · Mechanical property · Blasting · Fragmentation · Kuz–Ram model · Marble quarry

## Introduction

Fragmentation of boulders by blasting has always been an important aspect in mining and is the subject of many studies (Cho and Katsuhiko 2004; Gheibie et al. 2009; Huang et al. 2020; Shaib et al. 2020; Salmi and Sellers 2021; Yusong

et al. 2021). The size of the fragments obtained should also not exceed the opening of the crushing plant for efficient operation (Ebrahimi et al. 2015; Jug et al. 2017; Mohammad et al. 2019; Shaib et al. 2020; Zhendong et al. 2020). The presence of large blocks requires secondary fragmentation to further reduce the material blasting to acceptable sizes, thus increasing production costs, time losses and environmental destructive effects (De Lile 2012; Yahyaoui et al. 2018). In general, when blasting, there is not always a match between the size of the blasted blocks and the crusher mesh. In addition, knowledge of rock matrix is important in modelling a blast. These properties (natural discontinuities and physico–mechanical characteristics) are fundamental for the optimization of fragmentation and constitute the difficult-to-control parameters of a blast (Cruise 2011; Akbari et al. 2015; Jug et al. 2017). Regarding the influence of geological discontinuities on fragmentation, Hustrulid (1999) cited Burkle (1979) on the fact that, blasting results are affected by the orientation of the rock mass structures considering

✉ Philippe Njandjock Nouck  
pnnouck@yahoo.com

<sup>1</sup> Department of Physics, University of Yaounde I, Yaounde, Cameroon

<sup>2</sup> Department of Cartography, National Institute of Cartography, Yaounde, Cameroon

<sup>3</sup> Department of Geosciences, University of Dschang, Dschang, Cameroon

<sup>4</sup> Department of Geotechnics, Cameroon Academy of Science, Yaounde, Cameroon

<sup>5</sup> Ngoa-Ekelle, 812, Yaounde, Cameroon



then: dip blasting, counter dip blasting and blasting along the dip direction. Blasting on slopes oriented perpendicular to the direction of the main joints gives better fragmentation with smaller rock fragments (Belland 1968; Ash 1973). The discontinuities that are studied in the Bidzar marble quarry are of natural origin, acquired during the varied volcano-sedimentary phenomenon that prevailed in the area (Wouatong et al. 2017). These discontinuities are indeed, the layers and fracture planes in a subvertical to vertical plane, which may correspond to the blasting planes. This work aims to enhance the geological and mechanical information about the said quarry and to estimate the marble block fragments distribution that can pass to the crusher, considering the effect of natural discontinuities and mechanical properties, using the viable and generally used Kuz–Ram prediction model.

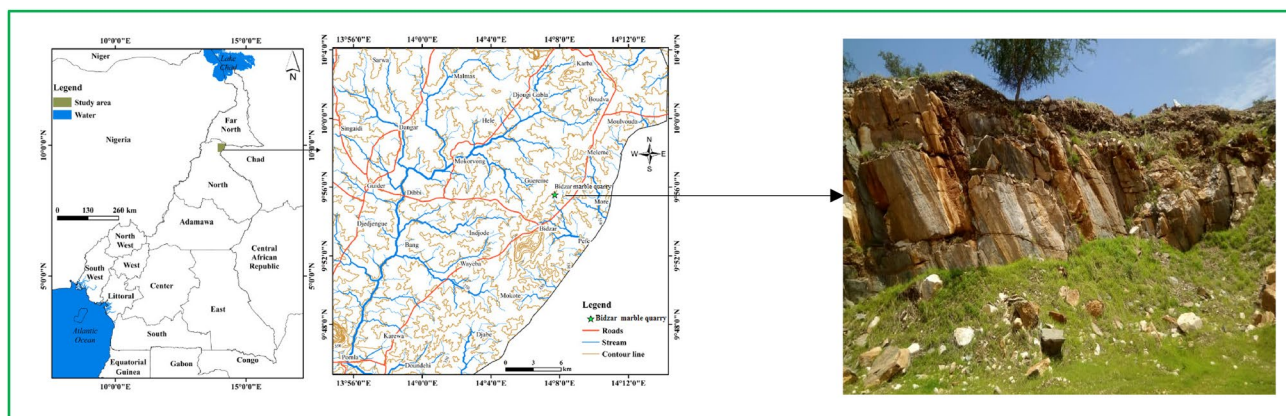
## Materials

### Study area and in situ measurements

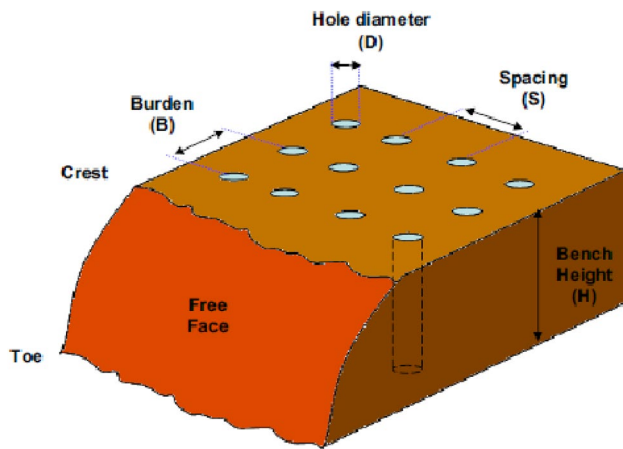
The Bidzar quarry is a marble deposit located in Central Africa between Nigeria, Chad, Central African Republic and Cameroon. This marble is used not only in the manufacture of cement but also in decoration. The annual production of the quarry varies between 250,000 and 1,100,000 tons per year. This quarry is located at the geographical coordinates 09°55' and 09°56' North longitude, 14°07'13" and 14°07'68" East latitude (Fig. 1), and is situated in the North Cameroon Region, in the locality of Bidzar, on a hill with an average altitude of 450 m (Wouatong et al. 2017). The Bidzar rock quarry is a metamorphic type deposit. This marble alternates in some places with schist layers in a vertical dip and is sometimes adjacent to dolomite, talc, granite and gneiss. Generally, there are three varieties of marble in the quarry, white, pink and black marbles. However, white marble is in the majority. The marble and shale layers in this quarry

have a major northward direction and are subvertically to vertically dipping. Joints, fractures, folds and lineations are easily observed. Indeed, this marble deposit originates from a varied volcano-sedimentary phenomenon that prevailed in the Bidzar area and whose main tectonic footprint is the  $D_2$  deformation phase, characterized by high-grade metamorphism that led to the transformation of clays to shale, limestone to marble and quartzite sandstone to greenschist (Wouatong et al. 2017). The tectonic history of the area is characterized by two deformation phases that developed during the Neoproterozoic (Ndjeng 1998). The  $D_1$  deformation phase which is globally NNE–SSW to N–S and the  $D_2$  deformation phase considered as the major deformation phase, is globally NE–SW subvertically dipping. These two deformation phases are responsible for the multiple fractures that exist in the Bidzar area and its surroundings giving several fracture directions N–S, NE–SW, NNE–SSW, ENE–WSW, ESE–WNW, and NNW–SSE (Ndjeng 1998). The physical and mechanical properties of Bidzar marble measured in the field are given as follows: absolute density 2.77 kg/L, bulk density 2.75 kg/L, mechanical fragmentation strength 31–32%, wear strength 25 and 33% for grain size classes 6/10 mm and 10/14 mm, respectively, simple compressive strength is 75 MPa and indirect tensile strength 8.9 MPa (Wouatong et al. 2017).

Fifty-nine planes of natural discontinuities were measured. The direction and dip data of each plane were taken in situ at the free face using the clinometer compass. Seven major discontinuity planes, N80E60, N20E70, N56E75, N156E82, N40E85, N08E86, and N120E90, are measured and used to predict fragmentation. These natural discontinuity planes are considered as blasting planes. Each blasting plane corresponds to a direction, dip, free blasting face and a specific blast platform where the rock samples are taken (Fig. 2). Measurements of the compressive strength of the blasting planes are carried out by taking rock core sample from the platform along the direction of blasting plane and



**Fig. 1** Location and the geomorphological maps of the study area



**Fig. 2** Free face, platform and geometric parameters of blasting (Segaetsho 2017)

carrying out compression test on each sample in the laboratory. Five rock samples along the direction of blasting plane on the platform were taken. The distance between the points to be sampled is of 100 m and the average compressive strengths of the samples were calculated. The average compressive strengths corresponding to the 60°, 70°, 75°, 82°, 85°, 86°, and 90° dip blasting planes are 94.7 Mpa, 86.8 Mpa, 82.8 Mpa, 76.2 Mpa, 75 Mpa, 74 Mpa, and 71 Mpa, respectively. The hardness of the said planes is a function of their compressive strength (Table 1). Two types of explosives were used in the Bidzar quarry: the Explus TSR type cartridge and the Anfo type bulk explosive. The type of blasting used was electric and the meshes used in the quarry were square: 3 × 3 m, 4 × 4 m, 4.5 × 4.5 m. The holes are drilled with a diameter of 115 mm, an inclination of 5° to the vertical and the depth of the holes is 10 m.

The overdrilling depth is 1 m with a final head packing at 2 m. The line method is applied to the free face of the blast and the platform before the blast and allows the linear fracture density and fracture spacing to be calculated. It consists of defining a line that crosses the core front and platform and measuring all the fractures that intercept this line. This line must intercept the fractures present on the free face and platform and at a given length. Twelves 12 m long measurement lines were taken for each blasting, where the spacing and density of fractures and discontinuity planes were measured, allowing the calculation of parameters such linear density and average spacing between discontinuities.

**Table 1** Direction, dip, compressive strength and hardness index of blasting planes

Direction of blasting plane	N80E	N20E	N56E	N156E	N40E	N08E	N120E
Dip (°)	60°	70°	75°	82°	85°	86°	90°
Compressive strength (Mpa)	94.7	86.8	82.8	76.2	75	74	71
Hardness index (f)	9.47	8.68	8.28	7.62	7.5	7.4	7.1

Linear density and mean spacing between discontinuities are given by Porokhovoi's (1995) formula according to Eqs. (1) and (2).

$$D_l = \frac{N}{l}, \tag{1}$$

$D_l$ : linear fracture density (fracture/m);  $N$ : number of fractures intersected by the measurement line;  $l$ : length of measurement line (m).

$$E_m = d/n_d, \tag{2}$$

$E_m$ : mean spacing between fractures (m);  $d$ : sum of distances between the successive fractures on a measurement line (m);  $n_d$ : number of distances between fractures.

The Rock Quality Designation (RQD) which is the first index for the evaluation of fracturing from core analysis is obtained by Eq. (3).

$$RQD = \left( \sum_{i=1}^n X_i/L \right) \times 100, \tag{3}$$

$X_i$ : length of the  $i$ th segment free of fractures and greater than 0.1 m (m);  $L$ : total length of the sampling line on which the RQD is calculated (m);  $n$ : number of fractures intersected by the measurement of the sampling line.

### Discontinuities, mechanical properties and explosive consumption

Explosive consumption, on which the total energy reserve of the charge depends, is a factor that influences the quality of rock fragmentation (Ash 1973; Singh et al 2015).

The influence of discontinuities on the degree of fragmentation of a rock is characterized by the distance between cracks, their width and their place in the rock. Ash in 1973 developed an empirical formula between specific explosive consumption ( $Q_{exp, Anfo}$  in Anfo (kg/m<sup>3</sup>)), rock properties including fracture frequency and shear strength expressed in Eq. (4).

Table 2 shows the data for average fracture frequencies collected in the field and the resulting specific explosive consumption as a function of rock parameters, and allows Ash's curve to be plotted.

$$Q_{exp, Anfo} = 1.4 \tan(\theta + i) / \sqrt[3]{\text{fracture/meter}}, \tag{4}$$

**Table 2** Specific consumption of explosive and frequency of fractures

Fracture/meter (m <sup>-1</sup> )	0.69	1.06	1.4	1.4	1.5	1.5	1.6	1.64	2.27
Specific consumption of explosive, Anfo (kg/m <sup>3</sup> )	3.566	3.091	2.817	2.817	2.753	2.753	2.694	2.672	2.398

where  $\varnothing$  is the angle of internal friction of the rock (°) Eq. (5) (M'zonchem and Chenafa 2006)

$$\varnothing = \arcsin((R_c - 4R_t)/(R_c - 2R_t)), \tag{5}$$

and  $i$  the roughness angle of the fracture surfaces (°) Eq. (6) (Meftah 2010)

$$i = \varnothing/3, \tag{6}$$

$R_c$  and  $R_t$  are the compressive and the tensile strength in (MPa), respectively.

### Methods

The Kuz–Ram model is the most widely used approach to predicting rock fragmentation by blasting and has the advantage that it combines the rock properties of natural discontinuities and physical–mechanical characteristics, explosive properties and design variables (Cunningham 1983, 1987, 2005).

This model has three key equations, the Kuznetsov (1973) equation, the Rosin and Rammler (1933) equation and the Cunningham (1983, 1987, 2005) equation as shown in equations (Eqs. 7, 15, 16).

The fragment size for 50% of the material to pass through the crusher is given by Eq. (7) of Kuznetsov (1973).

$$X_m = A \times \left(\frac{V}{Q_e}\right)^{0.8} \times Q_e^{0.167}, \tag{7}$$

$X_m$ : the mean size of blocks which 50% of passing materials through the crusher (cm);  $A$ : rock factor;  $V$ : volume of rock broken per blast hole (m<sup>3</sup>);  $Q_e$ : mass of explosive in the blast hole (kg);  $K$  is the powder factor or specific charge (Eqs. 8 and 9) (Belhous 2016; Gadikor 2018; Segatsho and Zvarivadza 2019).

$$K = Q_e/V, \tag{8}$$

$$K = q_{et} \times K_{ex} \times K_{fiss} \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}, \tag{9}$$

$q_{et}$ : rock blastability (kg/m<sup>3</sup>);  $q_{et}$ : blastability of the rock (kg/m<sup>3</sup>);  $K_{ex}$ : transformation index of the standard explosive;  $K_{fiss}$ : cracked index which considering the cracking of the rock;  $K_d$ : index which considering the degree of fragmentation;  $K_c$ : index which considering the degree of real

concentration of the load;  $K_v$ : index which considering the influence of the volume of blasted rock for the steps;  $K_{sd}$ : index which considering of the arrangement of the load and the surface number of the rock attracted by case in two free surfaces.

The blastability of the rock mass ( $q_{et}$ ) makes it possible to characterize its class. It varies according to the mechanical properties of the rock and the dip of the planes of discontinuities. It is given by Eqs. (10), (11), (12) and (13) (Belhous 2016).

$$q_{et} = 0.02 \times (\sigma_c + \sigma_{tr} + \tau) + 2\rho, \tag{10}$$

$$\sigma_c = 100 \times f, \tag{11}$$

$$\sigma_{tr} = 0.33 \times \sigma_c, \tag{12}$$

$$\tau = \sigma_c/10, \tag{13}$$

$\sigma_c$ : strength of the rock to simple compression (MPa);  $\sigma_{tr}$ : strength of the rock to traction (MPa);  $\tau$ : strength of the rock to shear (MPa);  $\rho$ : density of the rock (kg/l);  $f$ : hardness index.

Cunningham (2005) stated that, the evaluation of the rock factor for blasting should at least take into account the density, mechanical strength, elastic properties and structure of the material (Table 3). The rock factor ( $A$ ) is given by Eq. (14) (Gheibie et al. 2009; Mohammad et al. 2019):

$$A = 0.06 \times (\text{RMD} + \text{JF} + \text{RDI} + \text{HF}), \tag{14}$$

RMD: mass description; JF: joint factor; RDI: rock density influence; HF: hardness factor.

The Rosin–Rammler distribution (Rosin and Rammler 1933) used to evaluate the proportion of blocks passing through the crusher is given in Eq. (15).

$$P(X) = 100 \times \left(1 - \exp\left(-\left(\frac{X}{X_c}\right)^{ni}\right)\right) \tag{15}$$

$P(x)$ : proportion of passing blocks in the crusher (%);  $ni$ : uniformity index;  $X_c$ : characteristic size of blocks which 63.2% of passing materials (cm);  $X$ : the blocks size (cm).

Equation (15) further established by Cunningham (1987) used to calculate the uniformity index ( $ni$ ) by incorporating the effects of blast geometry is shown in Eq. (16).

**Table 3** Rock factor parameters and rates (Mohammad et al. 2019)

Parameters	Sub-category	Rating
Rock mass description (RMD)	Powdery	10
	Vertically jointed	20
	Massive	50
Joint plane spacing (JPS)	< 0.1 m	10
	0.1 m to oversize	20
	Oversize to pattern size	50
Joint plane angle (JPA)	Horizontal dip	10
	Discontinuity dip out of face	20
	Discontinuity dip perpendicular to face	30
	Discontinuity dip into face	40
Rock density index (RDI)	Density (kg/l)	25–50
Hardness factor (HF)	If $Y_m < 50$ GPa	UCS/3
	If $Y_m > 50$ GPa	UCS/5

$Y_m$  Young’s modulus, UCS uniaxial compressive strength

$$ni = \left(2.2 - 14\left(\frac{B}{D}\right)\right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{B}\right)\right) \times \left(\frac{\left(1 + \left(\frac{E}{B}\right)\right)}{2}\right)^{0.5} \times \left(\frac{L}{H}\right), \tag{16}$$

$B$ : burden (m);  $E$ : spacing (m);  $D$ : blasthole diameter (mm);  $W$ : standard deviation of drilling (m);  $L$ : charge length (m);  $H$ = bench height (m).

Using Eq. (15) of Rosin and Rammler (1933), the characteristic size is calculated from the average size by substituting  $X = X_m$ , and  $y = 0.5$  in Eq. (15) which gives Eq. (17).

$$X_c = X_m / (0.693)^{\frac{1}{ni}}, \tag{17}$$

$X_m$ : the mean size of blocks which 50% of passing materials through the crusher (cm),

The standard deviation of drilling ( $W$  in meter) is given by Eq. (18) (Gaucher 2011).

$$W = \frac{D}{1000} + (0.03 \times L_t), \tag{18}$$

$L_t$ : total length of the hole (m).

The total hole length ( $L_t$ ) is given by Eqs. (19) and (20) (Gaucher 2011).

$$L_t = \frac{H}{\cos\mu} + L_s, \tag{19}$$

$$L_s = 0.3 \times B_{th}, \tag{20}$$

$L_s$ : overdrilling of hole (m);  $B_{th}$ : theoretical burden (m);  $\mu$ : angle of inclination of the hole relative to the vertical ( $^\circ$ ). The theoretical burden ( $B_{th}$  in meter) formula is given by the

empirical relationship of Langefors and Kihlstrom (1979) in Eqs. (21), (22) and (23).

$$B_{th} = 1.08 \times \sqrt{(L_f \times S)} / \left(C_{in} \times R_t \times \left(\frac{E}{B}\right)\right), \tag{21}$$

$R_t$ : index of strength to blastability;  $C_{in}$ : stress factor;  $S$ : the energy index Eq. (22) and  $L_f$ : linear load (kg/m in Eq. 23).

$$S = Q/Q_0, \tag{22}$$

$Q$ : explosive energy of Explus (MJ/kg);  $Q_0$ : explosive energy of Anfo (MJ/kg);

$$L_f = \pi \times d_e \times \left(\frac{\phi^2}{4}\right) \times K_t, \tag{23}$$

$d_e$ : density of the explosive (Explus and Anfo) used ( $\text{g/m}^3$ );  $\phi$ : diameter of the explosive (Explus and Anfo) used (mm);  $k_t$ : explosive settlement index.

Langefors and Kihlstrom (1973) established an empirical formula to calculate the maximum allowable burden ( $B_{max}$  in meter) as a function of the drilling diameter and other parameters, including rock strength, mesh ratio, and the inclination and type of explosive (Salmi and Sellers 2021) by the following equation (Eq. 24).

$$B_{max} = (0.958 \times D) \times \sqrt{(\rho_c \times S_e)} / \left(C_b \times C_{LK} \times \left(\frac{E}{B}\right)\right), \tag{24}$$

$\rho_c$ : density of the charge ( $\text{kg/m}^3$ );  $S_e$ : weight strength;  $C_b$ : factor indicating the constraining effect of the material surrounding an explosive charge;  $C_{LK}$ : rock constant known as the Langefors and Kihlstrom’s blastability factor ( $\text{kg/m}^3$ ).

## Results and discussion

### Quality of the Bidzar rock

The simple compressive strength of Bidzar marble is 75 MPa reflecting that, it is a medium hard, class II, R4 grade rock (Porokhovoi 1995; Gadikor 2018). The RQD of the rock is 93% showing that, this marble is of excellent quality (RQD class 1). The rock factor is about 10.455, confirming that, the rock is hard and moderately fissured (Ouchterlony and Sanchidrian 2019). The average fracture spacing is 1.08 m and the average spacing between the planes of the discontinuities is 80.53 cm (Table 4) showing that, the discontinuities are spaced and that, the Bidzar rock is class ES2. The average fracture density is  $1.02 \text{ m}^{-1}$  and the average density of the discontinuity planes is  $1.60 \text{ m}^{-1}$  (Table 4), indicating that the Bidzar marble is of class ID2 and low discontinuity density. The

average spacing between discontinuities in the Bidzar marble is greater than 0.5 m. Taking into account the Central Research Institute's (CRI) blastability classification, the Bidzar marble is category III, thus difficult to blast (Salmi and Sellers 2021). In the same order, the Protodyakonov's hardness index of the Bidzar marble is 7.5 showing that, the Bidzar rock is exactly the marble as this one is between 7 and 9, of class III, resistant, solid and hard, difficult to blast according to the Protodyakonov classification (Salmi and Sellers 2021). The compressive strength of Bidzar marble is 75 Mpa, so between 50 and 100 Mpa, the powder factor varies between  $0.522 \text{ kg/m}^3$  and  $0.658 \text{ kg/m}^3$ , ranging between  $0.5 \text{ kg/m}^3$  and  $0.8 \text{ kg/m}^3$ , translating that the marble of the Bidzar quarry is of medium hardness, which agrees with the classification of Mohamed and Shapiro (Salmi and Sellers 2021). Moreover, the spacing between the fractures varies between 0.5 and 1 m showing that, Bidzar marble is moderately cracked and belongs to the difficult blastability class according to Khanukaev's

**Table 4** Geometric parameters of discontinuity in Bidzar quarry

Lines	Position (m)	Direction	Average space of discontinuities (m)	Average frequency of discontinuities ( $\text{m}^{-1}$ )	Average space of fractures (m)	Average frequency of fractures ( $\text{m}^{-1}$ )
L1	X: 0404075 Y: 1098460 Z: 420	N80W W-E	0.9429	1.5	0.75	1.5
L2	X: 0404104 Y: 1098425 Z: 420	N60W WNW-ESE	0.7923	1.4	1.11	1
L3	X: 0404139 Y: 1098411 Z: 426	N40E SW-NE	0.6732	1.64	0.79	1.36
L4	X: 0404153 Y: 1098362 Z: 423	N72W WSW-ESE	1.0565	1.06	1.64	0.67
L5	X: 0404165 Y: 1098305 Z: 425	N80E W-E	0.7348	1.5	1.17	0.93
L6	X: 0404144 Y: 1097822 Z: 457	N90W W-E	1.64	0.69	0.7	0.13
L7	X: 0404215 Y: 109784 Z: 439	N90E W-E	0.4080	2.64	0.52	2
L8	X: 04042173 Y: 1097932 Z: 432	N80E E-W	0.8488	1.4	1.25	0.87
L9	X: 0404270 Y: 1097984 Z: 432	N16E SSW-NNE	0.5027	2.09	1.83	0.64
L10	X: 0404270 Y: 1097972 Z: 440	N60W WNW-ESE	0.4702	2.27	0.92	1.18
L11	X: 0404239 Y: 1097817 Z: 428	N140W NE-SW	0.7888	1.42	1.2	0.92



classification (Salmi and Sellers 2021). The density of Bidzar marble is between  $2750 \text{ kg/m}^3$  and  $2900 \text{ kg/m}^3$ , accommodating with the classification of Gokhale (Salmi and Sellers 2021).

### Natural discontinuity planes

Figure 2 shows three families of natural discontinuities in the Bidzar quarry, the major directions (N30–40E, N40–50E, N160–170E), the secondary directions (N10–20E, N50–60E, N80–90E, N140–150E, N150–160E, N170–180E) and minority directions (N00–10E, N20–30E, N40–50E, N70–80E, N100–110E, N110–120E, N120–130E, N130–140E) with a dip of about  $85^\circ$ . This hierarchy of direction families corresponds to that described by Ndjeng (1998) and Wouatong et al. (2017), reflecting that the Bidzar rock is fractured, a fracturing acquired both naturally during the volcano-sedimentary process that prevailed in the Bidzar area and also artificially by the multiple blasting carried out over decades of exploitation. Figure 3a, b shows the concentration of discontinuity poles and major discontinuity planes on the stereonet in 2D and 3D. Figure 3c gives the hierarchy of the discontinuity planes on the directional rosette and Fig. 3d presents the frequency histogram of the discontinuity planes. To this end, Fig. 3b highlights three planes: plane N028E69 with a west dip direction, plane N066E86 with a NNW dip direction and plane N289E88 with a SSW dip direction. The west dipping planes of the quarry are shallower in dip than the other planes and therefore favourable for producing optimal fragmentation after shooting.

### Influence of discontinuities on explosive consumption

Figure 4 shows the influence of discontinuities and mechanical properties on explosive consumption. The shape of the curve for the evolution of the specific explosive consumption in Anfo as a function of the fracture frequency is decreasing. This curve varies in the same direction as that of Ash (1973), Salmi and Sellers (2021) and shows that the consumption of explosive in Anfo decreases as the fracture frequency increases (Fig. 4). This is due to the fact that discontinuities generate a wave reflection resulting in a concentration of stresses in the fractured zone which act in conjunction with those created by the explosive charge, resulting in a decrease in explosive consumption and better fragmentation. Eqs. (2) and (3) give for the Bidzar marble: the angle of internal friction  $49.54^\circ$ ; the angle of roughness  $16.51^\circ$ ; the angle of friction of  $66.05^\circ$  showing that, the planes of discontinuity are not very rough and the internal friction is low.

### Proposal of the blasting plane

Tables 5, 6 and 7 show that, discontinuity planes with a dip greater than  $60^\circ$  are difficult to blast while, those with a dip less than or equal to  $60^\circ$  are a little more difficult. With the exception of the  $60^\circ$  dip blasting plane which is very difficult to pull and equal to  $0.32056 \text{ g/m}^3$ , the discontinuity planes with a dip greater than or equal to  $60^\circ$  and a pull of less than or equal to  $0.32056 \text{ kg/m}^3$  are subvertical to vertical planes, and can be used as blasting planes, whereas discontinuity planes with a dip of less than  $60^\circ$  and a blastability of more than  $0.32056 \text{ kg/m}^3$  are subhorizontal to horizontal planes, and cannot be blasting planes. This result is consistent with the work of Worsey et al. (1981), who show that if the dip of the discontinuity planes is less than  $60^\circ$ , the blasting results will become poor. The blastability of the blasting planes increases with decreasing dip (Tables 5, 6 and 7). The dip of the rock quarry is about  $85^\circ$  and average blastability  $0.2654 \text{ g/m}^3$ . Furthermore, the blastability of blasting planes increases with the increase of the powder factor and the compressive strength of blasting planes (Tables 5, 6 and 7).

### Fragmentation as a function of compressive strength and powder factor

Table 1 shows that the compressive strength is a function of the dip of the blasting planes and the hardness of the free face. The dip of the blasting planes and their hardness are two dependent parameters varying in opposite directions. Figure 5 shows the percentage of blocks passing through the primary crusher at Bidzar quarry as a function of the dips of the blasting planes  $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$  and at variable mesh sizes  $3 \times 3 \text{ m}$ ,  $4 \times 4 \text{ m}$ ,  $4.5 \times 4.5 \text{ m}$ , and show that productivity varies between 60.08 and 71.78%. Tables 5, 6 and 7 show that the uniformity index varies between 1.209 and 1.238, in line with De Lile's (2012) requirement that it should be between 0.8 and 2.2. It is 1.238 for the  $3 \times 3 \text{ m}$  drilling mesh, 1.209 for the  $4 \times 4 \text{ m}$  drilling mesh and 1.183 with the  $4.5 \times 4.5 \text{ m}$  drilling mesh, reflecting that the distribution of block size after the blast in the Bidzar quarry is uniform. The powder factor is between  $0.522 \text{ kg/m}^3$  and  $0.658 \text{ kg/m}^3$ , which is comparable to that of igneous rocks according to Gadikor (2018), and corresponds to that where rock fragmentation is difficult, reflecting that, more explosive should be used during blasting to have an effective fragmentation. Also, the average block size decreases with increasing powder factor, which agrees with the studies of Gadikor (2018). Tables 5, 6 and 7 further show that, fragmentation increases with increasing powder factor, and so does explosive consumption. The blasting pattern that produces optimal fragmentation is the one with the highest powder factor independent of the drilling mesh in agreement with the work of (Blair 2015).

**Fig. 3** Stereographic projection and major direction of discontinuity planes of the Bidzar quarry. **a** Stereographic projection of discontinuities. **b** Major discontinuity plane in 3D. **c** Major direction of discontinuity plane. **d** Frequency histogram of discontinuity planes

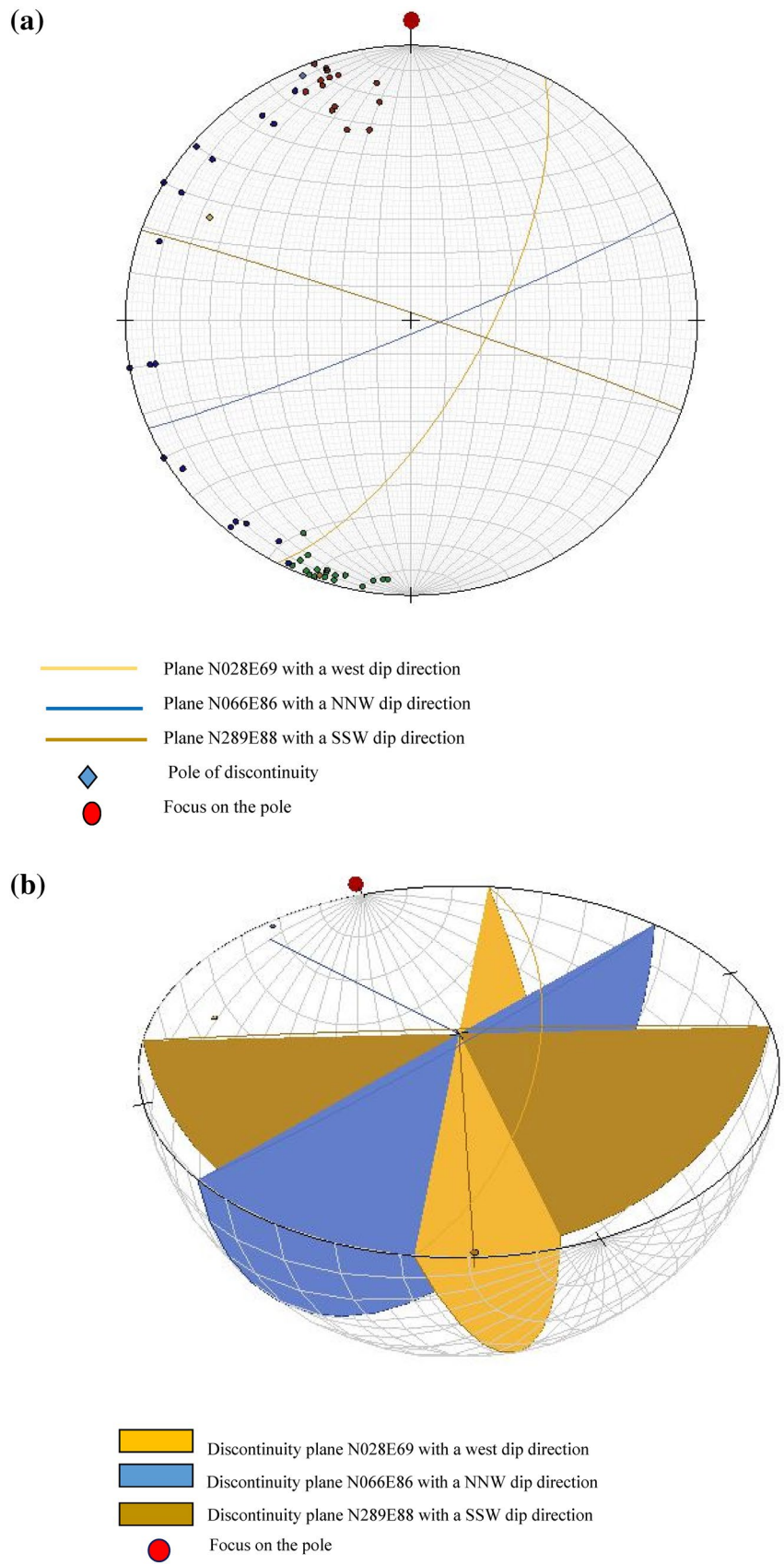
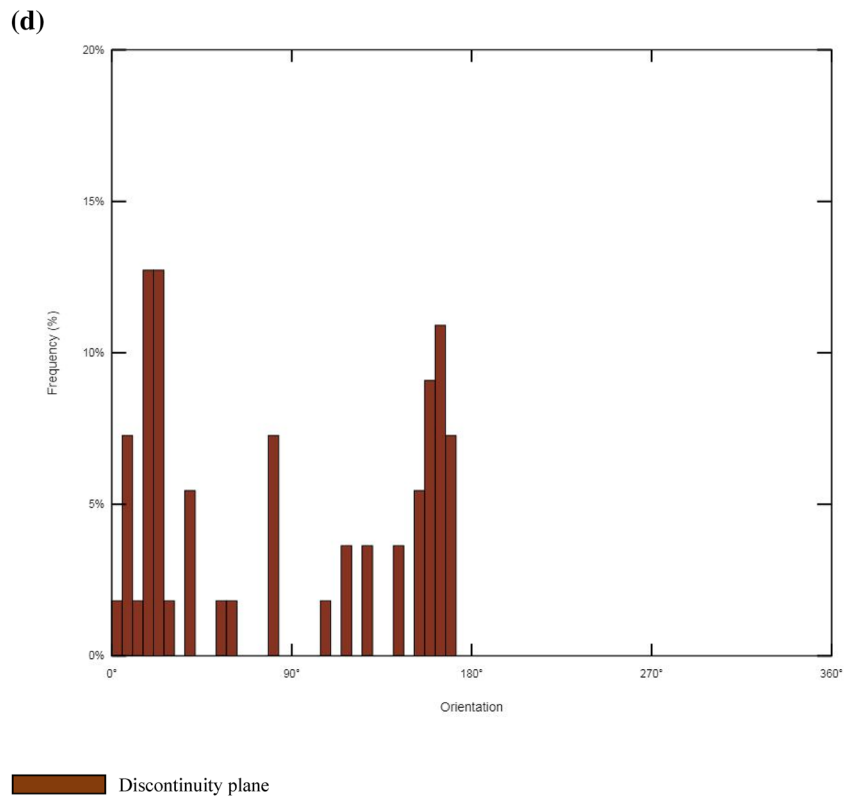
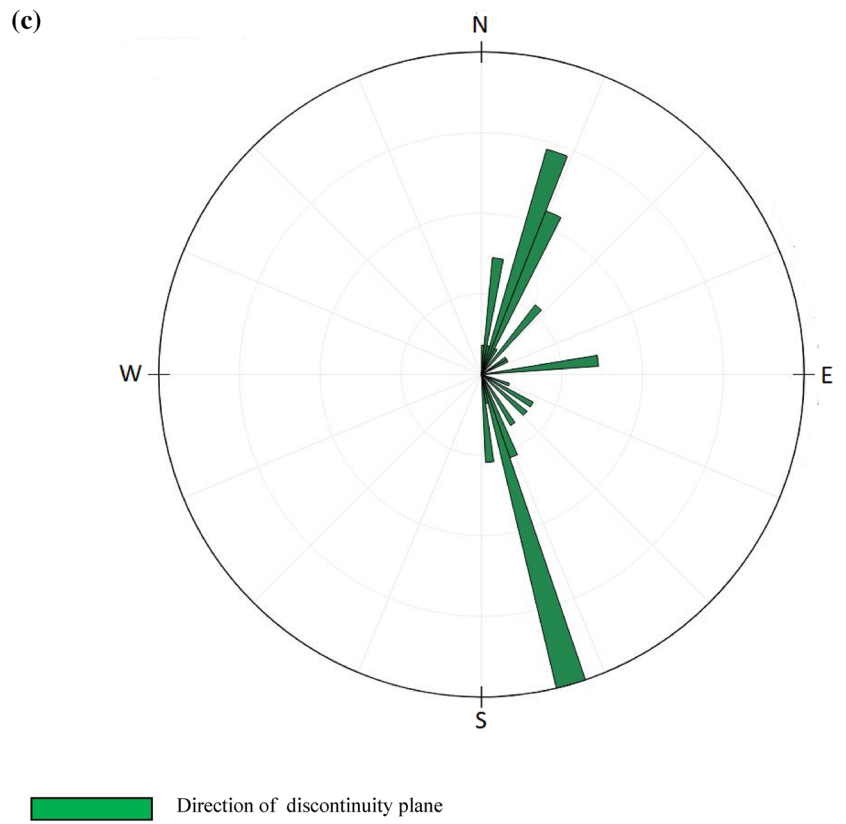




Fig. 3 (continued)



**Fig. 4** Curve of explosive consumption function of the frequency of fractures and shear strength

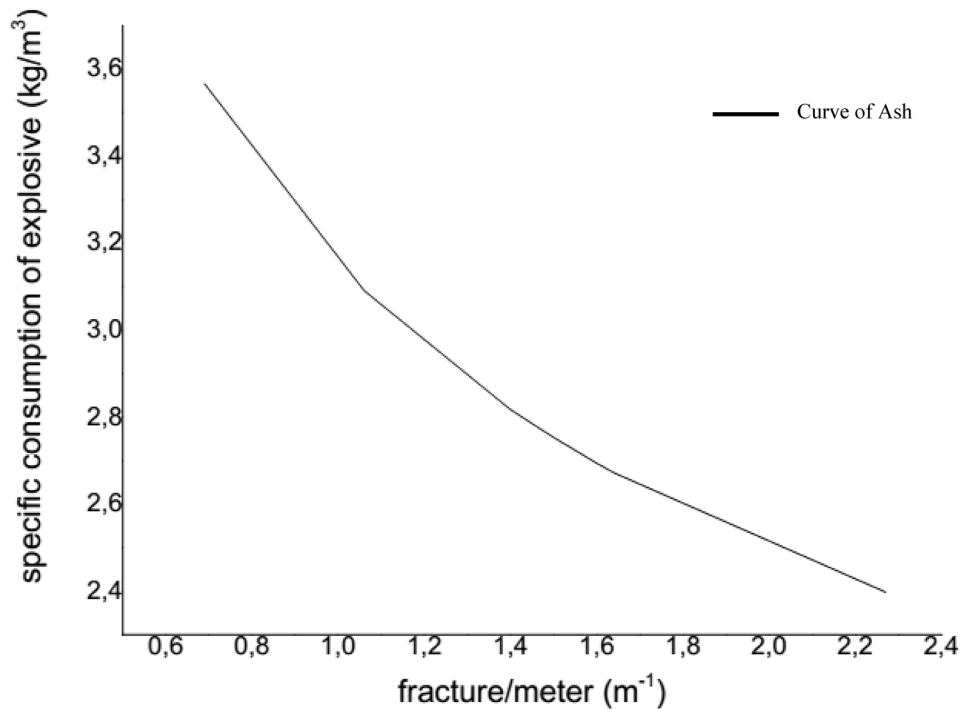


Figure 6 shows that, as the compressive strength of the blasting planes increases, the powder factor increases, a result that is in agreement with the work of Muftuoglu et al. (1991). Indeed, increasing the compressive strength of the blasting planes increases the powder factor and the consumption of explosive which leads to an increase in fragmentation. These results are consistent with those of (Blair 2015; Salmi and Sellers 2021) who explain that high density rocks tend to require higher explosive energy to produce fragmentation than low density rocks. Tables 5, 6 and 7 show that dipping blasting planes ( $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$ ) have a compressive strength between 8 and 80 Mpa and correspond to semi-hard fronts, whereas dipping blasting planes ( $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ) have a compressive strength greater than 80 Mpa, indicating that they constitute hard fronts (Porokhovoi 1995). As a result, blasting planes with hard felling faces give a higher powder factor and generate the best fragmentation after shooting, which is the opposite for blasting planes with semi-hard faces. The  $60^\circ$  dip blasting plane with a maximum compressive strength of 94.7 Mpa, has a maximum powder factor of  $0.658 \text{ kg/m}^3$ , and produces optimum yields at different mesh sizes: 71.78% at  $3 \times 3 \text{ m}$ , 67.85% at  $4 \times 4 \text{ m}$ , 66.46% at  $4.5 \times 4.5 \text{ m}$ . The simple compressive strength of the Bidzar rock is 75 Mpa and dips  $85^\circ$ , indicating that the marble is hard, resistant and therefore requires a high explosive energy for efficient fragmentation.

#### Fragmentation as a function of the dip of the blast planes and the drilling mesh

In the Bidzar quarry, the average size of the blasted blocks ( $X_m$ ) should be between 150 and 550 mm, for a crusher jaw of 550 mm. Thus, blasting with the  $3 \times 3 \text{ m}$  drilling mesh in the dip,  $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ , and  $90^\circ$  blasting planes gives a Rosin–Rammler slope ( $X/X_c$ ) greater than 1 showing a high level of fragmentation. In contrast, the blast with the  $4 \times 4 \text{ m}$  and  $4.5 \times 4.5 \text{ m}$  drilling mesh give Rosin–Rammler slopes ( $X/X_c$ ) greater than 1 for dipping blasting planes ( $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ) and ( $60^\circ$ ,  $70^\circ$ ,  $75^\circ$ ) and less than 1 for dipping blasting planes ( $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$ ) and ( $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ,  $90^\circ$ ), respectively. These results show that the Rosin–Rammler slope ( $X/X_c$ ) increases with decreasing dip of the blasting planes and drilling mesh. The Rosin–Rammler slope allows not only to observe the variation of the Rosin–Rammler distribution curves but also to deduce the level of fragmentation. Figure 7 shows the Rosin–Rammler distribution curves or fragmentation curves and describes the size distribution of the fragments after the blast as a function of the dips of the blasting planes and the drilling mesh. For visibility of the fragmentation curves, the dip blasting planes ( $60^\circ$ ,  $75^\circ$ ,  $82^\circ$ ,  $90^\circ$ ) were chosen. This choice is justified by the fact that the nearby dip and Rosin–Rammler slope blasting planes have almost identical Rosin–Rammler curves. These are the dipping blasting planes ( $82^\circ$ ,  $85^\circ$ ,  $86^\circ$ ) on the one

**Table 5** Parameters of Kuz–Ram prediction model  $q_{gr}$ ,  $k$ ,  $X/X_c$ ,  $Q$ ,  $X_m$ ,  $n$ ,  $X_c$ ,  $P(x)$  with mesh size  $3 \times 3$  m according to the dips and compressive strengths of the blasting planes

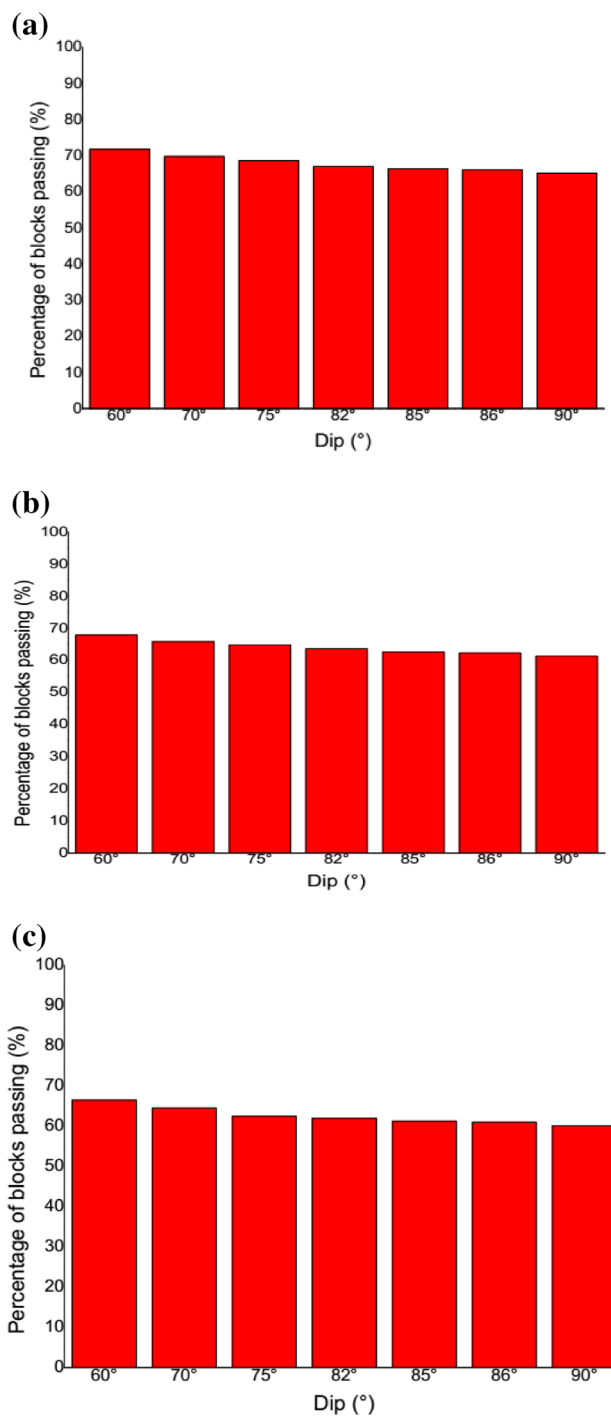
Direction of blasting planes	+ – Dip (°)	Compressive strength (Mpa)	Spacing (m)	Burden (m)	W (m)	$q_{gr}$ (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	$X/X_c$	$Q_e$ (kg)	$X_m$ (cm)	$n$	$X_c$ (cm)	P (X)%
N80E	60°	94.7	3	3	0.469	0.3205	0.658	1.209	59.25	28.88	1.238	45.475	71.78
N20E	70°	86.8	3	3	0.469	0.2984	0.612	1.155	55.161	30.217	1.238	47.581	69.77
N56E	75°	82.8	3	3	0.469	0.2872	0.589	1.282	53.091	30.953	1.238	48.747	68.68
N156E	82°	76.2	3	3	0.469	0.2718	0.558	1.089	50.245	32.057	1.238	50.477	67.11
N40E	85°	75	3	3	0.469	0.2654	0.545	1.067	49.054	32.547	1.238	51.249	66.42
N08E	86°	74	3	3	0.469	0.2626	0.539	1.066	48.537	32.766	1.238	51.594	66.11
N120E	90°	71	3	3	0.469	0.2542	0.522	1.044	46.984	33.448	1.238	52.667	65.18

**Table 6** Parameters of Kuz–Ram prediction model  $q_{gr}$ ,  $k$ ,  $X/X_c$ ,  $Q$ ,  $X_m$ ,  $n$ ,  $X_c$ ,  $P(x)$  with mesh size  $4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$  according to the dip and compressive strengths of the blasting planes

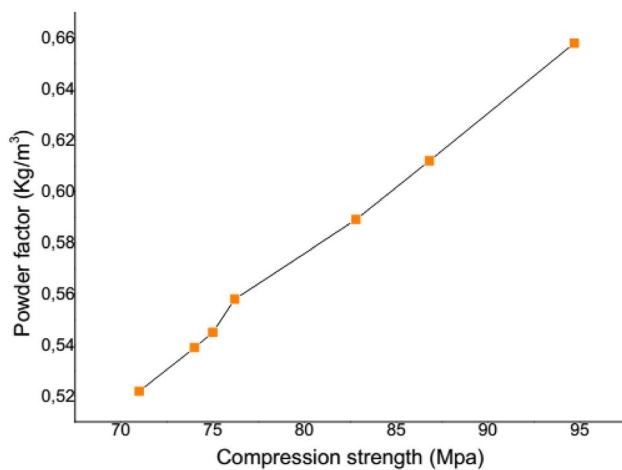
Direction of blasting planes	Dip (°)	Compressive strength (Mpa)	Spacing (m)	Burden (m)	W (m)	$q_{gr}$ (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	$X/X_c$	$Q_e$ (kg)	$X_m$ (cm)	$n$	$X_c$ (cm)	P (X)%
N80E	60°	94.7	4	4	0.469	0.3205	0.658	1.110	105.333	31.793	1.209	49.532	67.85
N20E	70°	86.8	4	4	0.469	0.2984	0.612	1.061	98.065	33.265	1.209	51.825	65.82
N56E	75°	82.8	4	4	0.469	0.2872	0.589	1.035	94.385	34.08	1.209	53.095	64.77
N156E	82°	76.2	4	4	0.469	0.2718	0.558	1.000	89.324	35.29	1.209	54.980	63.62
N40E	85°	75	4	4	0.469	0.2654	0.545	0.985	87.208	35.86	1.209	55.821	62.55
N08E	86°	74	4	4	0.469	0.2626	0.539	0.978	86.288	36.071	1.209	56.197	62.25
N120E	90°	71	4	4	0.469	0.2542	0.522	0.958	83.528	36.821	1.209	57.365	61.33

**Table 7** Parameters of Kuz–Ram prediction model  $q_{dr}$ ,  $k$ ,  $X/X_c$ ,  $Q$ ,  $X_m$ ,  $n$ ,  $X_c$ ,  $P(x)$  with mesh size  $4.5 \times 4.5$  m according to the dips and compressive strengths of the blasting planes

Direction of blasting planes	Dip (°)	Compressive strength (Mpa)	Spacing (m)	Burden (m)	W (m)	$q_{dr}$ (kg/m <sup>3</sup> )	K (kg/m <sup>3</sup> )	$X/X_c$	$Q_e$ (kg)	$X_m$ (cm)	$n$	$X_c$ (cm)	P (X)
N80E	60°	94.7	4.5	4.5	0.469	0.3205	0.658	1.077	133.313	33.068	1.183	51.030	66.46
N20E	70°	86.8	4.5	4.5	0.469	0.2984	0.612	1.030	124.113	34.600	1.183	53.393	64.50
N56E	75°	82.8	4.5	4.5	0.469	0.2872	0.539	1.005	119.456	35.447	1.183	54.702	62.44
N156E	82°	76.2	4.5	4.5	0.469	0.2718	0.558	0.970	113.051	36.706	1.183	56.644	61.93
N40E	85°	75	4.5	4.5	0.469	0.2654	0.545	0.956	110.373	37.267	1.183	57.510	61.27
N08E	86°	74	4.5	4.5	0.469	0.2626	0.539	0.949	109.208	37.518	1.183	57.897	60.97
N120E	90°	71	4.5	4.5	0.469	0.2542	0.522	0.930	105.715	38.298	1.183	59.101	60.08



**Fig. 5** Percentage of blocks passing to the crusher for blasting planes to the 60°, 70°, 75°, 82°, 85°, 86°, 90°, dip with mesh sizes  $3 \times 3$  m,  $4 \times 4$  m and  $4.5 \times 4.5$  m. **A** Percentage of blocks passing to the crusher with mesh size  $3 \times 3$  m. **B** Percentage of blocks passing to the crusher with mesh size  $4 \times 4$  m. **C** Percentage of blocks passing to the crusher with mesh size  $4.5 \times 4.5$  m



**Fig. 6** Powder factor versus a rock compression strength

hand and the dipping planes of (70°, 75°) on the other. The dipping blasting planes (85°, 86°) have almost similar dips and Rosin–Rammler slopes and are closer to the 90° dipping blasting plane than the 82° dipping blasting plane (Tables 5, 6 and 7). The Rosin–Rammler slopes vary between 0.930 and 1.209 for the different blasting planes of dips: 60°, 70°, 75°, 82°, 85°, 86°, 90° and the drill holes 3 × 3 m, 4 × 4 m and 4.5 × 4.5 m. In this quarry, the blasting plane producing an optimal yield of blocks after the blast is the 60° dip discontinuity plane at the 3 × 3 m mesh, with a Rosin–Rammler slope of 1.209.

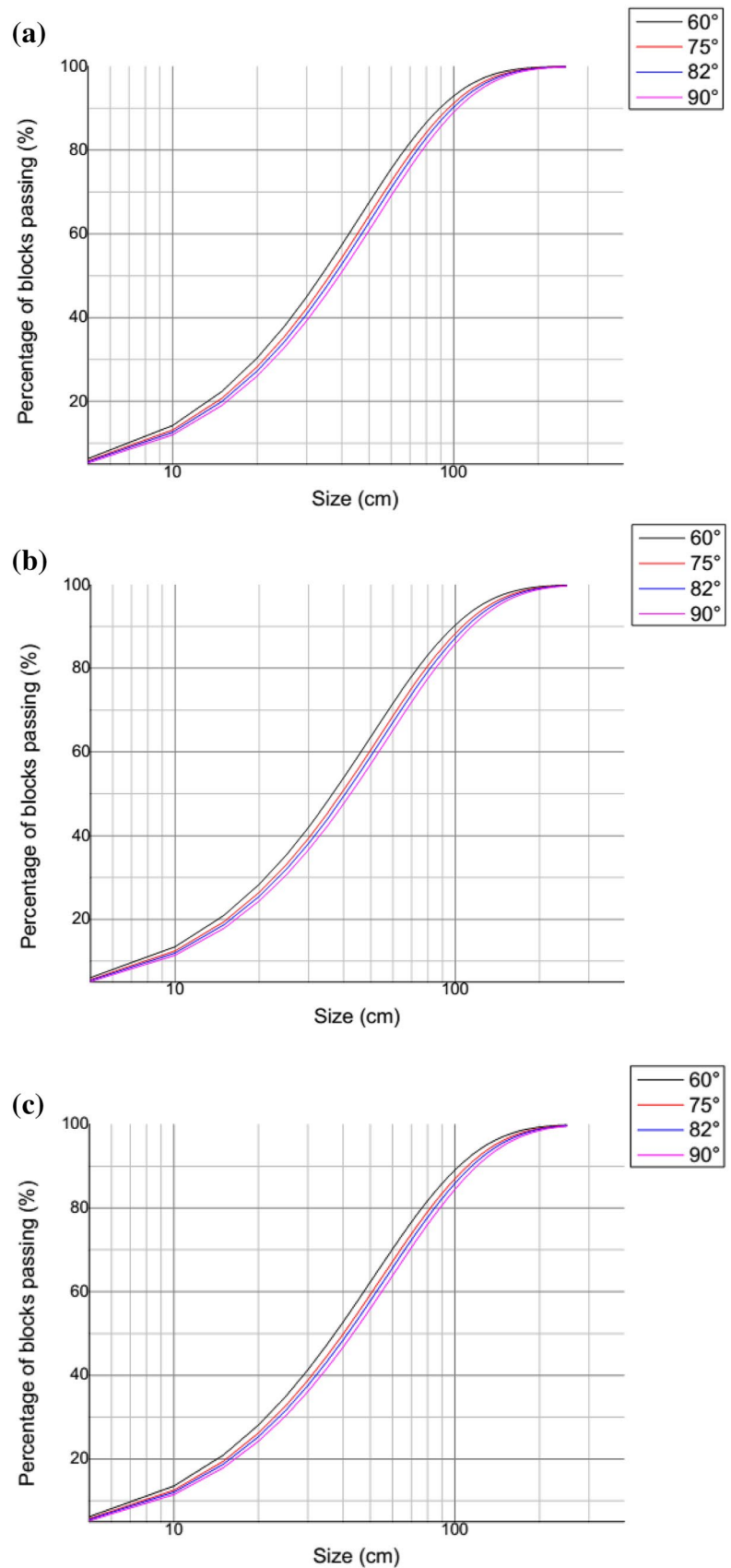
Furthermore, for the same borehole, the productivity of the blocks passing to the crusher increases as the dip of the blasting planes and the borehole mesh decreases and as the amount of explosive, the powder factor and the compressive strength increase. Finally, for the same borehole, the amount of explosive and the powder factor increase the borehole mesh and the compressive strength, respectively. The standard deviation of drilling varies with the borehole diameter and does not depend on the mesh size, and is 0.469 m. The maximum burden in the Bidzar marble quarry is 4.487 m and corresponds precisely to the one currently used. The real burden is 3.930 m, the theoretical burden is 4.339 m and the total borehole length is 11.357 m. The decrease in dip leads to an increase in the compressive strength of the blast plane and the hardness of the slope, resulting in an increase in the explosive load and the powder factor of the face to be blasted, thus reducing the average block size and increasing productivity (Tables 5, 6 and 7). These results are consistent with the work of Singh et al. (2015), regarding the decrease in block size with the reduction of the drilling mesh and, the work of Belland (1968), Worsley et al. (1981) and Yahyaoui et al. (2018) according to which the dip of the main parting

planes significantly influences fragmentation. Tables 5, 6 and 7 and Fig. 7 clearly show that, the directions of the blasting planes do not influence the fragmentation of the rocks but rather, the dip of the blasting planes. This result is cited in the work of Belland (1968) and Yahyaoui et al. (2018). On the other hand, the directions of the blasting planes impact on stability, good front alignment and felling difficulties. A result that also agrees with those of Ash (1973) and Yahyaoui et al. (2018). In comparison with the results obtained by Shaib et al. (2020), Bidzar's model is reliable with 100% of the blocks passing the 250 cm size crusher screen.

## Conclusion

The aim of this work was to enhance the geological and mechanical information of the Bidzar marble quarry and predict its fragmentation, considering the effect of its natural discontinuities and mechanical properties using the Kuz–Ram method. The prediction test was carried out with several blasting planes depending on the direction, dip and compressive strength. The influence of natural discontinuities and mechanical characteristics on the fragmentation of marble was thus studied. The remarkable results show that, the rock quarry is heterogeneous, consisting mainly of marble, with a dip of about 85°, fissured and hard, with a rock factor of 10.455, class III and difficult to blast. The marble from the Bidzar quarry is of excellent quality with an RQD of 93%. Fractures and discontinuity planes are spaced and of class ES2, the density of fractures and discontinuity planes is low and of class ID2. The rock quarry is intersected by a network of discontinuity planes marked by three families of direction, major (N30–40E, N40–50E, N160–170E), secondary (N10–20E, N50–60E, N80–90E, N140–150E, N150–160E, N170–180E) and minority (N00–10E, N20–30E, N40–50E, N70–80E, N100–110E, N110–120E, N120–130E, N130–140E). The percentage distribution of blocks passing through the primary crusher at Bidzar quarry according to the dips of the blasting planes 60°, 70°, 75°, 82°, 85°, 86°, 90° and at variable mesh sizes 3 × 3 m, 4 × 4 m, 4.5 × 4.5 m, varies between 60.08 and 71.78%. Furthermore, the discontinuity planes that can be considered as blasting planes are those with difficult to very difficult blastability and whose dips are between 60° and 90°, with the optimum plane being the 60° dip. Fragmentation increases inversely with the dip of the blasting planes. Finally, fragmentation decreases with the increase in the drilling mesh and the hard blasting planes with compressive strengths greater than 90 Mpa produce the best fragments.

**Fig. 7** Rosin–Rammler distribution curve following the blasting planes to the 60°, 75°, 82°, 90° dip with mesh sizes 3 × 3 m, 4 × 4 m and 4.5 × 4.5 m. (i). Rosin–Rammler distribution curve with mesh size 3 × 3 m. (ii). Rosin–Rammler distribution curve following the blasting planes to the 60°, 75°, 82°, 90° dip with mesh size 4 × 4 m. (iii). Rosin–Rammler distribution curve with mesh size 4.5 × 4.5 m



**Acknowledgements** The authors thank the Director of CIMENCAM-Figuil, for his field assistance as well as the head of the laboratory for the physical and mechanical tests and the head of quarry service of CIMENCAM-Figuil. We would like to thank especially Editor-in-Chief and his staff, for the publication facilities. We also appreciate the contribution of the anonymous reviewers and correction as well as.

## Declarations

**Conflict of interest** Authors have declared that no competing interests exist.

## References

- Akbari M, Lashkaripour G, Yarahamdi BA, Ghafoori M (2015) Blastability evaluation for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines. *Int J Min Sci Technol* 25:59–66. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.11.008>
- Ash RL (1973) The influence of geological discontinuities on rock blasting, Ph.D. Thesis, University of Missouri Rolla 87
- Belhous M (2016) Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches -Cas de la carrière d'Ain El Kebira, Université Abderrahmane Mira de Bejaia, Faculté de Technologie, Département des mines et géologie, mémoire en vue de l'obtention du diplôme de master en mines option exploitation minière
- Belland JM (1968) Structure as a control in rock fragmentation coal lake iron ore deposited. *The Canadian Mining Metallurgical Bull* 59(647):323–328
- Blair AC (2015) A novel powder factor based bench blast design method for large surface coalmines. Doctoral dissertations, Missouri University of Science and Technology
- Burkle WC (1979) Geology and its effect on blasting. In: Proceedings of the 5th conference on explosives and blasting techniques, SEE
- Cho SH, Katsuhiko K (2004) Rock fragmentation control in blasting. *Mining Mater Process Inst Japan, Mater Trans* 45(5):1722–1730
- Cruise J (2011) Rock breaking—a science, not an art. Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Namibia
- Cunningham CV (1983) The Kuz-Ram model for the prediction of fragmentation from blasting, proceedings of the international symposium on rock fragmentation and blasting, Lulea, August 22–26
- Cunningham CV (1987) Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on, proceedings of the second international symposium on rock fragmentation by blasting, Keystone, August 23–26
- Cunningham CV (2005) The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on, 2005. In: European federation of explosives engineers, Brighton conference proceeding. Brighton, UK, pp 201–210
- De Lile F (2012) Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert, Ecole des mines de Paris, Thèse de Doctorat
- Ebrahimi E, Monjezi M, Khalesi MR, Armaghani DJ (2015) Prediction and optimization of back-break and rock fragmentation using an artificial neural network and a bee colony algorithm. *Bull Eng Geol Environ*, Springer-Verlag Berlin Heidelberg, pp 1–10. <http://doi.org/https://doi.org/10.1007/s10064-015-0720-2>
- Gadikar J (2018) Optimization of drilling and blasting practices at a Western US open pit copper mine. Graduate Theses and Non-Theses. 168, Master of Science in Mining Engineering Montana Tech
- Gaucher F (2011). Planification des travaux de sautage excavation par bancs à ciel ouvert d'une carrière de calcaire fossilifère. Goldman Exploration, 860 boul. de la Chaudière Québec, Qc, G1X 4B7Le 31 octobre 2011
- Gheibie S, Aghababaei H, Hoseinie SH, Pourrahimian Y (2009) Modified Kuz-Ram fragmentation model and its use at the Sungun copper Mine. *Int J Rock Mech Min Sci* 46(2009):967–973
- Huang J, Asteris PG, Pasha SMK, Ahmed Salih Mohammed AS, Hasanipanah M (2020) A new auto-tuning model for predicting the rock fragmentation: a cat swarm optimization algorithm. *Engineering with Computers*, Springer-Verlag London Ltd., part of Springer Nature, pp 1–12. <https://doi.org/10.1007/s00366-020-01207-4>
- Hustrulid W (1999) Blasting principles for open pit mining, vol 1. A.A. Balkema Pub
- Jug J, Stjepan S, Gazdek M, Kavur B (2017) Fragment size distribution of blasted rock mass. World multidisciplinary earth sciences symposium (WMESS 2017) IOP publishing, OP Conf. Series: Earth and Environmental Science 95 042013, pp 1–2
- Kuznetsov VM (1973) The mean diameter of fragments formed by blasting rock. *J Min Sci* 9:144–148
- Langefors U, Kihlstrom B (1973) The modern technique of rock blasting. John Wiley & Sons, New York, London, Sydney, Toronto
- Langefors U, Kihlstrom B (1979) The modern technique of rock blasting, AWE/Gebers, Stockholms, Suede
- M'zonchem K and Chenafa W (2006) Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain El Kebira. Mémoire de fin d'étude du diplôme d'ingénieur d'état en géologie, Université de Sétif
- Meftah A (2010) Méthode de soutènements des écrans de soutènements, chapitre 2
- Mohammad B, Mohammad A, Farhang S, Farzad S, Sadjad M (2019) A new framework for evaluation of rock fragmentation in open pit mines. Faculty of mining engineering, petroleum and geophysics, Shahrood University of technology, Shahrood, Iran. *J Mech Geotech Eng* 11:325–336
- Muftuoglu Y, Amehmetoglu A, Karpuz C (1991) Correlation of powder factor with physical rock properties and rotary drill performance in Turkish surface coal mines. In: Wittke, W. (Ed.), The 7th ISRM Congress. International Society for Rock. Mechanics, Aachen, Germany
- Ndjeng E (1998) Sedimentary structures of the Babouri-Figuil basin (Bénoué ditch) in North Cameroon. In geoscience of Cameroon as Vicat J and Bilong P, collect GEOCAM 1/1998, Press University of Yaounde I
- Ouchterlony F, Sanchidrián JA (2019) Review of development of better prediction equations for blast fragmentation. *J Rock Mech Geotech Eng* 11:1094–1109
- Porokhovoi E (1995) Stabilité à long terme des talus de mines à ciel ouvert dans les massifs de roches basiques et ultrabasiques, Thèse de Doctorat, Ecole nationale des ponts et chaussées en géologie de l'ingénieur
- Rosin P, Rammler E (1933) The laws governing the fineness of powdered coal. *J Inst Fuel* 7:29–36
- Salmi EF, Sellers EJ (2021) A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design. *Eng Geol* 281:105970
- Segaetsho GSK (2017) Application of rock mass classification and blastability index for the improvement of wall control at Phoenix Mine, Faculty of Engineering and the Built Environment, University of the Witwatersrand, Johannesburg, in partial fulfilment of the requirements for the degree of Master of Science in Engineering, Johannesburg
- Segaetsho G, Zvarivadza T (2019) Application of rock mass classification and blastability index for the improvement of wall control: a



- hard rock mining case study 119: 1–40. <http://doi.org/https://doi.org/10.17159/2411-9717/2019/v119n1a4>
- Shaib AS, Kudirat OY, Hashim MHM (2020) Comparative study of WipFrag image analysis and Kuz-Ram empirical model in granite aggregate quarry and their application for blast fragmentation rating, geomechanics and geoen지니어ing, pp 1–10. <http://doi.org/https://doi.org/10.1080/17486025.2020.1720830>
- Singh PK, Roy MP, Paswan RK, Sarim MD, Suraj K, Rakesh RJ (2015) Rock fragmentation control in open cast blasting. *J Rock Mech Geotech Eng* 8(2):225–237
- Wouatong A, Kenmoe O, Ngague F, Katte V, Kamgang V (2017) A geological and physico-mechanical characterization of marble of the Bidzar quarry North-Cameroon. *Br J Appl Sci Technol* 19(5):2–7
- Worsey PN, Farmer IW, Matheson GD (1981) The mechanics of pre-splitting in discontinuous rock. In: *Proceedings 22nd US rock mechanics symp.* University of Missouri Rolla, USA
- Yahyaoui SA, Hafsaoui A, Aissi A, Benselhoub A (2018) Relationship of the discontinuities and the rock blasting results. *Dniprop, univer, bulletin, geology, geography*
- Yusong M, Yiping Z, Di u, Kebin L, Xianrong Y, Jie L (2021) Rock fragmentation size distribution prediction and blasting parameter optimization based on the Muck-Pile Model. *Mining, Metallurgy & Exploration, Society for Mining, Metallurgy & Exploration Inc.* 2021, Springer, pp 1–10. <https://doi.org/10.1007/s42461-021-00384-0>
- Zhendong L, Yong F, Qidong G, Yingguo H (2020) Evaluation and optimization of blasting approaches to reducing oversize boulders and toes in open-pit mine. *Int J Mining Sci Technol* 30(3):373–380

**Publisher's Note** Springer Nature remains neutral with regard to jurisdictional claims in published maps and institutional affiliations.